

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Université Badji Mokhtar-Annaba-

Badji Mokhtar-Annaba-University



جامعة باجي مختار- عنابة

Année: 2016

Faculté des Sciences de la Terre
Département des Mines

THÈSE

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de **DOCTORAT EN SCIENCES**

**DEVELOPPEMENT D'UNE MÉTHODOLOGIE D'ESTIMATION DES
DISCONTINUITÉS DU MASSIF ROCHEUX EN VUE DE SON
UTILISATION EN CONCEPTION MINIÈRE**

Option :
Exploitation des Mines
Par
KIMOUR Mohamed

Devant le jury composé de :

Président :	BOUKELLOUL M.L	Pr. Université Badji Mokhtar-Annaba.
Rapporteur :	SERRADJ. T	Pr. Université Badji Mokhtar-Annaba.
Examineurs :	CHOUABI. A	M.C.A. Université Badji Mokhtar Annaba.
	KHIARI. A	Pr. Université Oum El Bouaghi.
	BOUMEZBEUR.A	Pr. Université de Tébessa.
	DJAIZ. F	M.C.A. Université de Batna.

Année Universitaire : 2015 / 2016

Table des matières

Table des matières.....	i
Liste des tableaux.....	vi
Liste des figures.....	ix
Abréviations et symboles.....	xiii
Remerciements.....	xv
Dédicace.....	xviii
Résumé.....	xix
Abstract.....	xx
ملخص.....	xxi
INTRODUCTION.....	01
 CHAPITRE 1 : REVUE DE LA LITTERATURE SUR LA CARACTERISATION DES MASSIFS ROCHEUX 	
1. Introduction	4
2. Les massifs rocheux.....	5
2.1. Structure géométrique du massif rocheux.....	6
2.1.1. Les discontinuités.....	6
2.1.2. Paramètres géométriques des discontinuités.....	7
2.2.1. Définitions des caractères d'une surface de discontinuité.....	7
2.2.1.1. Orientation.....	8
2.2.1.2. Etendue, ouverture, remplissages	8
2.2.1.3. Morphologie de détail	9
2.2.2. Familles et réseaux de discontinuités	10
2.2.2.1. Caractérisation des familles	10
2.2.2.2. Bloc unitaire	11
2.2.2.3. Imbrication	11
2.3. Représentations graphiques	12
2.3.1. Les représentations planes	12
2.3.2. Les biais et les incertitudes des statistiques	14
2.3.3. Représentation dans l'espace	15
2.4. Principaux types de structures de massifs rocheux	15
2.5. Structure des failles	17
2.5.1 Modélisation des massifs rocheux	18
3. Reconnaissance et auscultation des massifs rocheux	20
3.1. Objectifs et définitions	20
3.2. Phasage des reconnaissances	22
3.2.1. Etablissement d'un modèle géologique	23
3.3 Méthodes directes	24
3.3.1. En surface	24
3.3.2. En forages	25
3.3.2.1. Relevé géologique des forages	26
3.4. Méthodes indirectes	27

3.4.1. Sismique réfraction	28
3.4.1.1. Méthodes mettant en œuvre des forages	38
3.4.2. Sismique réflexion	30
3.4.3. Prospection électrique	30
3.4.4. Gravimétrie	31
3.4.5. Diagraphies	31
3.4.5.1. Enregistrement des paramètres de forage	31
3.4.5.2. Diagraphies radioactives	31
3.4.5.3. Diagraphies sismiques	32
3.4.5.4. Diamètreur	32
3.4.5.5. Imagerie de paroi	32
4. Auscultation	32
4.1. Les méthodes de mesure directes	33
4.1.1. Géodésie et nivellement	33
4.1.2. Pendules et autres fils	33
4.1.3. Extensométrie	34
4.1.4. Clinométrie	34
4.2. Les méthodes de mesure indirectes	35
4.3. Stratégie de l'auscultation	35
4.4. L'interprétation	36
5. Les classifications des massifs rocheux	37
5.1. Rock Quality Designation, D. Deere, 1967.....	39
5.2. Classification Géomécanique de T. Bieniawski, 1989	40
5.2.1. Paramètres de Bieniawski	41
6. Présentation de l'analyse structurale	43
6.1.1. Description géométrique et classification des objets tectoniques	43
6.1.2. Décomposition cinématique	43
6.1.3. Interprétation dynamique	44
6.2. Principes fondamentaux de l'analyse structurale	45
6.2.1. Les différentes échelles d'observation et d'analyse	45
6.2.2. La notion de Pénétrativité	45
6.2.3. Le principe de similitude et ses limites	46
6.3. La classification des éléments tectoniques	47
6.4. Domaines d'application de l'analyse structurale	48
6.5. La mesure des éléments structuraux	49
6.5.1. La mesure et la notation des éléments planaires	49
6.5.1.1. Attitude d'un plan	49
6.5.1.2. La mesure et la notation des éléments linéaires	49
6.5.1.3. Mesure et notation de l'attitude d'un élément linéaire isolé	50
6.5.1.4. Mesure et notation de l'attitude d'un élément linéaire porté par un plan ...	51
6.6. Les éléments structuraux du style tabulaire	52
6.6.1. Morphologie des fractures	53
6.6.2. Les réseaux de fractures	55
6.6.2.1. Définition des caractères d'un réseau	55

6.6.2.2. Les méthodes de levé sur le terrain	57
7. La projection stéréographique sur canevas de Schmidt	60
7.1. Principe	60
7.2. Caractéristiques, utilité et inconvénients de la projection stéréographique	60
7.3. Application de la projection stéréographique aux structures tectoniques	61
7.4. Caractéristiques et propriétés du canevas de Schmidt	61
7.5. Stéréogrammes de densité	62
7.5.1. Construction des stéréogrammes de densité	62
7.5.2. Signification des stéréogrammes de densité	64
8. Méthodes diverses de traitement des données	66
8.1. Diagrammes de direction ou rose des vents	66
8.2. Diagrammes de fréquence des azimuts	68
8.3. Diagrammes de prismes de fracturation	68
8.4. Diagrammes de plans striés	69
8.5. Histogrammes	70

CHAPITRE 2 : MATERIELS ET METHODES

1. Présentation de la région d'étude	73
1.1. Cadre géographique	73
1.2. Cadre géologique	74
1.2.1. Litho stratigraphie de la néritique Constantinoise	75
1.2.2. Tectonique	76
1.3. Plan topographique du massif	77
2. Matériels de caractérisation	78
3. Méthode de caractérisation	79
3.1. Objectif	79
3.2. Domaine d'application	79
3.3. Principes	79
3.3.1. Echelle d'observation	79
3.3.2. Pénétrativité	79
3.3.3. Principe de similitude et ses limites	80
3.2. La classification	80
3.3. Morphologie	80
3.4. Caractères géométriques	80
3.4.1. Orientation	80
3.4.1.1. Méthode de mesure	81
3.4.1.2. Lever structural du massif	81
3.4.1.3. Nombre des lignes de mesures	82
3.4.1.4. Tailles et grandeurs de mesures	82
3.4.1.5. Problèmes posés par les mesures	83
3.4.1.6. Correction des mesures	84
3.4.1.7. Mode de représentation des mesures	84
3.4.2. Extension	84
3.4.3. Propriétés de surface	85

3.4.4. Ouverture et remplissage	85
3.6. Familles et réseau de fractures	85
3.6.1. Présentation des familles	86
3.6.1.1. Nombre des familles	86
3.6.1.2. Orientation moyenne des familles	86
3.6.1.3. Espacement	87
3.6.1.4. Fréquence	87
3.6.1.5. Surface spécifique	87
3.6.1.6. Densité de fracturation	87
3.6.1.7. Bloc diagramme	88
3.6.2. Formules numériques de calculs	88
3.7. Classification du massif	89
3.7.1. Rock Quality Designation.....	89
3.7.2. Classification Géomécanique	89
4. Synthèse.....	91

CHAPITRE 3 : RESULTATS ET DISCUSSION

1. Résultats	93
1.1. Le gradin 1	93
1.1.1. Présentation des familles des discontinuités.....	93
1.1.2. Stéréogramme de densité	94
1.1.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités...	94
1.1.4. Caractères géométriques	95
1.1.5. Choix d'un système de classification RQD.....	96
1.1.6. Choix d'un système de classification RMR.....	97
1.2. Le gradin 2	97
1.2.1. Présentation des familles des discontinuités.....	97
1.2.2. Stéréogramme de densité	98
1.2.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités...	98
1.2.4. Caractères géométriques	99
1.2.5. Choix d'un système de classification RQD.....	100
1.2.6. Choix d'un système de classification RMR	101
1.3. Le gradin 3	101
1.3.1. Présentation des familles des discontinuités.....	101
1.3.2. Stéréogramme de densité	102
1.3.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités...	102
1.3.4. Caractères géométriques	103
1.3.5. Choix d'un système de classification RQD.....	104
1.3.6. Choix d'un système de classification RMR.....	105
1.4. Le gradin 4	105
1.4.1. Présentation des familles des discontinuités.....	105
1.4.2. Stéréogramme de densité	106
1.4.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités...	106
1.4.4. Caractères géométriques	108

1.4.5. Choix d'un système de classification RQD.....	108
1.4.6. Choix d'un système de classification RMR.....	109
2. Discussion	109

CHAPITRE 4 : APPLICATION EN CONCEPTION DE PLAN DE TIR

1. Introduction	112
2. Influence de la matrice.....	112
3. Influence de l'hétérogénéité du massif.....	114
4. L'influence des discontinuités.....	117
4.1. Influence de la blocométrie du massif.....	118
4.2. Influence de l'orientation des discontinuités.....	118
4.3. Influence de la densité de discontinuités.....	120
5. Influence de l'orientation des discontinuités du massif d'Héliopolis.....	121
6. Synthèse.....	126
7. Dimensionnement des tirs d'abattage en gradin.....	128
7.1. La méthode de Langefors.....	129
7.2. Contrôle du Minage.....	130
7.2.1. Mécanisme de l'abattage à l'explosif.....	131
7.3. Modèle Kuz-Ram.....	131
7.4. Minage optimal.....	133
7.4.1. Logiciel d'optimisation du plan de tir Delpat, version 3.....	135
7.4.2. Optimisation du plan du tir.....	136
8. Utilisation du modèle Kuz-Ram pour assurer la granulométrie ciblée	140
8.1. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 1.....	140
8.2. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 2.....	144
8.3. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 3.....	148
8.4. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 4.....	149
9. Conclusion sur le modèle Kuz-Ram.....	150
Conclusion et perspectives	152
Références Bibliographiques.....	159
Annexes.....	165

Liste des tableaux

- Tableau 01** : Modèle géologique : Définition des matériaux et structures
- Tableau 02** : Echelle de qualité d'un massif rocheux en fonction du RQD, (Deer. D, 1967)
- Tableau 03** : Les principales méthodes géophysiques, (AGAP, 1992)
- Tableau 04** : Eléments de cotation des massifs rocheux selon, (Barton. N, 1974)
- Tableau 05**: Classification RQD du massif rocheux, (Deer. D, 1967)
- Tableau 06** : Classes des résistances à la compression de la roche (Co)
- Tableau 07** : Classes de qualité de massif rocheux RQD
- Tableau 08**: Classes d'espacement des discontinuités
- Tableau 09**: Classes des conditions des discontinuités
- Tableau 10** : Classes des venues d'eau souterraines
- Tableau 11** : Classes des dispositions d'orientation de discontinuités
- Tableau 12** : Evaluation de l'orientation
- Tableau 13** : Classes des roches déterminées à partir d'estimation totale, (Bieniawski.T, 1989)
- Tableau 14** : Domaines d'application de l'analyse structurale
- Tableau 15** : Différentes notations de l'attitude des plans, (Henry. M.G, 1983)
- Tableau 16** : Notation de l'attitude des éléments linéaires
- Tableau 17** : Classification des lithoclasses tectoniques
- Tableau 18** : Fiche type de prélèvement, (ISRM, 1997)
- Tableau 19** : Classes d'extension des discontinuités, (ISRM, 1997)
- Tableau 20**: Nombre des familles des discontinuités, (Fourmaintraux. D, 1983)
- Tableau 21**: Classes d'espacement des discontinuités, (AFTES, 2001)
- Tableau 22** : Classification de la densité de discontinuités, (AFTES, 2001)
- Tableau 23** : Classification RQD du massif rocheux, (Deer. D, 1967)
- Tableau 24** : Classes des résistances à la compression de la roche
- Tableau 25** : Classes de qualité de massif rocheux RQD
- Tableau 26** : Classes d'espacement des discontinuités
- Tableau 27**: Classes des conditions des discontinuités
- Tableau 28** : Classes des venues d'eau souterraines
- Tableau 29** : Classes des dispositions d'orientation des discontinuités
- Tableau 30** : Evaluation de l'orientation
- Tableau 31** : Classes des roches déterminées à partir d'estimation totale, (Bieniawski.T, 1989)
- Tableau 32** : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 1

- Tableau 33** : Classification RQD du gradin 1
- Tableau 34** : Classification RMR du gradin 1
- Tableau 35** : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 2
- Tableau 36** : Classification RQD du gradin 2
- Tableau 37** : Classification RMR du gradin 2
- Tableau 38** : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 3
- Tableau 39** : Classification RQD du gradin 3
- Tableau 40** : Classification RMR du gradin 3
- Tableau 41** : Caractérisation géométriques des discontinuités du gradin 4
- Tableau 42** : Classification RQD du gradin 4
- Tableau 43** : Classification RMR du gradin 4
- Tableau 44** : La matrice et son influence sur le tir, (Mouza.D.J, Hadj Hassen. F, 2002)
- Tableau 45** : Type d'hétérogénéités rencontrées dans un massif sédimentaire, (Mouza. D.J, Hadj Hassen. F, 2002)
- Tableau 46** : Les discontinuités et leur influence sur le tir, (Mouza. D, Hadj Hassen.F, 2002)
- Tableau 47** : Avantages et inconvénients des plans de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux, (Burkle, 1979 repris par Fourmaintraux. D et al, 1983)
- Tableau 48** : Conception du plan de tir pour le gradin 1
- Tableau 49** : Conception du plan de tir pour le gradin 2
- Tableau 50** : Conception du plan de tir pour le gradin 3
- Tableau 51** : Conception du plan de tir pour le gradin 4
- Tableau 52** : Paramètres d'optimisation du plan du tir, Delpat 3
- Tableau 53a** : Données d'entrée de la modélisation Kuz-Ram du gradin 1
- Tableau 53 b** : Données d'entrée des paramètres de forage et de tir
- Tableau 53 c** : Données d'entrée du modèle de fragmentation ciblée
- Tableau 53 d** : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 89 mm
- Tableau 53 e** : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 89 mm
- Tableau 53 f** : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 102 mm
- Tableau 53 g** : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 102 mm
- Tableau 53 h** : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 115 mm
- Tableau 53 i** : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 115 mm
- Tableau 54 a** : Données d'entrée de la modélisation Kuz-Ram gradin 2
- Tableau 54 b** : Données d'entrée des paramètres de forage et de tir
- Tableau 54 c** : Données d'entrée du modèle de fragmentation ciblée
- Tableau 54 d** : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 89 mm
- Tableau 54 e** : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 89 mm

Tableau 54 f : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 102 mm

Tableau 54 g : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 102 mm

Tableau 54 h : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 115 mm

Tableau 54 i : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 115 mm

Tableau 55 a : Pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues du gradin 1

Tableau 55 b : Pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues du gradin 2

Liste des figures

- Figure 01** : Les trois principaux types de structures des massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000)
- Figure 02** : Différentes structures géométriques des massifs rocheux fracturés (Palmström. A 1995)
- Figure 03** : Orientation d'une direction de plan dans l'espace, au centre en perspective cavalière, par la direction(ou azimut) de ses lignes de niveau (vue en plan, à gauche), et le pendage de ses lignes de pente (en coupe à droite)
- Figure 04** : Défauts de planéité et échelle de rugosité, (Barton. N et Choubey. V, 1977)
- Figure 05**: Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux, (Wyllie et Mah, 2004)
- Figure 06** : Modèles schématiques d'imbrication des blocs du massif rocheux, (CFMR-MMR, 2000)
- a. pierre de taille ou brique,
 - b. affleurement de calcaires diaclasés,
 - c. affleurement de granite diaclaté,
 - d. maçonnerie inca (la pierre aux douze angles Cuzco).
- Figure 07** : Représentation plane de surface de discontinuité :
- a. Traces de deux failles et de la schistosité sur une carte, avec indication de pendage ;
 - b. Rosace des directions, histogramme polaire, par secteur de 15°.
- Figure 08** : Types de structures des massifs rocheux avec les représentations statistiques correspondantes, (CFMR-MMR, 2000)
- Figure 09** : Etapes successives de représentation des familles de fractures, (CFMR-MMR, 2000)
- Figure 10** : Forage S 34 au barrage de petit Saut, Guyane. Photographie des six caisses de carottes (largeur des caisses, 1m (photos EDF DGG), (Beaujourn. N et Duffaut. P, 1971)
- Figure 11**: Méthodes cross-hole, down-hole, (AGAP, 1992)
- Figure 12** : Classement des terrains en fonction de la vitesse et de la résistivité pour les sols, les roches sédimentaires, les roches ignées et métamorphiques, et pour l'ensemble des 3 catégories précédentes
- Figure 13** : Méthode de calcul du RQD, (Deer. D, 1967)
- Figure 14** : Direction (d), azimut (a) et pendage (p) d'un plan et leur mesure à la boussole
- Figure 15** : Azimut(a) et plongement (p) d'un élément linéaire et leur mesure à la boussole
- Figure 16** : Élément linéaire porté par un plan
- Figure 17** : Mesure du pitch (q) d'un élément linéaire
- Figure 18** : Ouvertures des lèvres et remplissage des fractures, (Henry. M.G, 1983)
- Figure 19** : Ouvertures résiduelles des fractures, (Henry. M.G, 1983)
- Figure 20** : Remplissage à cristallisation libre

- Figure 21** : Remplissage fibreux
- Figure 22** : Taille et continuité des fractures, (Henry. M.G, 1983)
- Figure 23** : Fréquence (f), intensité (i), bloc élémentaire et bloc unitaire, (Ruhland. M, 1973)
- Figure 24** : Position de l'observateur pour l'évaluation des écartements de trois familles de fractures, (Ruhland. M, 1973)
- Figure 25** : Levé à la ficelle d'un réseau de trois familles, (Ruhland. M, 1973)
- Figure 26** : Canevas de Schmidt, les surfaces sont égales au centre et à la périphérie, les petits cercles sont des arcs d'ellipsoïdes
- Figure 27** : Canevas de Wulff, les surfaces sont plus grandes à la périphérie qu'au centre
- Figure 28** : Stéréographie de 150 pôles de couche, canevas de Schmidt
- Figure 29** : Dispositif pour le comptage des points sur un stéréogramme
- Figure 30** : Construction du stéréogramme de densité, comptage des points de la figure 29, nombre total de points : 150
- Figure 31** : Pourcentages correspondant au stéréogramme de la figure 29,
- Figure 32** : Courbes d'isodensités du stéréogramme de la figure 29, valeurs des courbes 2%,4%,6%,10%,15%
- Figure 33** : Stéréogrammes de densité de 180 pôles de couches, valeurs des courbes : 5%,10%,15%,20%,25%
- Figure 34** : Stéréogramme de densité de 234 linéations, valeurs des courbes : 5%, 10%,15%, 20%
- Figure 35** : Diagramme de longueurs de fractures en %, intervalle 5°, rayon : 15%
- Figure 36** : Diagramme de longueurs de fractures, intervalle 2°, rayon = 1500 m
- Figure 37** : Construction d'un bloc unité
- Figure 38** : Polyèdre et bloc unité
- Figure 39** : Représentation de plans striés par leurs pôles et la trace de stries
- Figure 40** : Diagramme cyclographique de plans striés
- Figure 41** : Polyèdre de plans striés
- Figure 42** : Carte de situation géographique de la zone d'étude, (DPAT, 2008)
- Figure 43** : Situation actuelle de la plateforme néritique constantinoise par rapport au domaine des zones externes de la chaîne alpine d'Algérie Nord-Orientale, (J.M.Vila ,1980)
- Figure 44** : Les formations autochtones des séries néritiques constantinoises de la région de Guelma, (J.M.Vila, 1980)
- Figure 45** : Plan topographique du massif, (Rapport technique d'exploitation, 2006)
- Figure 46** : Photos des gradins du massif
- Figure 47** : Lever structural du massif
- Figure 48** : Contours stéréogrammes, rose diagramme des discontinuités du gradin1, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

- Figure 49 :** Blocs diagrammes d'orientations des familles du gradin 1, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 50 :** Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 1, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 51 :** Contours stéréogrammes, rose diagramme des discontinuités du gradin 2, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 52 :** Blocs diagrammes d'orientations des familles du gradin 2, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 53 :** Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 2, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 54 :** Contours stéréogrammes, rose diagramme des discontinuités du gradin 3, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 55 :** Blocs diagrammes d'orientations des familles du gradin 3, sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 56 :** Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 3, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 57 :** Contours stéréogrammes, rose diagramme des discontinuités du gradin 4, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 58 :** Blocs diagrammes d'orientations des familles du gradin 4, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 59 :** Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 4, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015
- Figure 60 :** Classification de l'aptitude d'un massif rocheux à être abattu en fonction de sa blocométrie et de son impédance, (Muller. B, 1997)
- Figure 61 :** Risques de projection liés à la présence de zones de faiblesse, (kiszlo. M, 1995)
- Figure 62 :** Adaptation du chargement des trous de tir à l'hétérogénéité de compétence du massif rocheux, (Fourmaintraux. D et al 1983)
- Figure 63 :** Blocs hors format gênant le chargement et le réemploi
- Figure 64 :** Adaptation du plan de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux (Burkle, 1979 repris par Fourmaintraux. D et al 1983)
- Figure 65 :** Orientation des tirs et séquençement en fonction de la structure géologique du massif rocheux, (Fourmaintraux. D et al, 1983)
- Figure 66 :** Influence de la présence d'une discontinuité majeure sur la sortie du pied de tir, (Fourmaintraux. D, 1983)
- Figure 67 :** Cartographie du massif par front de taille
- Figure 68 :** Distribution granulométrique ciblée et modélisée
- Figure 69 :** Logiciel d'optimisation du plan de tir, Delpat, version 3
- Figure 70 :** Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 89 mm, Delpat 3
- Figure 71 :** Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 102 mm, Delpat 3
- Figure 72 :** Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 115 mm, Delpat 3

- Figure 73 :** Distribution granulométrique du tas de roches abattues avec le diamètre de trou 89 mm, données sortie du logiciel Delpat 3
- Figure 74 :** Distribution granulométrique du tas de roches abattues avec le diamètre de trou 102 mm, données sortie du logiciel Delpat 3
- Figure 75 :** Distribution granulométrique du tas de roches abattues avec le diamètre de trou 115 mm, données sortie du logiciel Delpat 3
- Figure 76 :** Tas de roches abattues issue de tir 1 du massif rocheux d'Héliopolis
- Figure 77 :** Tas de roches abattues issue de tir 2 du massif rocheux d'Héliopolis
- Figure 78 a :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 89 mm, gradin 1
- Figure 78 b :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 102 mm, gradin 1
- Figure 78 c :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 115 mm, gradin 1
- Figure 78 d :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 89 mm, gradin 2
- Figure 78 e :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 102 mm, gradin 2
- Figure 78 f :** Courbe granulométrique, diamètre de trou 115 mm, gradin 2
- Figure 79 :** Correction de la hauteur du gradin pour chaque tir par les trous de mines proposés

Abréviations et symboles

CFMR-MMR : Comité Française de Mécanique des Roches -Manuel de mécanique des roches.

AGAP: Géophysique appliquée

ISRM: International society of rocks mechanics

AFTES: Association française des travaux d'exploitation en souterrain

DPAT : Direction de la planification et de l'aménagement du territoire

$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$: Contraintes de déplacement des fractures

RQD: Rock Quality designation

RSR: Rock slope Rating

RMR: Rock Mass Rating

Q: Rock Tunneling Quality Index,

GSI: Geological Strength Index

P: Les ondes de volume longitudinales

S: Les ondes de volume transversales

E, V: Constantes élastiques du milieu

ρ : La masse volumique du matériau

BHTV: Borehole Televiewer

Δz : Déplacement vertical

Δx et Δy : Déplacements horizontaux

$\Delta l / l$: Déformation linéique

J_v : Le nombre des joints de fissures

J_{A1} : Estimation de la résistance à la compression

J_{A2} : Estimation de la qualité du massif rocheux

J_{A3} : Estimation de l'espacement des discontinuités

J_{A4} : Estimation des conditions des discontinuités

J_{A5} : Estimation des venues d'eaux souterraines

J_{A6} : Estimation de disposition des discontinuités

C_o : Résistance à la compression simple de la roche

a: Azimut d'une discontinuité

p : Pendage d'une discontinuité

d: Direction d'une discontinuité

q: Pitch d'une discontinuité

u : Extension moyenne

P: Extension petite

M: Extension grande

ES : Espacement entre les discontinuités

F : Fréquence des discontinuités

I: Intensité des discontinuités

E: Epaisseur des bancs
D_f: Densité de fracturation
I_i: Indice d'intersection entre les fractures
S_f: Surface spécifique des fractures
N: Nord géographique
E: Est géographique
S: Sud géographique
W: Ouest géographique
N₁, N₂, N₃: Effectif total des discontinuités pour chaque famille
N₁₋₁, N₂₋₁, N₃₋₁: Nombre d'intervalles entre les discontinuités
l₁, l₂, l₃: Nombre de lignes de mesure des discontinuités
α₁, α₂, α₃: Angles moyennes de pendage des discontinuités
ID: Indice d'intervalle entre les discontinuités
F_r: Front de taille
%: Pourcentage
(α): Angle moyenne de pendage
(°): Degré
Gr: Gradin
m: Mètre
cm: Centimètre
mm: Millimètre
m²: Mètre carré
m³: Mètre cube
Fr/m: fracture par mètre
Mpa: Méga pascal
L: Surface de discontinuité lisse
O: Surface de discontinuité ouverte
R: Surface de discontinuité rugueuse
A: Argile
C: Calcite
Q: Quartz
LTPE: Laboratoire des travaux publics subdivision Est-Guelma
ANFO: Anfomil

Remerciements

Je remercie tout d'abord le bon dieu qui m'a donné la volonté et le courage pour la réalisation de ce travail de recherche.

Avant d'exposer les résultats des mes recherches, il m'est particulièrement agréable d'exprimer ma gratitude et mes remerciements à toutes les personnes et établissements de recherches scientifiques, qui m'ont aidés à les mener à bien jusqu'à leur terme et qui me font l'honneur de les juger.

- Un remerciement particulier à notre établissement de recherche, l'Université Badji Mokhtar d'Annaba, Faculté des Sciences de la Terre, Département des Mines et le laboratoire de Métallurgie Physique et Propriétés des Matériaux.
- Un remerciement à mon directeur de thèse professeur **T. SERRADJ**, qui m'a proposé ce sujet de thèse et assuré la direction scientifique de mes recherches. Ne ménageant ni ses efforts ni son temps, il m'a guidé et m'a fait bénéficier de sa grande expérience et de sa haute connaissance scientifiques. Ses directives, ses critiques, ses idées et ses encouragements ont très largement contribué à l'élaboration de ce travail. L'immense gratitude que je lui dois ne pourra jamais être exprimé par les quelques mots. Qu'il soit ici très vivement remercié.
- Le président de jury, Professeur **M.L. BOUKELLOUL**, qui à suivi avec intérêt l'avancement de mes travaux. La disponibilité qu'il à toujours porté à mon égard et sa sympathie ont été pour moi un grand réconfort. Il m'a fait bénéficier de son expérience au département des Mines. Plusieurs missions scientifiques ont été facilitées grâce à sa collaboration, j'ai pu profiter de ses qualités humaines et scientifiques que je ne saurai oublier. Je lui adresse ici ma profonde reconnaissance. Merci professeur **BOUKELLOUL Mohamed Laid**.
- Je tiens également à exprimer mon profond respect et ma vive gratitude aux membres du jury, qui m'ont fait l'honneur de participer à la soutenance de ma

thèse, le professeur **A. CHOUABI**, le professeur **A. BOUMAZBEUR**, le professeur **A. KHIARI** et le professeur **F. DJAIZ**, qui m'ont fait l'honneur et le plaisir d'accepter d'être mes examinateurs.

- Mes grâtes remerciements au Doyen de la Faculté des Sciences de la Terre, le professeur **N. KHERICI**, le président du conseil scientifique de la faculté des sciences de la terre le professeur **A. HANNI** et le vice doyen de la post graduation le professeur **A. LARABA** et à tous les membres du conseil qui m'ont notifiés un avis favorable de soutenance de mon travail de recherche pour l'obtention du doctorat en sciences.

- Je tiens à remercier mon cousin le professeur **M.T. KIMOUR**, le professeur **K. TALHI**, le professeur **A. HAFSAOUI** et le professeur **M. GHERS**, pour leurs conseils, encouragements et aides durant la finalisation de ma recherche scientifique.

- Je tiens à remercier l'unité Socar d'Héliopolis-Guelma, le personnel, la direction, l'Ingénieur **H. BENZAADA** et à toutes les conditions qui ont été mises à ma disposition pendant la collecte des données nécessaires pour la réalisation de ce travail de recherche.

- J'étais accueilli au sein du laboratoire de Géosciences des ressources naturelles, Université Ibn Tofail, Kénitra-Maroc et le laboratoire de Mining engineering de l'Université Dniepropetrovsk-Ukraine, je tiens à remercier chaleureusement les directeurs de laboratoire, le professeur **S. CHAKIRI** et le professeur **A. BANDARINKO** pour leurs collaborations et pour l'aide qu'ils m'ont apportée.

- Je tiens à exprimer mes sincères remerciements au professeur **I. ILMAYEZ** de l'Université de Prague- République de Tchèque pour sa gentillesse et son aide concernant l'article de publication, mes grâtes remerciements au journal *Procedia Earth and Planetary Science* -Netherland et l'éditeur Elsevier Journal.

- Mes remerciements au centre de recherche en Sciences de la Terre et Education (ESR), Toronto - Canada, qui m'ont envoyé un message email de félicitation de l'article de publication de ce travail de recherche.
- Mes remerciements s'adressent également à mes collègues et amis pour leurs aides et leurs encouragements.

KIMOUR MOHAMED

Dédicace

- Je ne peut pas manquer l'occasion de remercier ma **femme** et ma **petite fille Jana**, qui m'ont donnée l'énergie nécessaire pour terminer ce travail de recherche, elles m'ont permis de conserver ma motivation tout au long de ces années de travail ardu. A qui je à rendre un hommage particulier, elles ont supportée pendant cette période de thèse, les éloignements et les moments de rédaction souvent difficiles. En leurs disant mon affection, je leurs dédie ce travail.
- Que mon père, ma mère, mes frères, mes sœurs et ma belle famille trouvent ici l'expression de mon affectueuse reconnaissance pour le soutien et les encouragements de tous les instants.

KIMOUR MOHAMED

RÉSUMÉ

La structure du massif rocheux est un paramètre très important selon les résultats des travaux de plusieurs chercheurs ; c'est le paramètre principal à tenir en compte dans la caractérisation des massifs rocheux par les discontinuités. Ces derniers ne sont pas distribués de manière aléatoire, mais se groupent en général en un nombre restreint de familles, elles résultent de l'histoire géologique du massif rocheux. La tectonique et l'évolution de la morphologie jouent un grand rôle, et les observations de nature géologiques permettent de définir la structure interne du massif rocheux.

Dans les conditions de la carrière d'Héliopolis - Guelma - Algérie, le but de notre travail consiste à mesurer systématiquement et numériquement l'orientation des discontinuités par la méthode de l'analyse structurale, et la recherche des familles principales à l'aide de la technique de projection stéréographique du système Stéreonet version, 2015. Pour chaque famille de discontinuités, il faut déterminer un certain nombre de paramètres géométriques permettant d'apprécier ; l'espacement, la fréquence, la surface spécifique, la densité de fracturation et le choix d'un système de classification RQD et RMR.

Les résultats ont montré que le massif étudié à travers les quatre gradins d'exploitation est découpé par trois familles de discontinuités principales ; une famille primaire dominante à position d'orientation inclinée, une famille secondaire prédominante à position d'orientation verticale et une famille tertiaire in dominante à position d'orientation horizontale. L'analyse structurale a distingué la densité de fracturation moyenne. Les méthodes de classifications RQD et RMR ont caractérisées la qualité moyenne du massif rocheux.

La classification des discontinuités en familles a une influence sur la conception des plans de tirs ; elle permet de choisir l'orientation des fronts d'abattage et de prendre le massif dans le bon sens de fragmentation. Les résultats ont montré la dominance de la position d'orientation inclinée des familles de discontinuités, ou l'adaptation de plan de tir est effectuée en travers bancs avec le pendage et vers la face libre du massif.

L'optimisation de plan de tir à l'aide d'un système de conception minière, Delpat, 3 et le modèle de prédiction granulométrique de Kuznetsov-Rammler, permet d'obtenir les paramètres rationnels de conception de plan de tir et la granulométrie optimale de tas de roche abattue pour le massif rocheux étudié.

Mots Clés : Carrière d'Héliopolis, massifs rocheux, discontinuités, analyse structurale, projection stéréographique, optimisation, plan de tir, prédiction granulométrique.

ABSTRACT

The structure of the rock mass is very important information, according to the results of the work of many researchers; the main parameter is taken into account to estimate the correct fragmentation as the structure of the rock mass by natural discontinuities. The discontinuities of the rock mass are not randomly distributed but are grouped generally in a limited number of families, and they result from the geological history of the rock mass. Tectonics and evolution of morphology play a big role, and the geological nature observations try to define the internal structure of the rock mass.

In the conditions of the quarry of Heliopolis - Guelma - Algeria, the purpose of our work is systematically and numerically measure the orientation of discontinuities by the method of structural analysis and research of the main families with the stereographic projection technique of Stéréonet version, 2015. For each discontinuity surfaces, it's important to determine a number of geometric parameters, such as distance, frequency, surface area, the fracture density and the RQD, RMR classifications system.

The results have shown that the mass rock studied through four operating areas, is cut by three main families of discontinuities; a dominant primary family orientation inclined position, a prominent family in secondary vertically oriented position and tertiary family in predominantly horizontal orientation position. The structural analysis distinguished the average fracture density. The methods of classifications RQD and RMR have characterized the average quality of the rock mass.

The classification of discontinuities families of rock mass are used in the blasting concept, we can choose the direction of the slaughter fronts that minimize the difficulties; it can take the mass rock in the right direction. The results characterization of the rock mass, show the dominance of position inclined orientation of the discontinuities families, when the blasting fragmentation in this case is carried out with the dip, to the free side of the rock mass.

The optimizing blasting plan with a mine design system Delpat, 3 and Kuznetsov-Rammler prediction model provides rational parameters of the blasting plan, and the optimal particle sizes of designed rock mass.

Keywords: Heliopolis quarry, rock mass, discontinuities, structural analysis, stereographic projection, blasting design, optimization, prediction model.

ملخص

هيكل كتلة الصخور هو معيار مهم للغاية وفقا لنتائج عمل العديد من الباحثين، بل هو المعلمة الرئيسية التي يتعين أخذها بعين الاعتبار في تحديد خصائص الكتل الصخرية التي تشكلها التقطعات. لا يتم توزيع هذه الأخيرة عشوائيا ولكن يتم تجميعها بشكل عام في عدد محدود من الأسر. التكتونية و تطور المرفولوجية تلعب دورا كبيرا والملاحظات الجيولوجية المستخدمة تمكن من تحديد الهيكل الداخلي للكتل الصخرية.

في ظل ظروف الكتل الصخرية لمحجرة هيلوبوليس- قالمة- الجزائر، الهدف من عملنا هو القياس المنهجي والعددي لتوجهات الانقطاعات من خلال أسلوب التحليل الجيولوجي البنيوي والبحث عن العائلات الرئيسية بواسطة تقنية الإسقاط التجسيمي من نظام ستيريونات، 2015 لكل عائلة من الانقطاعات، وتحديد عدد من المعلمات الهندسية لتقييم المسافة، التردد، المساحة، كثافة التقطعات واختيار نظام تصنيف RMR و RQD.

أظهرت النتائج من خلال المدرجات الأربعة المدروسة أن التكتلات الصخرية مكونة من ثلاثة عائلات رئيسية من التقطعات، عائلة أولية مهيمنة ذات الاتجاه و الميل المائل، عائلة ثانوية بارزة في اتجاه وميل عمودي و عائلة ثالثة غير بارزة في اتجاه و ميل أفقي. كما اظهرت نتائج التحليل البنيوي ان كثافة التقطعات متوسطة، كما ميزت أيضا طرق تصنيف الكتل الصخرية أنها ذات نوعية متوسطة تبعا لتصنيف نوعية الصخر، دون دير 1967 وتصنيف نوعية الصخور، بيانويسكي 1989.

تصنيف عائلات التقطعات للكتل الصخرية يؤثر علي تصميم مخطط الحفر و التفجير ، كما أنها تسمح باختيار اتجاه جبهات التفجير و اخذ الكتل الصخرية في الاتجاه المثالي للتفجير. النتائج بينت هيمنة العائلة ذات الاتجاه المائل و منه فان التفجير ينقوفا للميل و إلى الجهة الحرة من الكتل الصخرية.

كما أن تحسين مخطط الحفر و التفجير بواسطة نظام دلبات 3 و نموذج كوزنتسوف راملاغ مكن من الوصول إلي الوسائط المثالية للحفر و التفجير و الحجم الأمثل للصخور المفجرة.

الكلمات المفتاحية : محجرة هيلوبوليس، الكتل الصخرية، التقطعات، التحليل البنيوي، الإسقاط التجسيمي، مخطط الحفر و التفجير، توزيع أبعاد الجسيمات.

INTRODUCTION

De nouvelles techniques d'exploitation des carrières sont apparues dans les dernières années, nous considérons que ces techniques sont liées au processus de la caractérisation des massifs rocheux en vue de l'abattage à l'explosif, (Héraud. H et al, 1991, Kiszlo. M, 1995, Héraud. H, Livret. M, 1987, Serratrice. J.F, Durville. J.L, 1997). La conception des ouvrages dans les massifs rocheux est l'une des tâches les plus difficiles à laquelle doivent faire faces les géologues et les exploitants, (Mouza. J.D, Hassen. F.H, 2002, Bieniawski. Z.T, 1989, Asroun. A et Durville. J.L, 2005).

La pierre angulaire de n'importe quelle analyse pratique de mécanique des roches, est l'établissement d'un modèle géologique par les données géologiques de base ; la définition de type de roche, les discontinuités structurales et les propriétés de la roche et de la masse rocheuse. Même l'analyse la plus sophistiquée, peut devenir un exercice sans signification si le modèle géologique avec les discontinuités est insatisfaisant ou imprécis, (Homand- Etienne. F, Berthout. B, Houpert. R, Chapot.P, 1987). (Alfonsi. P, Fouché. O, 2003), (ISRM, 1997), (Durville. J.L, 2001), (CFMR-MMR, 2000), (Panet. M, 1967).

Les méthodes de collection des données géologiques n'ont pas changée beaucoup ces dernières 25 années, et il n'existe aucun produit de remplacement acceptable aux données réelles du massif rocheux et des carottes de sondage. L'apparition de la géologie de l'ingénieur et la géologie structurale comme des domaines scientifiques reconnus, constitue une étape importante dans le développement du Génie minier et la connaissance de la roche et massif rocheux.

Comme un point central du processus minier, le tir à l'explosif est un procédé technique incontrôlable, pour détacher et réduire les roches d'un massif rocheux en place lorsque leur résistance est élevée. Pour permettre un tir à l'explosif plus rentable, les propriétés structurales de la masse rocheuse in situ ont une influence directe sur les résultats de tir, (Bieniawski. Z.T, 1989). L'optimisation d'un tir de production minière se résume à la recherche des deux principaux objectifs suivants : quantité de roche abattue maximale et tailles de fragments obtenus optimales. Si le contrôle de la quantité de roche produite par les tirs est un aspect relativement élémentaire pour l'exploitant, la maîtrise de la fragmentation des produits abattus, détermination de la distribution granulométrique qui rendrait le cycle d'extraction et de valorisation optimal et en particulier une question complexe, qui nécessite une prise en compte complète du cycle minier. De nombreuses études expérimentales

réalisées, ont démontrées une influence de la qualité des produits abattues sur les résultats de tir, (Muller. B, 1997), (Jimeno. C.L, 1995), (Dessureault. S, 2006), (Wyllie. D.C, Mah. C.W, 2004), (Bieniawski. Z.T, 1989), (Barton. N, Lien. R et Lunde. J, 1974).

A Héliopolis, le massif en exploitation est perturbé par les discontinuités, ce qui bien sur est souvent source d'erreurs et d'imprécisions dans les mesures de fragmentation. Dans le souci d'apporter des améliorations de fragmentation à Héliopolis, nous avons jugés utile de traiter dans le cadre de cette étude le problème de la caractérisation du massif rocheux et le développement d'une méthodologie d'estimation des discontinuités en vue de son utilisation en conception minière. Les principaux paramètres géométriques à tenir en compte pour la caractérisation du massif rocheux, sont les résultats de plusieurs chercheurs dans les domaines de la géologie structurale et la géologie de l'ingénieur. Il s'agit de l'orientation des discontinuités, la densité et fréquence de fracturation, l'espacement et la surface spécifique. Les chercheurs de la géologie structurale emploient le modèle de projection stéréographique de Wulf ou de Schmidt pour prévoir la distribution spatiale des familles principales et l'interprétation des caractères géométriques des discontinuités. (AFTES, 2001, Billings.M.P, 1972, Priest.S.D, 1993, Ruhland.M, 1973), (Schmidt.B, 1987), (Priest.S.D, Hudson. J.A, 1981). Le présent travail est divisé en quatre chapitres principaux :

- Nous présenterons dans le chapitre 1, la revue de littérature sur la caractérisation des discontinuités des massifs rocheux, ce chapitre est consacré à la description structurale des massifs rocheux, la structure géométrique des discontinuités et la définition des caractères d'une surface de discontinuité. En outre, nous aborderons aussi dans ce chapitre, la modélisation d'un massif rocheux fracturé, qui fait appel à une base de données contenant les valeurs de tous les paramètres utiles pour la résolution du problème étudié ; les logiciels numériques tridimensionnels spécialisés, exploitent cette base de données pour donner une représentation visuelle du massif dans l'espace. Le chapitre 1 est en rapport avec les méthodes de reconnaissance, classification et auscultation des massifs rocheux, nous exposerons, en premier lieu les phasages de reconnaissance et l'établissement d'un modèle géologique, les méthodes directes et indirectes d'observation et de levé géologique sur le terrain, en forage et en surface.

Nous présenterons aussi dans ce chapitre, la formulation de la méthode de l'analyse structurale et la projection stéréographique appliquée aux milieux fracturés. Après avoir exposé les objectifs, les principes fondamentaux et les domaines d'application de l'analyse

structurale, classification et morphologie des structures, nous détaillerons la méthodologie de mesure et notation des structures linéaires, les caractères géométriques d'un réseau de fractures et les méthodes de levé sur le terrain. Dans ce chapitre, une attention particulière sera portée à l'hypothèse de la projection stéréographique et les diverses méthodes de traitement des données, pour la représentation des familles de fractures sous forme des stéréogrammes de densité et son application dans le cas des massifs rocheux.

- Le chapitre 2 de ce travail est consacré à l'application des matériels et méthodes de caractérisation des discontinuités dans le cas du massif rocheux calcaire de la carrière d'Agrégats d'Héliopolis - Guelma, dont nous montrons, la méthodologie d'estimation des discontinuités, les objectifs, les descriptions géométriques, morphologie et classification, présentation des familles principales, détermination de leurs orientations, l'application d'un modèle de traitement numérique de projection stéréographique à l'aide des logiciels spécialisés, l'évaluation de la densité de fracturation et le choix d'un système de classification RQD et RMR pour le massif rocheux étudié.
- Dans le chapitre 3, nous présenterons les résultats et discussion de la caractérisation du massif rocheux étudié en basant sur les méthodes structurales décrites dans la revue de littérature.
- Dans le chapitre 4, nous aborderons, l'application des résultats de la structure du massif rocheux en conception des plans de tirs, une importance particulière est donnée à l'orientation des discontinuités, qui conditionnent l'adaptation et la mise en œuvre du tir. Dans ce chapitre, nous avons apporté une optimisation des paramètres de plan de tir pour le massif rocheux étudié, dont les discontinuités ont une influence directe sur les résultats des tirs. L'optimisation consiste à mesurer numériquement la fragmentation du massif et la détermination de la distribution granulométrique de tas de roches abattues par le modèle de prédiction granulométrique de Kuznetsov-Rammler, qui permettra de réajuster les paramètres rationnels de plan de tir à l'aide d'un modèle de conception minière du système Delpat version 3.

CHAPITRE 1

REVUE DE LITTERATURE SUR LA CARACTERISATION DES MASSIFS ROCHEUX

CHAPITRE 1 : REVUE DE LA LITTERATURE SUR LA CARACTERISATION DES MASSIFS ROCHEUX

1. Introduction

L'observation des affleurements sur le terrain, et mieux encore celle des parois de carrières et de tunnels, montre que les massifs rocheux sont discontinus. On comprend que les discontinuités jouent souvent un rôle plus important que les propriétés de la roche étudiée au laboratoire, plus encore que la description des roches, celle des massifs rocheux est donc essentiellement structurale, elle porte sur les modes d'assemblage des blocs et/ou feuillets, séparés plus ou moins ou complètement par les discontinuités. Puisque les discontinuités confèrent à la mécanique des roches sa principale originalité, leur description en est une partie essentielle : discontinuité est employé ici comme le terme le plus général incluant tous les autres, fissure, fracture, joint, diaclase, faille, etc. les mots fissure et fracture appartiennent au vocabulaire courant et sont distingués ici comme en traumatologie, la fracture traverse complètement l'os, l'éprouvette, ou plus généralement le volume considéré, qui se trouve disjoint ; la fissure est ou non visible sur une face, elle a une limite à l'intérieur du volume, qui est donc d'une seule pièce ; les autres mots appartiennent au vocabulaire de la géologie et sont rappelés ci-dessous.

-Le trait majeur des roches sédimentaires est leur disposition en couches parallèles, plus ou moins complètement séparées par des joints de stratification, surfaces continues que l'on peut suivre sur de longues distances, surfaces initialement horizontales que les plissements peuvent avoir déformées et que les failles peuvent interrompre, ou plutôt décaler ;

-Les roches métamorphiques apparaissent souvent comme assemblage de minces feuillets, plus ou moins individualisés par des joints de schistosité ou de foliation, on dit que la discontinuité est pénétrative lorsque chaque feuillet peut être partagé en feuillets plus minces ;

-Le refroidissement des laves épanchées à la surface du sol y développe des joints de retrait thermique, délimitant des colonnes à section polygonale à 5 ou 6 côtés (comme les fissures de retrait hygroscopique à la surface des sols argileux), colonnes souvent appelées orgues. De même, le refroidissement en profondeur des autres roches magmatiques justifie certaines discontinuités étendues : les massifs granitiques montrent souvent trois familles grossièrement rectangulaires deux à deux. Le mot joint est employé parfois pour toute surface de discontinuités, il est plus bref, et il est identique au mot anglais, mais il peut conduire à des erreurs d'interprétation.

D'une manière générale, l'ensemble des massifs rocheux présente des discontinuités appelées diaclases. Ce mot vient des roches sédimentaires, où elles sont en travers des joints de stratification, mais il s'applique aussi aux roches ignées et métamorphiques. Leur origine n'est pas toujours attribuable aux contraintes thermiques ou hygroscopiques, mais elle est très probablement toujours d'origine mécanique, due aux déformations tectoniques, aux flux de chaleur dans la croûte terrestre et aux variations de profondeur ; ainsi, la décompression des terrains que l'érosion amène à la surface produit des diaclases grossièrement parallèles à cette surface. Les diaclases ne montrent pas de déplacement relatif de leurs épontes. Les failles sont plus précisément des discontinuités avec déplacement relatif des épontes.

La mécanique du massif rocheux donne toute fois une place de choix aux massifs rocheux où le trait structural dominant est un réseau de fractures, l'identification géologique des surfaces de discontinuité est importante, car leur genèse apporte des informations importantes sur leurs caractéristiques.

2. Les massifs rocheux

Ce sont les surfaces de discontinuité qui ont fondé le concept de massif rocheux, (fig.01), en l'opposant à un continuum, mais il faut aussi prendre en compte des hétérogénéités

Macroscopiques, par exemple les filons ou les zones broyées. Comme presque tous ces accidents ont une épaisseur faible ou très faible vis-à-vis de leur étendue, ils confèrent au massif une anisotropie au moins locale qu'on peut exprimer par le modèle du sandwich ; dans le cas général, il y a plusieurs familles de discontinuités et les modèles de base à trois dimensions sont :

- la palette de briques ou de parpaings à trois familles de joints continus et non décalés (au contraire de la maçonnerie, et du figuré conventionnel des roches calcaires, figuratif en apparence, mais trompeur par le décalage des joints) ;
- l'empilement de dalles minces ou de feuilletés, alternant souvent des qualités différentes (qu'on peut appeler sandwich multiple) ; le rôle mécanique des diaclases s'efface devant l'anisotropie principale ;
- la zone broyée, au sein de laquelle la direction des surfaces de cisaillement est très dispersée, et qui contient souvent des inclusions dures en forme d'amande. Il convient d'y ajouter des structures tectoniques complexes, comme celles des couches plissées, celles des crochons et des écailles, ainsi que les structures particulières des laves refroidies en surface (colonnes

prismatiques jointives à cinq ou six faces). Il faut ajouter aussi les stades de rupture progressive au voisinage des excavations, par exemple :

- l'écaillage localisé des tunnels profonds,
- la fragmentation du toit d'une taille de charbon en exploitation,
- et aussi les fracturations parallèles aux surfaces d'érosion.

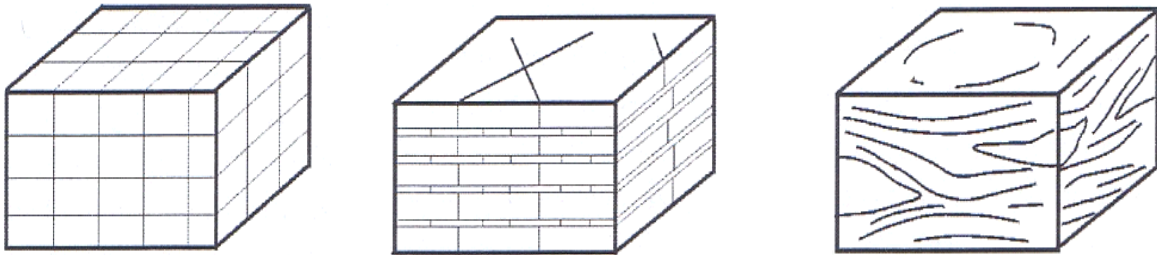


Figure 01 : Les trois principales structures de massifs rocheux, (CFMR-MMR, 2000)

2.1. Structure géométrique du massif rocheux

Les massifs rocheux, structures très complexes, sont formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse qui sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de limites stratigraphiques le comportement mécanique des massifs rocheux est un facteur essentiel dans le dimensionnement des ouvrages qui y sont exécutés. Afin de comprendre, expliquer et modéliser ce comportement, il est nécessaire de connaître la structure géométrique ou plus précisément le modèle de distribution géométrique des fractures, ainsi que les propriétés mécaniques de chacune des composantes que sont la matrice rocheuse et les discontinuités.

2.1.1. Les discontinuités

Pour étudier le comportement mécanique d'un massif rocheux, il est essentiel de connaître son degré de fracturation ainsi que la répartition des discontinuités dans l'espace. Des mesures in situ permettent de définir les diverses familles de discontinuités et leurs paramètres de façon statistique. L'ensemble des discontinuités dans un massif rocheux est le résultat de la superposition de différentes familles. Chaque famille peut avoir des lois de distribution et des caractères statistiques différents. Donc, pour ajuster les lois de distribution d'une famille, il faut distinguer cette famille dans l'ensemble des discontinuités. La méthode classique de

classification est celle de la projection stéréographique. L'objectif principal d'une étude géométrique des discontinuités est de déterminer :

- Si elles sont classables en familles (orientations voisines)
- Si elles structurent le massif rocheux en blocs (continuité et connectivité importante).

Le premier classement des discontinuités observées sur le terrain consiste à les grouper en populations homogènes du point de vue structural ; il faut donc préciser la nature géologique et tectonique de tous les éléments structuraux relevés. Divers auteurs ont essayé de regrouper les structures géométriques des massifs rocheux dans des catégories bien définies. La figure 02 illustre une série de massifs rocheux citée par (Palmström. A, 1995). Nous distinguons les massifs à bloc polyédriques, équidimensionnels, prismatiques ou en colonnes, les massifs à bancs minces dont l'épaisseur est moins épaisse que leur longueur et les massifs comprenant plusieurs familles de fractures.

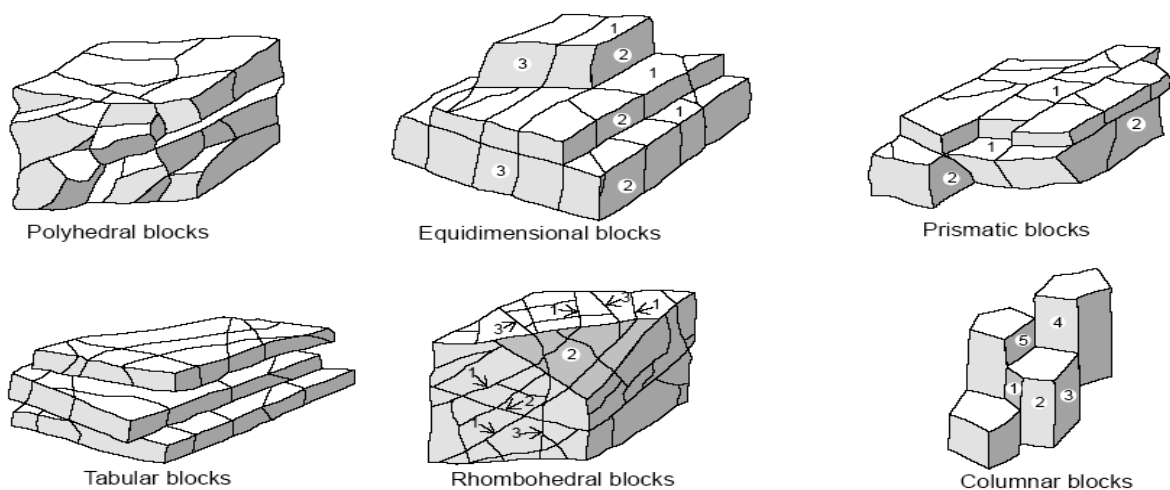


Figure 02 : différentes structures géométriques des massifs rocheux fracturés (Palmström. A, 1995)

2.1.2. Paramètres géométriques des discontinuités

La modélisation de la distribution spatiale et de l'emplacement des familles de fractures dans un massif rocheux fracturé est fondée principalement sur la connaissance des paramètres géométriques des discontinuités est associé à une variable aléatoire dont les lois de distribution sont déduites des données acquises sur le terrain. Dans ce qui suit nous définissons sommairement chacun de ces paramètres.

2.2.1. Définitions des caractères d'une surface de discontinuité

En première analyse la surface de discontinuité est assimilée à un plan dont on va définir l'orientation (en anglais attitude), avant de décrire les autres caractères utiles en mécanique des roches, l'étendue, l'ouverture et le remplissage, ainsi que la morphologie de la surface.

2.2.1.1. Orientation

En tout point l'orientation d'un plan dans l'espace est définie par deux angles, respectivement par rapport au nord géographique et à la verticale, mesuré avec une boussole et un clinomètre (fig.03) ; il existe des appareils combinant les deux fonctions qui saisissent ces angles de façon automatique.

- les lignes de niveau du plan définissent la direction ou azimuth du plan (anglais Strike), compté de 0 à 180 degrés en tournant vers l'Est.
- les lignes de plus grandes pentes du plan définissent le pendage (anglais Dip), compté de 0 pour un plan horizontal à 90 degrés pour un plan vertical, assorti de l'indication du côté vers lequel le plan est incliné.

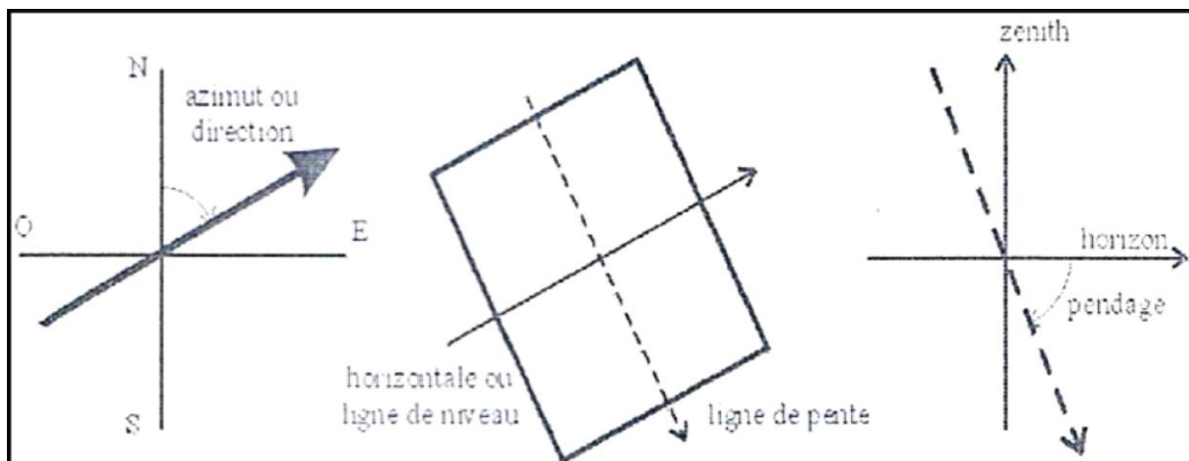


Figure 03 : Orientation d'une direction de plan dans l'espace, au centre en perspective cavalière, par la direction(ou azimuth) de ses lignes de niveau (vue en plan, à gauche), et le pendage de ses lignes de pente (en coupe, à droite)

2.2.1.2. Etendue, ouverture, remplissages

L'étendue (on dit aussi extension) d'une discontinuité est schématisée par une longueur et une largeur, rarement par une forme géométrique ; on se contentera souvent d'un ordre de grandeur, extension métrique ou hectométrique par exemple (et bien davantage pour certaines failles). Il arrive que la discontinuité comporte des lacunes sous forme de ponts rocheux, on définit alors un degré de séparation, appelé aussi persistance (en anglais persistence), comme le rapport de la surface ouverte à la surface totale. Des méthodes statistiques ont été proposées pour estimer l'étendue et la persistance à partir des longueurs des traces mesurées sur des affleurements, (Priest. S.D, 1993).

L'ouverture est l'écartement des bords (ou lèvres, ou épontes) de la discontinuité, comme elle est variable, il ya lieu d'en donner des valeurs caractéristiques, valeurs extrêmes, dispersion.les discontinuités contiennent souvent un matériau différent des roches voisines, appelé pour cette raison remplissage, (de l'anglais filling) : soit un matériau meubles amenés de l'extérieur par circulation d'eau ou provenant d'un broyage mécanique de la roche, notamment le long des failles, soit matériaux rocheux issus de cristallisations à partir des fluides ou des roches préalablement broyées.

2.2.1.3. Morphologie de détail

Chaque surface de discontinuité est en première approximation assimilée à son plan moyen, ce qui a permis d'en définir l'orientation, mais elle présente des irrégularités par rapport à ce plan, ou même par rapport à une surface gauche, réglée ou non. L'amplitude et la périodicité de ces irrégularités dépendent de l'origine de la surface, et aussi des minéraux présents, de leur arrangement et de leur altération éventuelle. Certaines surfaces de glissement sont suffisamment lisses et même polies pour être appelées miroirs de failles. L'importance mécanique des irrégularités est grande puisqu'elles gênent le libre déplacement des faces en contact (qu'on peut appeler épontes, par analogie avec les surfaces qui limitent les filons) ; le déplacement s'accompagne d'une augmentation de l'ouverture, qualifiée de dilatance. Il arrive qu'on observe des redans en marches d'escalier qui ne tolèrent le déplacement que dans un sens, comme le feraient des cliquets. On peut classer les écarts à la planéité des surfaces de discontinuité en fonction de l'échelle (fig. 04).

- Courbure, des joints de stratification plissés, ou des failles (mètre, décamètre et au delà) ; la courbure peut s'exacerber jusqu'à des formes anguleuse ;
- Ondulations, plus ou moins régulières, notamment lorsque les joints de grés fossilisent des petites dunes hydrauliques, ou ripple mark (décimètre) ;
- Rugosité, mot généralement réservé aux irrégularités à l'échelle du grain de la roche (millimètre à centimètre).

La caractérisation des écarts à la planéité peut se faire sur le terrain pour des discontinuités étendues (sur plusieurs mètres et au-delà) ou au laboratoire sur des échantillons de petite taille (décimètre carré et au-dessous).

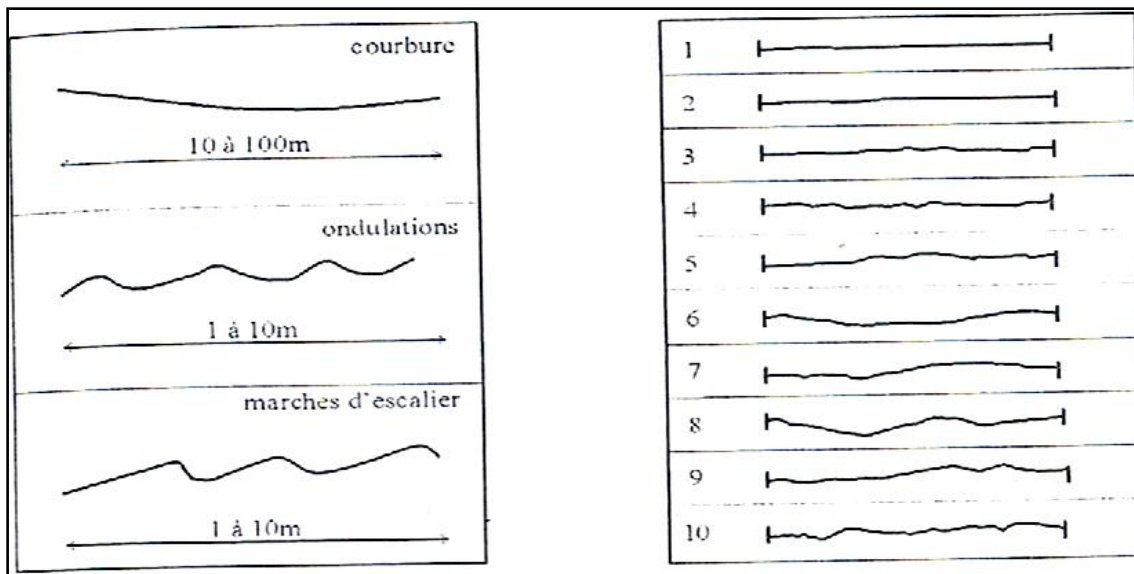


Figure 04 : Défauts de planéité et échelle de rugosité (Barton. N et Choubey. V, 1977)

2.2.2. Familles et réseaux de discontinuités

La plupart des discontinuités peuvent être regroupées en familles, qui présentent des caractères morphologiques communs liés à une origine commune. L'ensemble des familles présentes forme un réseau. Les notions de familles et de réseaux sont quelquefois valables sur de grandes distances, mais souvent la structure se modifie sur quelques dizaines de mètres, parfois encore. L'identification de familles et de réseaux n'a de sens qu'à l'intérieur de domaines limités, ou un certain parallélisme est préservé. C'est l'observation du terrain qui permet de délimiter ces volumes. Il convient aussi de traiter à part les joints de stratification, les contacts tectoniques, les failles bien individualisées et d'une manière générale toute famille qui s'impose à l'observateur. Certaines de ces familles, antérieures au plissement des couches, tournent avec celles-ci, d'autres sont au contraire liées aux déformations des charnières de plis.

2.2.2.1. Caractérisation des familles

Les caractères d'une famille, outre l'orientation (définie comme ci-dessus) sont la fréquence spatiale (ou son inverse l'espacement) et sa distribution : plutôt qu'un espacement régulier, par exemple tous les dix à vingt mètres, on observe une alternance de zones presque dépourvues de diaclases et de zones à forte densité, par exemple tous les mètres, qui constituent à la surface des reliefs des couloirs de fracturation. Ou bien dans une distribution d'apparence plus régulière, une diaclase est plus ouverte tous les cinquante mètres. La distribution des espacements sont souvent représentée par une loi exponentielle négative.

Lorsque la persistance est faible, il est plus facile de l'estimer au niveau de la famille que pour chaque discontinuité prise isolément, (fig.05).

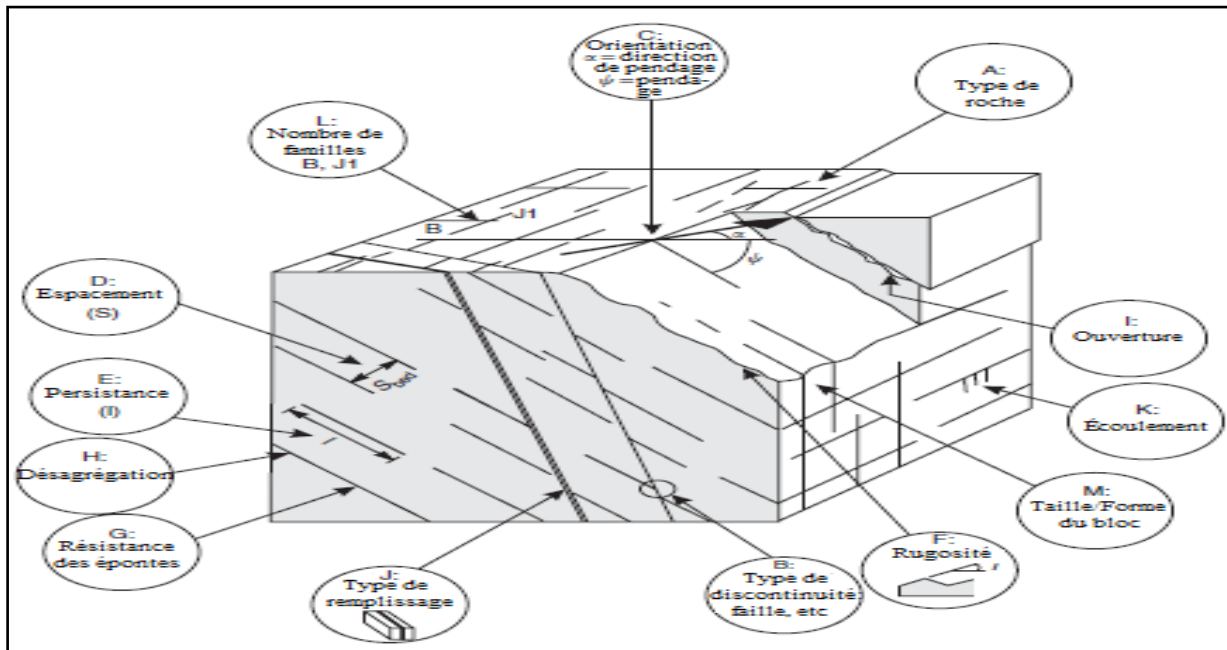


Figure 05: Caractéristiques des discontinuités dans un massif rocheux, (Wyllie et Mah, 2004)

2.2.2.2. Bloc unitaire

Dans tout massif rocheux on peut décrire l'ensemble des familles comme un réseau à trois dimensions. D'où le concept du bloc unitaire (unit blok en anglais). La forme de ce parallélépipède peut être cubique, orthorhombique ou rhomboédrique ; les autres formes sont peu significatives. La comparaison de sa taille avec l'échelle du problème d'ingénieur est essentielle. La distribution des tailles des blocs (parfois nommée blocométrie), pourrait jouer en mécanique des roches un rôle analogue à celui de la granulométrie en mécanique des sols, la différence majeure tient à l'imbrication des blocs (ci-dessous), à la manière des éléments d'un puzzle, qui confère au massif l'équivalent d'une cohésion.

2.2.2.3. Imbrication

La maçonnerie de pierres de tailles (ou de briques ou de parpaings) comporte des assises comparables aux couches des roches sédimentaires diaclases, mais d'une couche à la suivante le maçon prend soin de décaler les joints perpendiculaires, pour obtenir une meilleure stabilité (par la liaison entre les blocs voisins d'une même assise). C'est une première forme d'imbrication (le mot vient des tuiles romaines d'un toit qui se recouvrent en partie). Plus généralement l'imbrication d'un assemblage de blocs élémentaires, tant en maçonnerie que dans le massif rocheux, tient à ce que les formes des blocs sont étroitement complémentaires.

Lorsque les joints d'une famille sont décalés, les deux formes d'imbrication s'additionnent. Les maçonneries des incas exploitent une imbrication plus poussée encore à trois dimensions, qui assure une résistance exceptionnelle aux séismes. (Fig. 06).

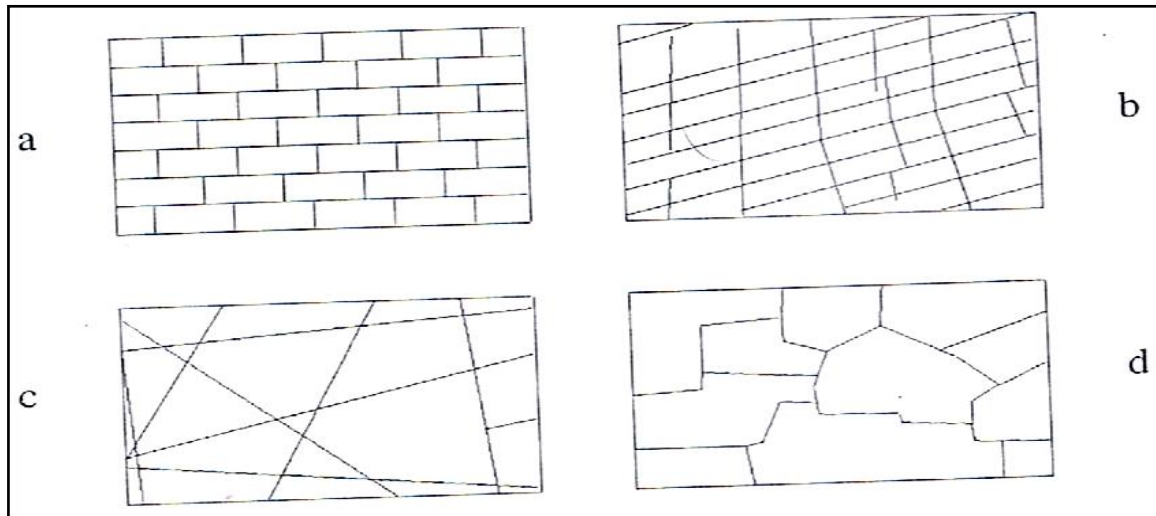


Figure 06 : Modèles schématiques d'imbrication des blocs du massif rocheux, (CFMR-MMR, 2000)

- a. pierre de taille ou brique, b. affleurement de calcaires diaclasés,
- c. affleurement de granite diaclasé, d. maçonnerie inca (la pierre aux douze angles Cuzco).

Les modèles des massifs rocheux (qu'ils soient physiques ou numériques) ont cru pouvoir représenter l'imbrication de deux familles de joints dont un est décalée, en lui donnant un moindre degré de séparation. Mais il y a une grande différence entre l'arrêt d'une fissure à la rencontre d'une surface de l'autre famille et l'extrémité au cœur d'un milieu continu. Seule celle-ci peut progresser lors d'un chargement.

Le degré d'imbrication a une influence considérable sur le comportement mécanique du massif rocheux. Lorsque les blocs anguleux sont solides et jointifs, le massif est très peu déformable tant qu'il n'y a pas une grande dilatance, qu'on pourrait traduire par le concept de jeu disponible entre les blocs. Lorsque les angles des blocs sont fragiles ou déformables, la déformation du massif est plus facile. Beaucoup de massifs rocheux réels s'écartent du schéma simplifié de blocs polyédriques assemblés sans jeu comme les pièces d'un puzzle.

2.3. Représentations graphiques

2.3.1. Les représentations planes

Les surfaces de discontinuité sont relevées sur le terrain ou au long des forages ; leur orientation et leurs autres caractéristiques sont mesurées ou estimées. Sur une carte ou un plan de projection, les principales sont figurées par leur trace ; si le plan est horizontal, ce qui est le

cas général des cartes, l'inclinaison est précisée par une flèche perpendiculaire à la trace, pointant vers le bas, avec ou sans mention de l'angle du pendage, (fig.07).

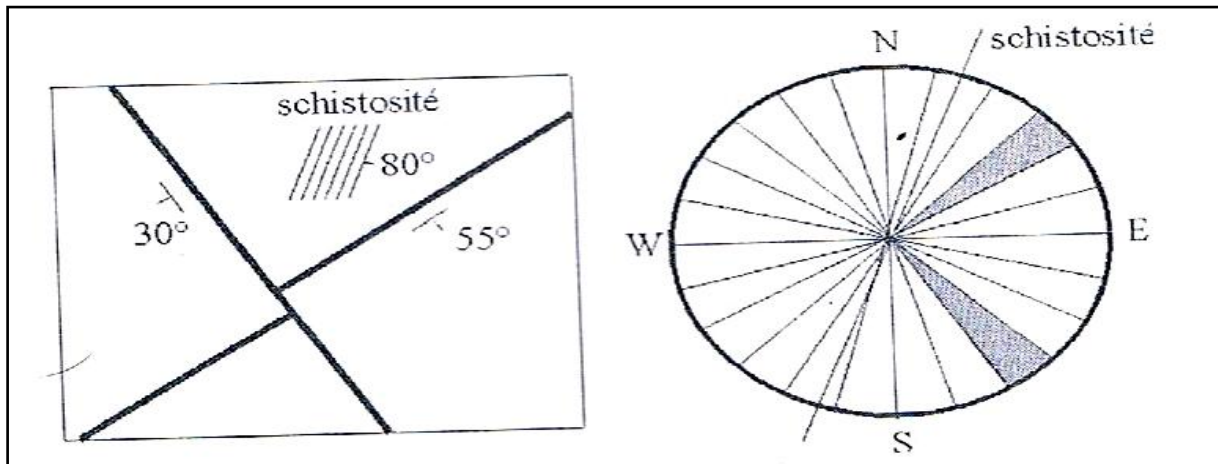


Figure 07 : Représentation plane de surface de discontinuité

- a. Traces de deux failles et de la schistosité sur une carte, avec indication de pendage ;
- b. Rosace des directions, histogramme polaire, par secteur de 15°.

On peut adopter pour la trace divers types de traits (couleur, épaisseur, figurés variés) pour tenir compte du type et de l'importance relatives des surfaces représentées, des remplissages, etc. on séparera par exemple les diverses familles qui ont pu être reconnues sur le terrain. une représentation en rosace est parfois adoptée, comme pour les vents dominants : les directions des traces sont regroupées dans une sorte d'histogramme polaire ; la rosace permet de comparer des familles à fort pendage mais ne peut intégrer des surfaces horizontales.

Dans l'espace, pour comparer ces surfaces entre elles, et avec d'autres surfaces ou forces orientées (surface d'une falaise ou d'un talus, mur ou pile de pont, mais aussi pesanteur, poussée d'une voute, action d'un tirant, etc.) on emploie des représentations planes de la surface d'une demi-sphère de référence (comparable aux projections utilisées en cartographie), chaque orientation de plan est représentée par le pôle du plan (point d'intersection de la sphère avec la normale au plan), chaque direction de droite par l'intersection avec la sphère d'une parallèle passant par le centre. On peut aussi représenter l'orientation d'un plan par le grand cercle intersection de la sphère avec un plan parallèle passant par son centre. Il est d'usage de représenter la projection de la demi-sphère supérieure.

La projection stéréographique (au sens strict) est une transformation qui conserve les angles, et qui conserve les cercles. Les orientations de plusieurs plans sont donc représentées par des arcs de cercles, dont on peut mesurer directement les angles. Cette propriété remarquable permet des solutions graphiques élégantes pour certains calculs de stabilités de blocs

polyédriques. Mais la projection stéréographique favorise les régions polaires du diagramme (les forts pendages) ou détriment des régions équatoriales (les faibles pendages) ; une même surface de la sphère, placée au pôle ou près de l'équateur sera représentée plus petite à l'équateur qu'au pôle. Cet inconvénient reste en général acceptable en mécanique des roches, mais non en cartographie ; on utilise loin des pôles une transformation qui conserve le rapport des aires (en France la projection de Lambert).

Le report sur le diagramme de directions de plans et de droites est facilité par un système de coordonnées sphériques, méridiens et parallèles, dont la transformée est appelé diagramme de Wulf ou de Schmidt suivant que la projection utilisée conserve les angles ou les rapports d'aires. La notation autour du centre d'un calque portant ce diagramme permet les mesures nécessaires. Sur le diagramme de Schmidt les cercles sont représentés par des courbes ovales (du quatrième degré). Ce diagramme est souvent utilisée pour étudier la distribution statistique des directions dans l'espace, par comptage des points dans des petites cases de même surface sur la sphère (et donc sur le diagramme de Schmidt). Il va sans dire que le comptage est possible aussi sur un diagramme de Wulf, à condition d'utiliser la projection des mêmes cases, et a fortiori si le comptage est confié à un ordinateur, qui peut tracer les lignes d'égale densité.

2.3.2. Les biais et les incertitudes des statistiques

Lorsque le levé est fait à partir d'un affleurement de direction peut variable, lit de rivière, talus de route, tranchée de chemin de fer, et aussi à partir d'une galerie, ou d'un forage, l'accès aux directions de l'espace est fortement biaisé : la proportion des discontinuités qui recoupent plus ou moins orthogonalement la ligne ou la surface observée est artificiellement augmentée, tandis que celle des directions presque parallèles est sous estimée, voire ignorée ; un ensemble de galeries horizontales, comme un ensemble de forage verticaux peuvent ignorer, respectivement, des joints de stratification argileux, ou des failles verticales ; leur utilisation conjointe est meilleure, encore que les conditions d'observation ne soient pas les mêmes en galerie et en forage.

Beaucoup de surfaces de discontinuité s'écartent sensiblement de la planéité, ce qui introduit une incertitude sur les angles qui définissent leur orientation ; il n'ya donc pas lieu, dans ce cas, de mesurer les orientations à moins de 5° près. Une autre précaution à prendre porte sur les orientations moyennes des familles, que l'on croit pouvoir déduire de la densité des points sur le diagramme. Pour la plupart des applications, ce n'est pas la moyenne qui est significative, mais la surface (fut-elle unique et loin du centre de gravité de la famille) qui est

la plus dangereuse pour la stabilité. Il reste à vérifier si elle passe ou non dans une zone critique pour l'ouvrage (ce qui exprimer en anglais par the wrong joint at the wrong place).

2.3.3. Représentation dans l'espace

La continuité éventuelle des surfaces de discontinuité est un caractère essentiel pour beaucoup d'applications ; les joints de sédimentation et les failles sont en général continus sur une grande étendue, mais parmi les diaclases l'étendue est plus limitée et la persistance souvent inférieure à 100%. Comme la plupart des structures géologiques ont, au moins localement, une direction prépondérante, leur étude repose sur une série de coupes perpendiculaires, donc grossièrement parallèle, qui doivent être cohérente entre elles. Ces coupes permettent de tester la validité de l'hypothèse de continuité et donc d'interpoler avec plus ou moins de précision.

Un ensemble de coupes dessinées sur des supports transparents constitue une maquette, sur laquelle on reporte les positions et coupes des forages et des galeries, ce qui permet de choisir au jour le jour la position de nouveaux forages ; mais l'ère de ces modèles s'achève car ils sont supplantés par les logiciels de traitement de données à trois dimensions. Les maquettes demain seront donc toutes virtuelles : au fur et à mesure, les résultats des reconnaissances y seront ajoutés et la construction des surfaces les plus critiques deviendra facile. En outre on pourra obtenir des coupes dans n'importe quelle direction (sinon toutes avec la même précision). Enfin ces maquettes numériques peuvent être couplées avec les modèles également numériques qui permettent d'étudier les comportements mécaniques qu'hydrauliques, thermiques, etc.

2.4. Principaux types de structures de massifs rocheux

Au sens commun, la structure est la façon dont sont assemblés des éléments de construction, comme par exemple l'appareil d'une maçonnerie. Dans la nature on ne trouve ni l'opus incertum, ni les assises régulièrement superposées à joints verticaux contrariés (le brickwork anglais) et moins encore les voutes de claveaux appareillés. Parmi beaucoup de variantes plus complexes (mais peut significatives) les modèles suivants ont une portée très générale dans les roches (fig.08).

- beaucoup de granites et de calcaires massifs montrent trois familles grossièrement trirectangulaires : ces massifs apparaissent formés de blocs parallélépipédiques (ainsi les aiguilles de Chamonix) et assimilables à des modèles comme la boîte de morceaux de sucre ou de palette de parpaings ; tous les joints sont continus, contrairement à la maçonnerie de briques dont les joints verticaux sont systématiquement décalés ; le bloc unitaire est proche de

cube. Il y a presque équivalence entre les trois directions du diedres.une poussée parallèle à l'un des plans va décaler les autres (les imbriquer) et en bloquer le libre déplacement.

- Dans les calcaires à bancs minces, les alternances de marnes et de calcaires ou celles de grès et de marnes des formations appelées flysch, comme dans beaucoup de micaschistes et gneiss, l'une des directions prend davantage d'importance et les diaclases perpendiculaires sont moins continues(ou peu persistantes).

- Les roches schisteuses sont une catégorie bien à part, où la schistosité est le caractère dominant ; suivant l'échelle considérée, le rôle des fractures peut passer au second plan.

- Les roches écrasées et les schistes froissés fréquents dans les zones tectonisées : tout se passe comme si la direction d'anisotropie était devenue largement dispersée autour d'une valeur moyenne, autorisant des déformations pour un cône de forces très ouvert. Une structure analogue, à plus grande échelle, est celle de certaines zones tectoniques où des blocs sains de toute dimension sont séparés par une matrice meuble, qui a souvent elle-même une structure de brèche de faille.

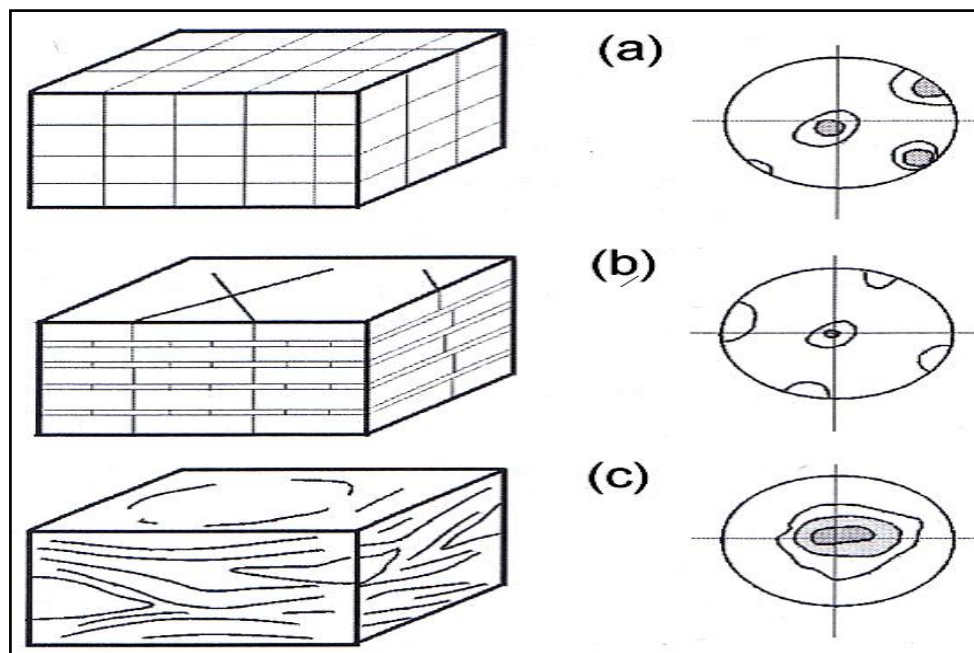


Figure 08 : Types de structures des massifs rocheux avec les représentations statistiques correspondantes (CFMR-MMR, 2000)

- a- Roche massive à trois familles grossièrement équivalentes
- b- Massif rocheux stratifié ou schisteux à une famille prépondérante
- c- Roche écrasée ou schiste froissé où la famille prépondérante est largement dispersée

2.5. Structure des failles

Les failles sont des ruptures naturelles des terrains constituant l'écorce terrestre, on en décrit à toutes échelles, de celle de cristal à celle de la plaque lithosphérique, du millimètre à plusieurs milliers de kilomètres. Elles sont parmi les rares objets géologiques pour lesquels il est indispensable de donner l'échelle d'une photo, car elles restent semblables à elles-mêmes quelle que soit cette échelle (c'est une des définitions d'un objet fractal), depuis les surfaces de rupture d'un minuscule micro fossile rigide pris dans un matériau déformé pratiquement jusqu'à celle du continent asiatique bousculé par le déplacement vers le nord de la plaque indienne. La comparaison des deux éponges d'une faille montre qu'elles ont subi un déplacement relatif appelé rejet (anglais offset). En règle générale le rejet est maximal vers le centre de la surface faillée et il s'annule le long de sa frontière ; le rejet est très petit devant l'étendue, par exemple de l'ordre du millième ou inférieur.

En géologie, on distingue des failles normales, des failles inverses et des décrochements. En mécanique, il n'y a qu'un seul et même schéma de rupture triaxial, définie par l'ordre des contraintes principales, avec deux directions de failles conjuguées, symétriques par rapport au trièdre des contraintes principales (entre lesquelles les conditions aux limites favorisent le plus souvent l'une des deux). La minceur de la croûte terrestre et la direction de la pesanteur conduisent à privilégier la direction verticale, qui est souvent une direction principale et à traiter à part les décrochements. Comme les surfaces de glissement contiennent la contrainte principale intermédiaire σ_2 , il y a bien alors trois cas de figure, dont deux lorsque σ_2 est horizontale :

- Les failles normales avec σ_1 verticale (normal faults). Elles accompagnent un allongement de la croûte (ou étirement, avec amincissement) et peuvent se faire face de part et d'autre d'un fossé tectonique (un graben entre deux horsts), ainsi les Limagnes du massif central et le fossé rhénan alsacien entre Vosges et forêt noire ; les affaissements dus à la ruine de cavités ou à l'exploitation de fluides et les glissements de terrain au flanc des reliefs sont limités par des surfaces de ruptures analogues. Leur pendage décroît souvent en profondeur ;
- Les failles inverses avec σ_3 verticale (thrust faults). Elles accompagnent un raccourcissement de la croûte (avec épaissement ou chevauchement). Leur pendage est plus faible que celui des failles normales.

•Les décrochements avec σ_2 verticale (strike-slip faults). Leur rejet a une forte composante horizontale ; on les appelle dextres ou senestres, suivant que le bloc opposée s'est déplacé vers la droite ou vers la gauche.

Beaucoup de failles bifurquent, et se poursuivent sous forme d'un faisceau sub parallèle. Lorsque la trace d'une faille présente une baïonnette, le déplacement relatif des compartiments qu'elle sépare induit une forte compression ou bien l'ouverture d'un fossé, suivant le sens du mouvement relatif. A plus petite échelle, certaines failles se traduisent par des couloirs de fractures parallèles denses, ouvertes, entre des terrains souvent très altérés.

On appelle en sismologie faille active une faille suivant laquelle un mouvement récent a été décelé (par exemple depuis moins de 10000 ans). Lors d'un séisme important les mouvements relatifs sont de l'ordre du mètre, parfois davantage, et leur trace est visible sur des kilomètres, voire des dizaines de kilomètres (en général les déplacements à attendre sont fortement corrélés à la longueur de la faille). Pour identifier les failles susceptibles de rejouer à l'échelle de la durée de vie d'un ouvrage, on s'efforce de dater leurs derniers mouvements et l'intervalle entre séismes.

2.5. Modélisation des massifs rocheux

Contrairement à d'autres domaines abordés par l'ingénieur, la mécanique des roches a tardé à se doter de modèles, en particulier pour les massifs rocheux. En tectonique on a utilisé très tôt des modèles physiques pour reproduire les déformations observées, notamment pour le plissement d'ensembles de strates alternativement rigides et plastique (que les géologues nomment parfois compétentes et incompétentes, par francisation abusive des mots anglais), et pour la montée des diapirs de sel gemme ou de granite (dont le modèle est l'instabilité de la superposition de liquides non miscibles dont le moins dense est au-dessous du plus dense). Il ne s'agissait alors que de modèles continus.

Lorsque les projeteurs de barrages ont reconnu l'importance des discontinuités pour la déformabilité et la stabilité des fondations, singulièrement pour les grands barrages voutes, ils ont tenté de reproduire en modèle réduit la structure des massifs rocheux, par exemple en Russie, Italie et Yougoslavie au début des années 50. Ces modèles physiques juxtaposaient un nombre de blocs élémentaires allant jusqu'à plusieurs milliers pour le barrage de Grancarevo.

Le problème de l'appui d'un barrage est particulièrement complexe parce que la forme de la surface n'est jamais simple, la déformabilité varie le long des surfaces de contact, par exemple en fonction de la densité des fractures et de diverses altérations, et les discontinuités

étendues fournissent des surfaces de rupture privilégiées. S'il est facile de reproduire la surface avec autant de précision qu'on le souhaite, il est beaucoup plus difficile de reproduire les anisotropies, les hétérogénéités et les discontinuités, autrement que de façon très schématique, voire caricaturale (et il y a peu de chances que l'influence relative de ces différentes causes de complexité soit préservée). Parmi les difficultés majeures, le respect des conditions de similitude, pour mettre les densités, forces et résistances en accord avec les dimensions, et le respect des conditions de frottement.

Plus personne aujourd'hui ne songerait à recourir à de tels modèles physiques ; les modèles numériques sont infiniment plus souples, plus rapides, plus faibles (et moins coûteux). Toutes fois les modèles physiques conservent une grande efficacité pour la simulation en trois dimensions des déformations géologiques, comme par exemple le glissement d'une couverture sur un socle avec un coefficient de frottement non homogène, ou le chevauchement d'écailles successives. Mais les modèles numériques se heurtent eux aussi à la complexité de la nature : pour l'étude de la déformation et de l'équilibre d'un massif rocheux, les paramètres sont nombreux, leur estimation est ponctuelle et toujours aléatoire, et les degrés de liberté peuvent se compter par dizaines (c'est la définition même de la complexité).

L'acquisition des données nécessaires, à supposer qu'elles soient mesurables, est évidemment hors de portée d'un programme de reconnaissance acceptable. Et si l'on pouvait introduire toutes ces données, on obtiendrait un modèle aussi complexe que le massif rocheux réel. Le défi de la modélisation est donc d'établir des modèles assez simples pour être interprétables, mais néanmoins capables de faire apparaître les mécanismes significatifs.

La modélisation du massif rocheux fracturé fait appel à une base de données contenant les valeurs de tous les paramètres utiles pour la résolution du problème étudié, géométriques, mécaniques, hydrauliques, etc. Suivant le cas, assortis autant que possible de leur caractéristiques statistiques (moyenne, écart type, loi de distribution éventuelle). Les logiciels 3D spécialisés exploitent cette base de données pour donner une représentation visuelle du massif dans l'espace, par des blocs diagrammes et des coupes à la demande. Certains logiciels prennent en compte des scénarios géologiques successifs, phases de sédimentation, subsidence, plissements et jeux de failles, y compris la fracturation sélective de certains bancs et blocs et les compartimentages. Ainsi apparaît la notion de géo modèle, à l'amont des modélisations mécaniques, hydrauliques ou autres, (fig.09).

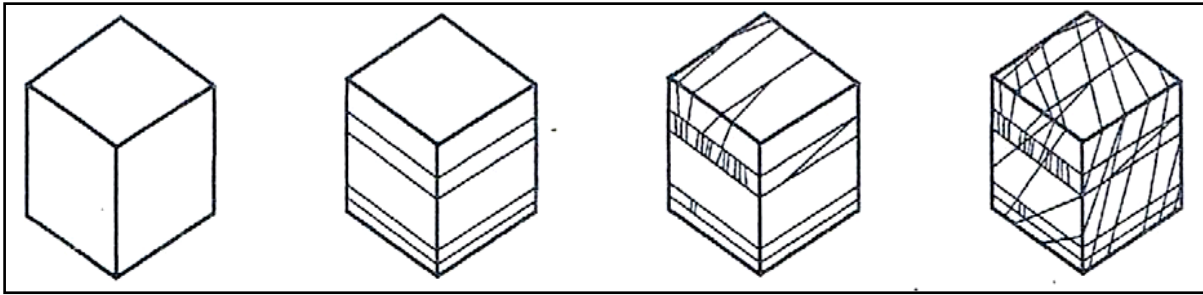


Figure 09 : Etapes successives de représentation des familles de fractures, (CFMR-MMR, 2000)

Pour aborder ces modélisations complexes, il est impératif d'éliminer le bruit des phénomènes accessoires ; le géo modèle doit être conçu de façon à mettre en lumière les paramètres qui gouvernent le comportement global et eux seuls. Leur choix repose sur un examen attentif du site, à l'échelle du problème à résoudre, afin de retenir les caractères significatifs, singulièrement les anisotropies et les surfaces de discontinuité étendues.

D'autre part, pur autant que la connaissance de la distribution statistique des propriétés soit suffisante, il est possible d'effectuer un grand nombre de simulations de l'état du massif fracturé, par tirage aléatoires successifs de ces propriétés au sein de leurs lois de distribution. L'éventail de ces simulations permet d'apprécier la qualité de la représentation, lorsque les résultats sont peu dispersés, et dans le cas contraire la plage d'incertitude des résultats obtenues grâce aux calculs effectués en aval avec les modèles de comportement. Par exemple, au début de 50 simulations on obtient une statistique des blocs instables, leur nombre, leur volume, moyen ou cumulé, de façon à essayer de mieux cerner le champ des comportements possibles, ou plausibles.

Parmi les difficultés d'interprétation, il convient de remarquer que la plupart des modèles de blocs sont du côté pessimiste, parce qu'ils emploient des surfaces trop parfaites. On rappelle aussi que les premiers modèles physiques, construits pour des massifs calcaires avaient reproduit le figuré classique des roches calcaires sur les coupes géologiques, c'est-à-dire le brickwork, qui n'existe nulle part dans la nature, non plus que divers autres modèles irréalistes de la littérature.

3. Reconnaissance et auscultation des massifs rocheux

3.1. Objectifs et définitions

Les roches et les massifs rocheux sont à la fois complexes et opaques. Même les plus simples en apparence peuvent réserver des surprises. Pour connaître leurs composants, leurs structures, et ce qui s'y passe, l'ingénieur dispose de méthodes de reconnaissance et auscultation, depuis les méthodes de la géologie traditionnelle avec le marteau et la boussole,

jusqu'à des technologies et métrologies de pointe, en passant par des techniques classiques (forage, prélèvement d'échantillons, essais de laboratoire et in situ, méthodes géophysiques, etc.), toutes méthodes qui font des progrès plus ou moins rapides. On s'attachera surtout ici aux aspects qui concernent le comportement mécanique (incluant en général les fluides du terrain).

On sépare reconnaissance, qui s'applique depuis l'origine d'un projet et tant que des questions se posent sur les aléas géologiques d'un site, et auscultation qui concerne le comportement en service de l'ouvrage construit de son environnement rocheux, terrain de fondation par exemple. Lorsqu'il n'y a pas d'ouvrage à construire, ainsi pour une falaise jugée instable, la reconnaissance est une phase d'acquisition de connaissances sur un état initial, l'auscultation un suivi dans le temps du comportement. Cet exemple illustre l'enchaînement entre deux pratiques qui partagent à la fois des principes et des technologies, ce qui justifie qu'elles soient présentées dans un même chapitre. On pourrait dire aussi que les reconnaissances sont davantage géométriques, l'auscultation davantage comportementale. Entre les deux, les essais qui portent sur les propriétés mécaniques et hydrauliques ont un caractère intermédiaire.

L'ingénieur attend des reconnaissances une interprétation aussi fine et précise que possible du milieu naturel, c'est-à-dire du volume rocheux sur lequel un ouvrage est réaliser, interprétation en termes géologiques puis géotechniques, ceux-là plutôt descriptifs et qualitatifs, ceux-ci chiffrés. La transition suppose notamment que soient mises en évidence les quatre propriétés fondamentales par lesquelles un volume rocheux naturel s'écarte du milieu idéal du mécanicien débutant, qu'on pourrait appeler quatre catégories de défauts : discontinuité, hétérogénéité, anisotropie, état de contrainte non neutre. En fait la séparation n'est pas toujours facile entre les trois premières propriétés qu'on pourrait appeler topologiques : les surfaces de discontinuité constituent aussi des hétérogénéités et elles introduisent, au moins localement, une anisotropie, hétérogénéités, interstices et fissures), qui apparaissent comme un cas extrême ; la forme et la disposition des surfaces de discontinuité et des inclusions est souvent la principale cause d'anisotropie. Si l'approche de ces propriétés est strictement naturaliste (mais pas toujours ressentie comme indispensable pour le géologue), leur signification mécanique en fait une part essentielle de la mécanique des roches, en amont de la quatrième propriété, l'existence de champs de contraintes (dans les phases en présence, solide, liquides, gaz) qui est contingente. L'échelle des discontinuités couvre plus de quinze puissances de dix (depuis le micromètre pour certaines bandes de cisaillement, voire beaucoup moins pour les dislocations dans les mailles du cristal), jusqu'au kilomètre, voire

des milliers pour les failles majeures. L'échelle des hétérogénéités ne lui cède guère, qui souvent commande les anomalies de la distribution des contraintes. Un problème essentiel est donc la validité des échantillons et des essais géotechniques, tant au laboratoire que sur le terrain. En effet les résultats obtenus ne sont représentatifs du site que si le nombre des échantillons et leur répartition dans l'espace sont satisfaisants. Une répartition aléatoire ou systématique a moins de chances d'être représentative qu'une répartition qui tient compte de structures déjà identifiées.

Tant les descriptions géologiques que les propriétés mécaniques dépendent des dimensions de l'échantillon étudié, affleurement sur le terrain ou éprouvette au laboratoire. Il faut garder à l'esprit l'échelle des objets géologiques et celles de leurs hétérogénéités qui, associées à la dispersion des résultats, permettent de mettre en évidence l'influence souvent prépondérante de la fissuration. En raison du caractère primordial des structures géologiques et de la variété des matériaux naturels, l'intervention du géologue est indispensable dans toute reconnaissance, de même pour l'interprétation des contraintes par rapport à ce qu'on peut savoir du champ régional ; au contraire une fois la structure définie, les essais géotechniques sont affaire du géotechnicien, et l'auscultation de l'ouvrage est souvent l'affaire du seul ingénieur spécialisé ; lorsqu'elle porte sur le terrain lui-même, elle suppose une collaboration équilibrée avec les différentes spécialités (géologue, géotechnicien, métrologue).

3.2. Phasage des reconnaissances

C'est la géologie qui détermine l'échelle à utiliser pour les reconnaissances. La gamme des méthodes de reconnaissances est très variée ; elle va de l'analyse de documents bibliographiques, cartographiques et photographiques aux techniques les plus sophistiquées. Il n'existe pas de méthode universelle et on ne peut pas demander à une méthode ce qu'elle ne peut pas donner. Chacune est plus ou moins bien adaptée à certains types de terrains et de problèmes. Certains procédés sont lourds et coûteux (sondages profonds et galeries par exemple) et il importe donc d'en tirer le maximum de renseignements. Ceci suppose qu'on sache :

- Définir parfaitement à l'avance les objectifs en fonction des problèmes à étudier ;
- Implanter les reconnaissances de façon judicieuse ;
- Vérifier que le travail demandé est exécuté correctement.

La mise en œuvre des reconnaissances s'incère dans les phases successives d'études et d'exécution, permettant au fur et à mesure l'élaboration de modèles de plus en plus détaillés, et la réduction des aléas et incertitudes. On distingue par exemple :

- Les études préliminaires ; avant-projet sommaire ; avant-projet définitif ;
- Le projet d'exécution (l'appel d'offres comporte un rapport géotechnique) ;
- L'exécution des travaux, qui permet d'observer le terrain réel et son comportement en vraie grandeur ;
- Les changements dans les conditions d'exploitation, ou les effets d'événements exceptionnels, séismes, crues, etc.

A chaque étape, l'ingénieur a besoin d'un modèle géologique, suivi ensuite d'un modèle de comportement mécanique (y compris souvent hydraulique). A l'intérieur de chaque étape, les résultats partiels peuvent conduire à modifier le programme : par définition, aucun programme de reconnaissance ne peut être figé.

3.2.1. Etablissement d'un modèle géologique

On emploie d'abord des méthodes strictement géologiques, énumérées dans le tableau 01, et traitées ci-dessous de façon sommaire (se reporter aux ouvrages classiques de géologie de l'ingénieur), cartes de documentation, méthodes directes d'observation, puis méthodes géophysiques, qui sont dites indirectes puisqu'une interprétation est nécessaire ; les méthodes qui ont une implication mécanique, ou sont liées à l'hydrogéologie sont traitées de façon plus détaillée. Il est important de prendre les problèmes à l'échelle régionale avant de s'intéresser au site proprement dit ; la compréhension des styles tectoniques et même de certains problèmes superficiels peut se trouver à des kilomètres ou davantage. Parmi les pièges classiques concernant le génie civil, on peut citer :

- Les surcreusements des vallées glaciaires et de leurs gorges de raccordement ;
- Les surcreusements des fleuves méditerranéens au Messinien ;
- Les anciens lits masqués par des remblaiements (alluvions, moraines, produits volcaniques, glissements de terrains).

Classique chez les pétroliers, puisqu'il désigne les structures géologiques dont le pétrole n'a pu s'échapper (anticlinaux, bordures de diapirs, etc.), le mot piège a été appliqué aussi en métallogénie pour certaines minéralisations. Ci-dessus le piège est plus banalement ce qui

peut tromper le néophyte, et même parfois le spécialiste. L'interprétation de ces structures dans l'espace s'appuie souvent sur des maquettes permettant de visualiser les structures géologiques et les principaux travaux de reconnaissances (il s'agit souvent désormais de maquettes virtuelles en image à trois dimensions, ou l'ordinateur peut dessiner des coupes dans toute direction).

Tableau 01 : Modèle géologique : Définition des matériaux et structures

Méthodes préliminaires	Bibliographie et examen des cartes existantes (très rarement à une échelle convenable) ; Télétection, photos aériennes, y compris obliques, éclairage rasant, émulsions infrarouge, etc., photos satellite (linéaments).
Méthodes directes	Observations et levés géologiques sur le terrain : (à une échelle appropriée à l'ouvrage) ; affleurements, tranchées, décapages, forages, galeries, mesures de pendage, piézométries des fluides, prélèvements, études minéralogiques et pétrographiques.
Méthodes indirectes	Prospection géophysique de surface et en forage : méthodes électriques, sismiques, gravimétriques, etc. ; diagraphies, dia mètreur, imagerie de paroi, enregistrement des paramètres de forage.

3.3. Méthodes directes

3.3.1. En surface

Le levé de surface permet de préciser la nature des roches et la structure géologique aux diverses échelles susceptible d'intéresser directement le projet :

- A l'échelle régionale, l'analyse structurale et notamment la disposition des failles principales, les grands axes synclinaux et anticlinaux en terrain sédimentaire plissé, les diaclases majeures en terrain granitique, fournissent des clés très utiles pour la fracturation, l'hydrogéologie et la distribution des contraintes. Les observations sont reportées à des échelles allant du 1/10000 au 1/25000.

- A l'échelle du site, l'étude structurale vise plus spécialement à établir l'architecture des massifs rocheux en vue de l'étude de leur stabilité (échelles du 1/1000 au 1/5000 voire depuis le 1/200).

- A l'échelle de l'affleurement, l'analyse porte surtout sur les discontinuités susceptibles d'influencer les propriétés de la matrice rocheuse (en affaiblissant sa résistance, en ouvrant la voie à l'altération et en permettant la circulation de l'eau et le développement de pressions interstitielles).

Les travaux superficiels (tranchées, décapages et puits peu profonds) permettent d'atteindre et d'identifier le substratum rocheux sous faible couverture meuble. Grâce à eux on établit une

coupe détaillée des formations superficielles et des discontinuités affectant la surface du rocher. Ils ne nécessitent que des moyens simples et peu onéreux, exécution manuelle ou pelle mécanique, mais leur efficacité est limitée par la cohésion des terrains superficiels et en cas de présence d'eau.

3.3.2. En forages

La gamme des forages mécaniques est très ouverte, diamètre, longueur, direction, méthode d'exécution. Dans les roches la foration rotative est de règle, destructive ou carottées. Les forages pétroliers sont appelés puits lorsqu'ils sont mis en production. Dans beaucoup de cas, seule une partie utile du forage est carottée, car cette opération est lente et coûteuse. La reconnaissance par forage mécaniques à plusieurs objectifs :

- objectif géologique, le forage permet de préciser la coupe géologique et l'hydrogéologie du sous-sol. Le prélèvement d'échantillons se fait sous forme de carottes, ou à défaut de cuttings (débris remontés par la circulation d'eau) ;
- objectif géotechnique, le forage permet le prélèvement d'échantillons pour essais en laboratoire, et l'exécution d'essais in situ (carottage sismique, dilatomètre, essais hydrauliques) ;
- objectif économique, pour estimer les teneurs en minerai, la présence d'huile, les capacités de production des nappes de fluides (eau, huile, ou gaz) ;
- objectif constructif, pour injecter le terrain (l'étancher, le renforcer, voire compenser l'affaissement de la surface au-dessus d'ouvrages souterrains superficiels) ou pour y placer des boulons ou tirants.

Les forages les plus longs sont ceux des pétroliers (plusieurs milliers de mètres), suivis par les forages miniers. En génie civil, seuls les forages pour l'étude des tunnels transalpins atteignent le millier de mètres ; dans la plupart des cas la profondeur est inférieure à 100 m. Si en majorité les forages sont verticaux, les forages inclinés sont fréquents en génie civil, mais toujours relativement courts. La déviation des longs forages jusqu'à l'horizontale, mise au point pour l'exploitation pétrolière, trouve une application aux reconnaissances des grands tunnels transalpins. En règle générale, les forages les plus longs sont forés en plus gros diamètre, ou moins au début. Il existe des systèmes de carottage susceptibles de prélever les terrains meubles et très fracturés et de conserver l'orientation des fissures. L'enregistrement des paramètres de forage et les diagraphies sont indispensables dans les parties non carottées. (Fig. 10).

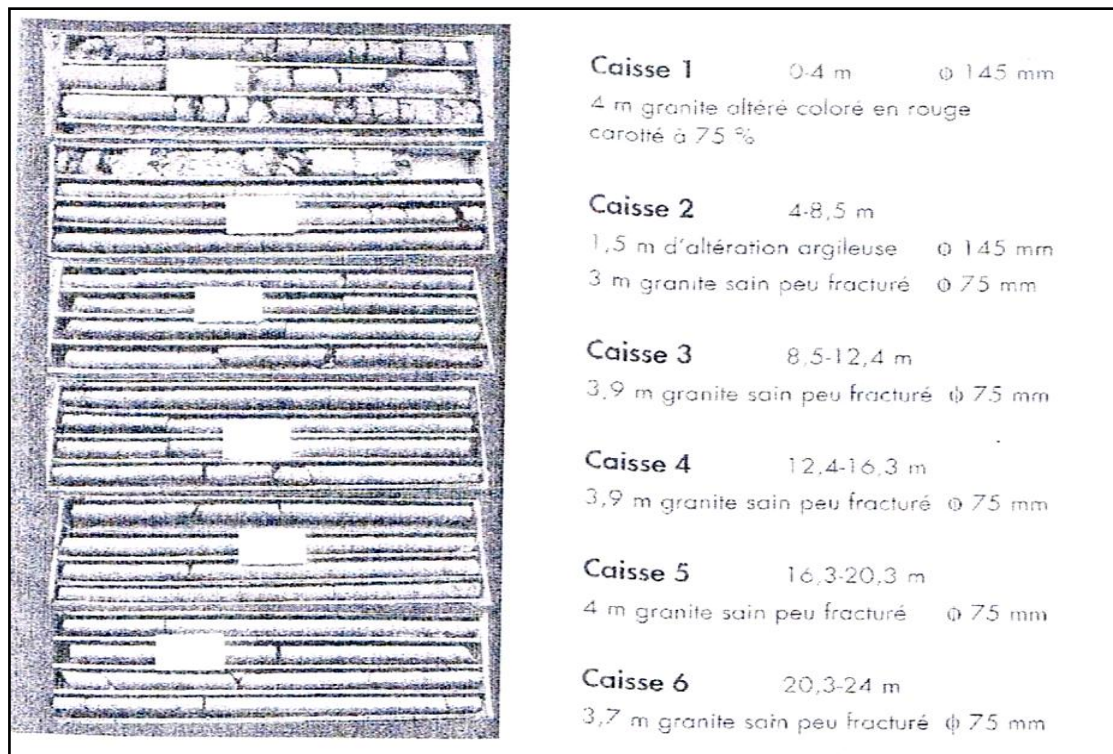


Figure 10 : Forage S 34 au barrage de petit Saut, Guyane. Photographie des six caisses de carottes largeur des caisses, 1m, (Beaujout. N et Duffaut. P, 1971)

3.3.2.1. Relevé géologique des forages

Le relevé géologique doit se faire autant que possible au fur et à mesure, en particulier dans les cas où les terrains sont sujets à changement par dessiccation ou délitage. Les carottes sont conservées dans des caisses étiquetées durablement, entreposées dans un local accessible.

Le relevé du forage doit permettre l'examen visuel des forages, soit en vue axiale, soit en vue latérale, et ces images peuvent être enregistrées. Les pétroliers préfèrent les méthodes d'imagerie signalées ci-dessus.

Le relevé du forage doit permettre une interprétation correcte et des comparaisons entre forages. Au sein d'une même formation la comparaison des différentes qualités a été longtemps basée sur le taux de carottage, somme des longueurs des carottes divisée par la longueur d'un tronçon foré, un mètre en général. Comme la fragmentation des carottes rend souvent ce calcul imprécis, (Deer. D, 1967) a proposé de le simplifier en ne tenant compte que des fragments de longueur supérieure à 10 cm : le résultat, appelé RQD, pour Rock Quality Designation, donne une bonne appréciation de la fracturation du massif rocheux (à l'exception d'éventuelles fractures subparallèles aux forages s'ils ont tous la même direction).

Le calcul doit être établi dès la sortie du carottier ; comme les carottiers de petit diamètre induisent davantage de fractures parasites, on recommande de ne pas descendre au dessous de 50 mm. Divers auteurs ont proposé des indices dérivés du RQD, évoqués en (RSR, RMR, Q, GSI). Le tableau 02 donne une échelle classique de qualité ou l'emploi, traditionnel mais discutable, des mots bon et mauvais doit être interprété en fonction de ce qu'on attend du terrain traversé.

Tableau 02 : Echelle de qualité d'un massif rocheux en fonction du RQD, (Deer. D, 1967)

0 – 25 %	25 – 50 %	50 – 75 %	75 – 90 %	90 – 100 %
Très mauvais	mauvais	moyen	bon	excellent

3.4. Méthodes indirectes : Prospection géophysique

La prospection géophysique met en œuvre un ensemble de méthodes physiques pour approcher la définition des structures géologiques et des propriétés géotechniques des terrains à l'intérieur de la croûte terrestre. Développée très largement à partir de 1920 pour la recherche pétrolière, notamment par les frères Schlumberger, elle a connu ensuite des succès en recherche minière et plus tardivement en génie civil. Il s'agit souvent d'un premier dégrossissage structural, pour mettre en évidence des anomalies et pour mieux implanter les forages, car leur mise en œuvre, aisée et peu coûteuse, permet de balayer rapidement de grandes surfaces. La profession a édité un guide de bonne pratique (AGAP, 1992). A partir de mesures de grandeurs physiques en surface, et parfois le long de forages et de galeries, on peut déterminer certaines propriétés physiques des terrains ainsi que la position des surfaces suivant lesquelles ces propriétés changent : l'efficacité est la meilleure pour des surfaces de forme simple, avec un contraste suffisant entre des domaines de propriétés constantes. L'irrégularité des terrains superficiels introduit un bruit préjudiciable à la perception des signaux utiles, évidemment la profondeur des structures recherchées diminue l'intensité du signal. Une anomalie vue sous un trop petit angle peut donc passer inaperçue. Dans beaucoup de cas, il importe de lui donner les hypothèses raisonnables sur les structures à reconnaître et la possibilité d'étalonner ces mesures. Les progrès des capteurs, des appareils d'enregistrement, et des méthodes de traitement du signal étendent chaque jour le champ des problèmes que ces méthodes sont capables de résoudre. Les principales méthodes sont présentées sur le tableau 03.

Tableau 03 : Les principales méthodes géophysiques, (AGAP, 1992)

Méthode	Propriété physique de base	Problèmes favorables
Gravimétrie	Masse volumique	Recherche de vides et de minéraux lourds
Sismique réfraction	Vitesse des ondes élastique	Couches parallèles
Sismique réflexion	Contraste d'impédance	Recherche de miroirs
Magnétisme	Susceptibilité magnétique	Recherche de métaux
Electrique	Résistivité	interfaces

3.4.1. Sismique réfraction

La sismique réfraction est la méthode la plus couramment utilisée en génie civil. Elle voit le terrain comme une succession de couches dont les vitesses augmentent avec la profondeur. A partir du graphique espace-temps (hodographe), on déduit les vitesses et les épaisseurs des couches successives et on caractérise chaque couche par ses modules élastiques, module d'Young et coefficient de poisson. De nombreux facteurs compliquent son interprétation, notamment :

- les irrégularités des interfaces entre couches de vitesses différentes ;
- les contrastes de vitesses insuffisants et les transitions progressives ;
- l'intercalation d'une couche rapide entre des couches plus lentes.

Les ondes de volume longitudinales (P) et transversales (S) sont plus rapides que les ondes de surface, et sont les seules utilisées. Les vitesses de propagation des ondes P et S sont liées aux constantes élastiques du milieu, E et V et à la masse volumique du matériau ρ . Si la principale utilisation du sismique est géométrique (détermination des structures), la détermination des paramètres élastiques peut avoir une grande valeur mécanique, notamment pour apprécier le degré d'altération, de fracturation, ou de desserrement d'un massif rocheux. D'où l'application de la méthode au choix des engins de terrassement, et aussi à l'auscultation dans le temps.

3.4.1.1. Méthodes mettant en œuvre des forages

La sismique le long de forages puis entre forages à été employée par divers auteurs (depuis Bertachi et al, 1966) pour reconnaître des variations de qualité, notamment de qualité mécaniques. Plus récemment des dispositions particulières ont été codifiées par des bureaux d'études américains pour les études du comportement d'ouvrages en cas de séisme. Elles sont valables aussi hors de cette préoccupation.

En effet en génie parasismique il est nécessaire de connaître les caractéristiques dynamiques des terrains. Comme les modules dynamiques sont liées aux vitesses sismiques des ondes longitudinales et transversales, leur détermination se fait par des essais sismiques simples pour lesquels on peut admettre que :

- le terrain peut être considéré comme homogène dans la direction horizontale. Les valeurs obtenues sont des valeurs moyennes à l'échelle de la structure étudiée ;
- la faible distance entre émission et réception permet de choisir des sources à faible énergie, qui émettent préférentiellement des ondes transversales ;
- la courte distance (de l'ordre le plus souvent de la dizaine de mètres, permet de supposer que la propagation se fait en ligne droite).

Les mesures cross-hole sont faites entre points à la même cote de deux forages parallèles, l'un pour l'émission, l'autre pour la réception, depuis le sommet des forages jusqu'à la profondeur désirée. Le pas de mesure dépend du problème posé. On réalise de même des mesures sur des trajets verticaux avec une émission fixe soit en haut (down-hole), soit en bas (up-hole), et des récepteurs le long du forage. La prise en compte de l'anisotropie des vitesses de propagation a nettement amélioré l'interprétation de ce type de mesure.

Le panneau sismique est une extension de la méthode cross-hole qui utilise des trajets inclinés en sus des trajets horizontaux. Un programme de dépouillement puissant fournit une carte détaillée des vitesses à l'intérieur du panneau compris entre deux forages, même s'il existe des terrains rapides en surface. (fig.11).

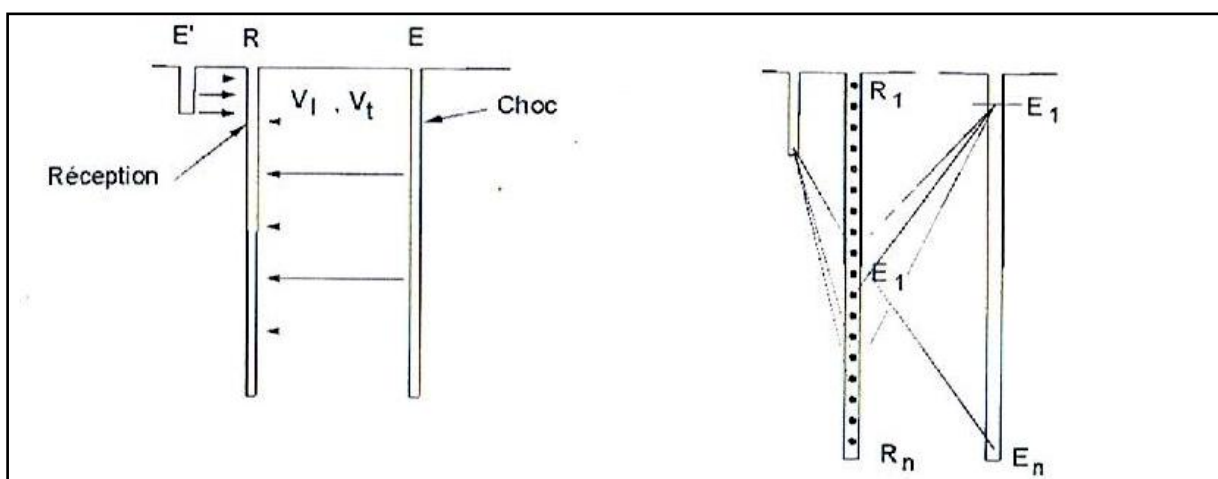


Figure 11: Méthodes cross-hole, down-hole, (AGAP, 1992)

3.4.2. Sismique réflexion

Elle étudie la propagation des ondes acoustiques réfléchies et fournit une image continue de la succession des terrains et de leur structure, pourvu que des interfaces jouent le rôle de miroirs. La sismique réflexion ne donne que les temps de propagation sub verticale. Pour que le signal réfléchi soit net, il faut un contraste d'impédance entre les couches. Pendant longtemps elle a été réservée aux études à grande profondeur des pétroliers, puis a été adapté aux besoins d'investigations plus superficielles du génie civil (de quelques dizaines de mètres à environ 200 m, notamment pour le tunnel sous la manche). Le choix de la source sismique dépend de la profondeur de l'objectif.

3.4.3. Prospection électrique

Elle utilise les lois de la propagation du courant électrique dans le sol. Comme c'est l'eau qui permet le passage du courant électrique dans les sols et les roches, toute mesure de résistivité est une mesure de la teneur en eau du terrain et de sa minéralisation. Aussi des milieux très différents comme un calcaire et des alluvions peuvent avoir la même résistivité si leurs teneurs en eau sont les mêmes.

Les argiles doivent leur forte conductivité à l'importance des couches de molécules d'eau et de cations adsorbés sur leur très grande surface. La prospection électrique est donc efficace pour la recherche d'argiles, alors que la sismique réfraction est davantage pour la recherche d'un substratum rocheux. Toutefois, si le contraste des vitesses est faible (par exemple alluvions sur un substratum de marnes altérées), le sondage électrique apporte des informations que ne peut donner la sismique. D'une manière générale, on peut utiliser le couple vitesse-résistivité pour séparer des terrains qui ont même vitesse ou même résistivité (Beaujoint. N et P. Duffaut, 1971), (fig.12)

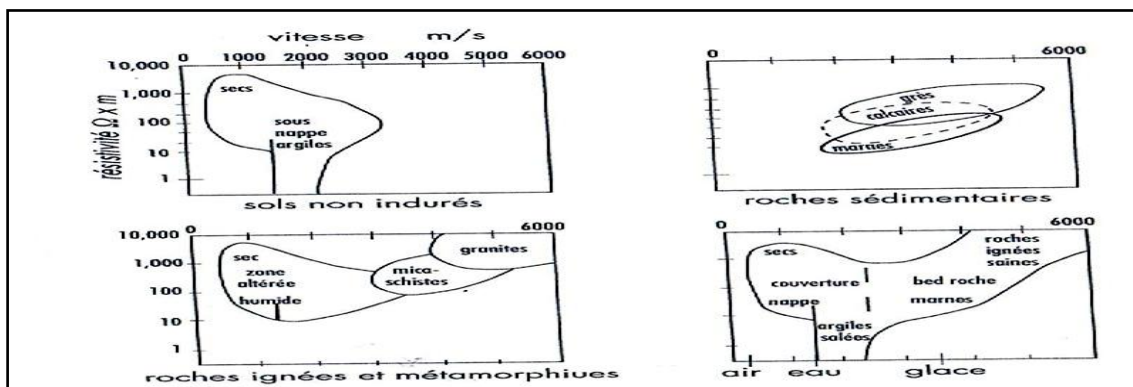


Figure 12 : Classement des terrains en fonction de la vitesse et de la résistivité pour les sols et les trois catégories des roches, (Beaujoint. N et P. Duffaut, 1971)

3.4.4. Gravimétrie

Dans les dernières décennies, des progrès très sensibles ont été réalisés dans la sensibilité des gravimètres, permettant leur utilisation à l'échelle d'ouvrages de génie civil (fondations de centrales nucléaires et de barrages, autoroutes, voies ferrées, etc.). On peut faire appel à la micro gravimétrie chaque fois que la présence de cavités est soupçonnée, pourvu que les reliefs voisins soient parfaitement définis.

3.4.5. Diagraphies

On appelle diagraphie (logging, souvent traduit par carottage) l'enregistrement en continu d'une ou plusieurs propriétés physiques et mécaniques, le long d'un forage, à l'aide d'une ou plusieurs sondes appropriées. Mis au point les forages pétroliers, ce mode d'investigation s'est développé pour deux raisons principales :

- technique, puisqu'il facilite les corrélations entre forages ;
- économique, en raison du faible prix de revient et de la rapidité de mise en œuvre ; l'association forage destructif et diagraphies est moins coûteuse que le forage carotté (même si l'écart tend parfois à se réduire).

3.4.5.1. Enregistrement des paramètres de forage

Cette diagraphie simplifiée s'est développée en génie civil pour tirer le maximum d'informations de forages non carottés. Au lieu d'employer une sonde spécifique, on instrumente l'opération de forage, en mesurant la vitesse d'avancement instantanée, ainsi que, suivant le cas, l'énergie réfléchie par le train de tiges (donc non absorbée par le terrain), la poussée sur l'outil, utile surtout pour le contrôle des opérations de forage ; le couple de rotation, qui peut mettre en évidence des hétérogénéités, par exemple des fissures ouvertes, et la pression d'injection du fluide de circulation, influencée par la perméabilité du terrain.

3.4.5.2. Diagraphies radioactives

Elles font appel à la mesure de la radioactivité, naturelle (gamma-ray) ou provoquée (neutron-gamma, gamma-gamma) des couches traversées par le sondage. Elles présentent l'avantage de pouvoir être réalisées même à travers un tubage. Les argiles et matières organiques sont décelées par leur radioactivité naturelle ; la capture des neutrons par les atomes d'hydrogène (et donc notamment ceux de l'eau) donne lieu à une émission gamma ; l'absorption des rayons gamma donne une mesure indirecte de la densité des terrains traversés.

3.4.5.3. Diagraphies sismiques

La sonde élémentaire comporte une source sismique et deux accéléromètres au moins. Elle est ou non plaquée sur la paroi d'un forage non tubé, et mesure la vitesse des ondes P sur de courtes bases. Il existe des sondes multi paramètres, qui enregistrent la réponse sismique complète (full Waveform), d'où on tire l'amplitude et la longueur d'onde des ondes P et S, l'atténuation, etc.

3.4.5.4. Diamètreur

Des palpeurs enregistrent plusieurs diamètres d'un forage nu. Cette diagraphie très employée en forage pétrolier (anglais caliper pour calibre) détecte les ovalisations et dégradations des parois d'un forage.

3.4.5.5. Imagerie de paroi

Plusieurs appareils précisent l'aspect de la paroi du trou de forage et permettent de la visionner sous forme développée (ou enroulée en fausse carotte). On appelle imagerie acoustique le résultat obtenu par réflexion d'un faisceau d'ultrasons sur la paroi d'un trou nu (BHTV pour bore hole televiewer) : le temps de trajet aller-retour varie avec la géométrie du forage, l'amplitude du signal avec la réflectivité acoustique du terrain.

4. Auscultation

Le concept d'auscultation, transposé de la pratique médicale, a d'abord été appliqué aux seuls ouvrages construits, notamment les barrages. C'est l'emploi par André Coyne, dès les années 1930, de capteurs de déformation à cordes vibrantes noyés dans le béton qui a fait le succès du mot, puisque ces témoins sonores étaient alors accordés à l'oreille. Le mot s'est étendu à d'autres types de mesures, les pendules notamment, et la pratique est passée de l'ouvrage à sa fondation après la rupture du barrage de Malpasset. Les premiers objectifs de l'auscultation étaient la mesure des propriétés réelles du béton en masse, et la compréhension du comportement des voutes : il fallait vérifier que les déformations de l'ouvrage étaient conformes aux hypothèses du projeteur. Cet objectif s'est élargi aux évolutions de l'ouvrage au cours de sa vie, avec un souci de surveillance et de sécurité ; il s'agit alors :

- de comprendre ce qui se passe (diagnostic), et si possible ce qui va se passer,
- de caractériser et quantifier les évolutions afin de les extrapoler.

L'importance de l'auscultation comme partie du processus de construction des ouvrages ne peut que croître en raison des évolutions modernes :

- exigence accrue de sécurité tant pour le public que pour le personnel des chantiers et les exploitants ;
- sensibilité croissante aux nuisances et désordres sur les existants et plus largement sur l'environnement ;
- exécution d'ouvrages de plus en plus audacieux.

Pour qu'un dispositif d'auscultation assure une surveillance utile, il faut non seulement définir le type et la localisation des mesures nécessaires et leur fréquence, mais il faut encore connaître la plage de variation normale qui traduit la limite des comportements normaux au delà desquels il ya danger.

4.1. Les méthodes de mesure directes

4.1.1. Géodésie et nivellement

La position des points à la surface du sol est mesurée par triangulation à partir de repères fixes ou susceptibles de corrections, exactement comme on le fait pour les constructions. La répétition de ces mesures (distances, angles, alignements, nivellements) donne des déplacements relatifs ou absolus et permet de calculer les déformations globales de segments entre points de mesure. La méthode s'applique à diverses échelles, à l'intérieur d'un forage ou d'un tunnel, pour le rocher d'appui d'un barrage, ou l'ensemble d'un grand versant en mouvement.

4.1.2. Pendules et autres fils

Comme le nivellement donne des déplacements verticaux Δz , le pendule donne les déplacements horizontaux Δx et Δy par rapport à la verticale du point d'accrochage grâce à des tables de lecture fixées à différents niveaux ; la tension du pendule direct est fournie par un poids, le pendule inversé est ancré en profondeur et tendu par un flotteur ; sa verticale fournit une référence de qualité, car l'accrochage supérieur est sujet à variations (seuls sont alors valables les déplacements relatifs des différentes tables). La déformation des consoles des grands barrages voutes est généralement suivie par des pendules, établis dans des puits verticaux, souvent en plusieurs relais. La lecture des pendules à pu être automatisée et télétransmise (pour la surveillance de barrages difficilement accessibles en hiver) comme la plupart des mesures modernes. Des fils ou des tiges métalliques sont employés aussi pour des mesures de distance, par exemple dans des forages, des galeries ou des carrières souterraines (en surface, les variations thermiques rendent ces dispositifs très imprécis, la tension des fils

est un facteur important de la mesure, difficile à maîtriser lorsqu'ils ne sont pas verticaux. On peut citer des fils ou tiges d'acier à cheval sur la fissure sommitale d'un glissement de terrain (le degré de précision nécessaire s'accommode ici des variations thermiques). Et le long de galeries perpendiculaires ou versant d'appui du barrage de Monteynard. Autre exemple, les cannes de convergence, tiges télescopiques, placées entre le toit et le mur d'une exploitation souterraine. En forage, des extensomètres multipoints donnent des déformations sur bases de longueur métrique à décamétrique. Pour des bases très courtes, par exemple à cheval sur les joints de contraction d'un ouvrage en béton ou sur une fissure bien localisée, il existe des éléments métalliques disposés pour permettre la mesure de trois composantes perpendiculaires du déplacement relatif (appelés Vinchon).

4.1.3. Extensométrie

Le concept s'applique strictement aux mesures de déformation linéique $\Delta l/l$, généralement sur des bases courtes ou très courtes, de l'ordre du centimètre au laboratoire ou sur des ouvrages métalliques, avec les jauges de contraintes (le mot anglais strain gauge est meilleur puisqu'il ne s'agit de contrainte qu'au travers de la déformation), de l'ordre du décimètre dans le béton avec les capteurs à cordes vibrantes, les jauges sont collées en surface, mais les témoins sonores sont placés au sein du béton, exceptionnellement scellés dans un forage dans le rocher. Pour obtenir des résultats complets (et sans connaître a priori les directions des contraintes principales), on dispose des témoins en triangle dans un plan parallèle à une surface libre, ou des témoins en tétraèdre à l'intérieur d'un volume (ceci seulement dans du béton). Une correction thermique peut être nécessaire.

4.1.4. Clinométrie

La sensibilité du niveau de maçon a été considérablement augmentée par le pendule de Blum, mis au point pour la surveillance des édifices volcaniques (tout déplacement du magma en profondeur s'accompagne d'une inclinaison du sol). Les mouvements de versants font appel à des inclinomètres en forage, très utilisés pour identifier la cinématique d'un glissement de terrain et définir sa surface de base lorsqu'elle existe (leur durée de vie est d'ailleurs limitée par le cisaillement).

4.2. Les méthodes de mesure indirectes

Comme on l'a vu, les mesures de contraintes dans le solide font toujours appel aux déformations, et nécessitent donc l'hypothèse élastique et la connaissance du ou des modules ; les mesures de pression d'un fluide au contraire peuvent être directes, soit simplement

passives en piézométrie soit actives si on utilise une contre pression. Il s'agit alors d'auscultation hydraulique qui comprend aussi des mesures de débits. De manière très générale, la répétition de mesures physiques (hydrauliques, sismiques ou autres) permet de mettre en évidence des variations dans le temps de propriétés mécaniques : la plus utilisée est l'auscultation sismique répétée après toute modification du massif, chargement, injection, altération, vieillissement. Elle porte sur les vitesses des ondes P et S et sur l'atténuation (petite sismique).

L'auscultation acoustique (écoute) les bruits et vibrations ; au laboratoire elle localise les micros ruptures sur échantillons ; sur l'ouvrage et le terrain, elle enregistre aussi bien des séismes lointains que des chutes de blocs et des ruptures locales (par exemple ruptures de câbles de précontrainte), elle est employée à la surveillance des chutes de blocs dans les cavernes de stockage, de l'injection de fluides (stimulation en géothermie, mais aussi évolution des volcans), etc.

4.3. Stratégie de l'auscultation

Ce sont les objectifs qui permettent de définir la nature des grandeurs à mesurer, la localisation des points ou bases de mesure, puis de choisir les méthodes et appareils, le rythme de mesures, et les systèmes d'acquisition appropriées (toute émission d'une étape pouvant conduire à des résultats insuffisants, voire inexploitable). Le coût d'investissement ne se limite pas à celui des composants, les frais de pose et de raccordement ne sont pas négligeables ; en exploitation, les frais du traitement et de l'interprétation des données sont à prendre en compte aussi.

Il est recommandé de préférer des appareils confirmés (durabilité, protection contre la foudre, etc.) et il vaut souvent mieux davantage d'appareils frustes et robuste que quelques appareils sophistiqués, plus coûteux, plus vulnérables ou moins durables. Seule la redondance des méthodes permet de pallier des défaillances localisées de l'une d'elles. Les principales d'organisation de la qualité s'appliquent tout au long de la chaîne, singulièrement pour la mise en place d'instruments qui seront ensuite inaccessibles (dans le béton ou dans des forages et autres cavités impénétrables), et aussi pour le partage des responsabilités entre les acteurs (qui fait quoi), y compris dans la phase suivante d'exploitation.

Dans aucun cas on ne peut se contenter des données ainsi acquises, il faut toujours leur ajouter l'observation visuelle, formalisée par des photos datées. La tenue d'un cahier de visite est un élément essentiel de l'auscultation.

Une grande importance doit être accordée à la mesure origine ; ensuite la fréquence des visites et mesures doit être adaptée à l'évolution présumée, rythme saisonnier, remplissage et vidange d'un barrage, non sans tenir compte en outre de toute circonstance imprévue ou extrême (séisme, crue, gel prolongé, etc.). Comme les programmes de reconnaissance, aucun programme d'auscultation défini à l'avance ne peut être considéré comme un variateur.

L'automatisation a donné une grande souplesse en permettant la multiplication des mesures dans l'espace et le temps sans augmentation parallèle du coût (à Séchilienne ce que fait toutes les heures un théodolite automatisé aurait pris une journée de travail à une équipe de deux géomètres, plus trois jours de dépouillement il y a vingt ou trente ans). Le gain de vitesse dans la mise à disposition est donc accompagné d'une économie appréciable.

4.4. L'interprétation

L'auscultation est une œuvre de longue haleine qui, sauf quelques cas particuliers, n'a d'efficacité que dans la durée. Il faut donc poursuivre une partie au moins des mesures au-delà des premières années et conserver les mesures du début avec soin.

Le traitement des données précède leur interprétation ; il peut être entièrement automatisé alors que l'interprétation exige l'implication d'un spécialiste, au moins dans un premier temps pour valider le comportement. Ensuite le gestionnaire ne fera appel à lui que s'il apparaît des écarts significatifs. En cas de valeurs aberrantes, une critique immédiate s'impose le traitement est exigible autant que possible en temps réels (les mesures géodésiques du barrage de Malpasset n'avaient pas été dépouillées lors de la crue qui a précédé la rupture ; leur connaissance aurait probablement modifié la façon dont a été géré le niveau de la retenue). En géodésie, les appareils modernes sont équipés de calculateurs donnant sur place les résultats en temps réels, y compris les déplacements par rapport aux dernières mesures.

Un cas remarquable d'auscultation en temps réel est la maîtrise des affaissements en zone urbanisée au-dessus de tunnels en construction : grâce à des tubes à manchettes disposés à l'avance entre le futur tunnel et la surface, l'opérateur procède à des injections localisées d'un volume minime dès que des déplacements sont décelés.

Dans le cas général, les séries de mesures successives sont rendues comparables grâce à une présentation graphique fonction du temps. Il est d'usage de séparer les facteurs d'influence parmi lesquels les cycles saisonniers sont souvent au premier plan (intégrant température, gel, pluies, fonte des neiges, sécheresses, etc.). Même s'ils sont moindres que les facteurs liés

directement à la fonction de l'ouvrage, (niveau d'eau derrière un barrage, pression d'eau dans un tunnel en charge, etc.), ils constituent un bruit qui gêne l'interprétation de ceux-ci.

Plusieurs cycles sont nécessaires pour corriger les mesures des variations saisonnières (comme en économie). Ensuite seulement, l'analyse du résidu permet de surveiller l'évolution à la fois à long terme (altérations et vieillissement) et en cas d'événement imprévu, séisme par exemple. La tendance à la stabilisation est toujours difficile à affirmer, puisqu'on dispose d'un délai réduit pour juger si les écarts sont normaux ou susceptibles de conduire à la ruine.

Il est particulièrement incertain de vouloir fixer des seuils d'alerte et d'alarme avant de bien connaître le comportement normal de l'ouvrage ausculté.

5. Les classifications des massifs rocheux

Un des objectifs des reconnaissances est de repérer les variations de qualité du massif rocheux, afin de choisir les emplacements les plus favorables et d'éviter les moins favorables, dans toutes les mesures du possible, et dans le cas contraire de définir les mesures constructives à prendre pour s'accommoder des variations rencontrées. Les relevées des affleurements, des excavations et des forages doivent donc permettre des comparaisons objectives. En surface il est facile de cartographier non seulement la nature des roches et leurs traits structuraux majeurs, mais aussi l'intensité de la fracturation et de diverses formes d'altération. Les figurés utilisés en cartographie permettent de représenter plusieurs variables sur le même document.

En profondeur, où les seules données proviennent de forages, la comparaison des différentes qualités d'une même formation a été longtemps basée sur le seul taux de carottage, amélioré ensuite sous la forme du RQD. Le projeteur dispose ainsi pour faire ses choix d'un classement à un seul paramètre, unidimensionnel donc réducteur, valable pour autant que les variations de résistance, d'altération et de fracturation ne se contrarient pas dans l'espace où il est utilisé.

Au début des années 70 plusieurs auteurs ont cherché à transformer cet indice de portée strictement locale en indice de portée générale, quel que soit le terrain. Ils ont analysé séparément les différentes catégories de défauts des massifs rocheux (défaut étant pris ici au sens large par rapport à un matériau idéal) et ils ont attribué à chaque catégorie une notation (tableau 04) comme on le fait pour la force du vent ou l'intensité des séismes. L'ensemble de ces notes complètes utilement le seul RQD ou peut s'y substituer (notamment s'il n'y a pas de forages) ; et le vecteur ainsi obtenu paraît susceptible de rendre service au projeteur

(exactement comme le bulletin de notes d'un élève, qui peut être fort en gymnastique et faible en math).

Les différences entre les auteurs tiennent surtout aux façons diverses d'évaluer le poids relatif de chaque catégorie de défaut avant de les fondre en une seule note, par addition dans les RMR de Bieniawski, Rock mass rating, et le RSR de Jacobs, Rock strength rating, ou par multiplication dans le Q de Barton, pour Quality (Barton. N et al 1974). Le succès de ces classifications s'explique par :

- la simplicité apparente de leur utilisation par des ingénieurs peu expérimentés ;
- et l'espoir de limiter ou même d'éviter de longues et coûteuses reconnaissances.

Elles ne donnent pourtant qu'une valeur moyenne, qui risque de pondérer des défauts graves dans un domaine par des qualités dans un autre domaine, sans mettre en évidence les points les plus faibles d'un site (à moins de remonter systématiquement aux composantes de la note globale).

Ces classifications ont été établies d'abord pour les travaux souterrains, afin de faciliter la rédaction des marchés et le choix des méthodes d'exécution. A partir d'une première expérience dans des conditions locales relativement homogènes, elles ont été étalonnées sur un ensemble de travaux pour lesquels de données nécessaires étaient disponibles, malgré une grande dispersion. On ne s'étonnera pas qu'elles n'aient pas suffi pour des terrains qui n'avaient pas encore pris en compte ; par exemple les schistes tendres et tectonisé, donc hétérogènes, rencontrés dans les chantiers du métro d'Athènes ont conduit à préférer au RMR le GSI de Hoek (Geotechnical strength index) parce qu'il permet d'aller plus bas vers des qualités inaccessibles au RMR (Hoek et al 1995).

L'approche de Hoek exclut l'état de contrainte et l'influence de l'eau (qui ne sont pas intrinsèques, ou le sont moins que les autres) pour ne s'attacher qu'au massif rocheux, décrit par deux variables, le degré d'imbrication des blocs et la qualité de leurs surfaces. Si chacune varie de 0 à 50, le GSI peut être assimilé à la somme des deux et varie donc de 0 à 100 (la plage des variables est plutôt 0 - 45 pour les surfaces et 0 -55 pour l'imbrication, ce qui ne change pas le résultat de manière considérable). Il n'est pas déraisonnable de penser que le module et la résistance du massif rocheux varient dans le même sens que le GSI, mais on ne saurait attribuer une portée générale aux corrélations qui permettent d'en déduire des valeurs chiffrées de la déformabilité et des critères de rupture (d'autant qu'il faut trois paramètres pour définir le critère de Hoek-Brown).

Tableau 04 : Eléments de cotation des massifs rocheux selon (Barton. N, 1974)

Catégorie	Symbole	Plage de valeurs
Coefficient de fracturation	J_0	1-20
Coefficient de rugosité du joint majeur	J_R	1-4
Coefficient d'altération du joint majeur	J_A	1-12
Coefficient hydraulique du joint majeur	J_W	0.1-1
Facteur de contrainte	SRF	1-20

La docimologie est un art difficile ; les terrains sont plus variés que les individus, et le poids relatif des catégories de défauts change d'un massif rocheux à un autre, ainsi qu'en fonction des problèmes posés à l'ingénieur. S'il est clair que pour un problème donné (fondation ou tunnel, par exemple) et dans un site donné, ce genre de classification rend de précieux services, aucune d'entre elles, ni leur emploi conjoint souvent préconisé, ne peut prétendre à quelque universalité. Dans les systèmes modernes de production, la qualité se définit par rapport aux spécifications du client et non à un référentiel absolu. Après une période de grande diffusion malgré quelques réticences isolées, les critiques sont maintenant plus nombreuses (Lombardi. J, 2000, Sirieys. P, 2001, Palmström. A, 2002) pour dénoncer les excès auxquels ont pu conduire ces systèmes de classification.

5.1. Rock Quality Designation, D. Deere, 1967

Le Rock Quality Designation index (RQD) à été développé par (Deer. D et al, 1967) dans le but d'obtenir une estimation quantitative de la qualité du massif rocheux à partir de carottes de forage. Le RQD est défini comme le pourcentage des parties intactes de plus de 100 mm de longueur par rapport à la longueur totales des carottes extraites du forage. Les diamètres des carottes doivent être de 54,7 mm. La procédure de mesure correcte de la longueur des carottes étudiées et le calcul du RQD sont résumés dans la figure 13.

(Palmström. A, 1982) à suggéré que, lorsque les carottes ne sont pas disponibles mais les discontinuités sont visibles à la surface d'exposition (face libre du gradin), le RQD peut être estimé à partir du nombre de discontinuités par unité de volume. La relation suggérée pour des masses rocheuses contenant de l'argile libre est :

$$\mathbf{RQD = 115 - 3,3 J_v} \quad \mathbf{(01)}$$

Où J_v est le nombre de joints de fissure par mètre cube. Si J_v est inférieur à 4,5 on utilise $RQD = 100$. Dans ce cas les fractures et fissures induites par le tir ne sont pas comptabilisées. Le RQD est supposé représenter la qualité de la masse rocheuse in-situ, (fig. 13), (tableau 05).

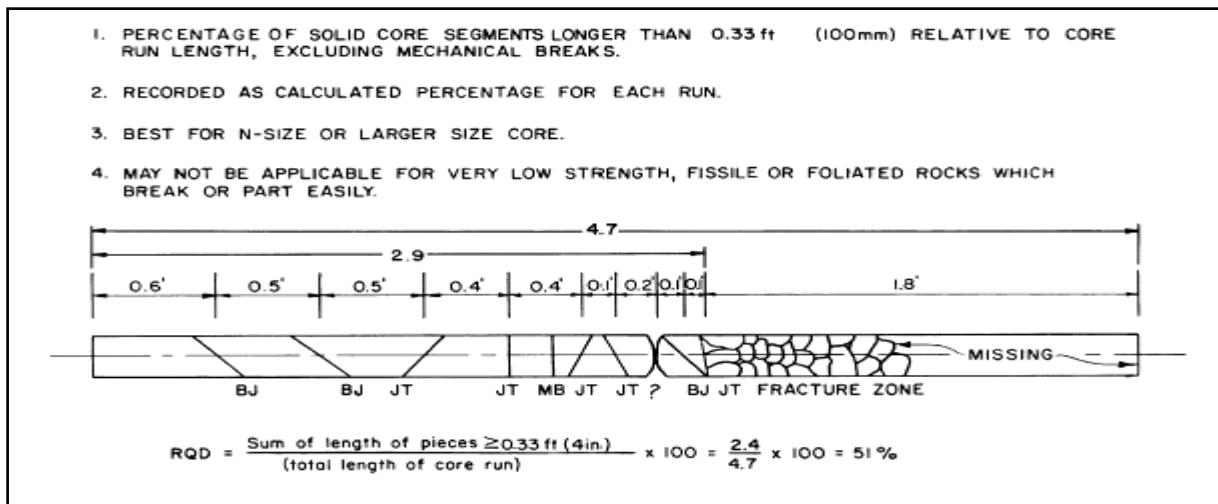


Figure 13 : Méthode de calcul du RQD (Deer. D, 1967)

Tableau 05: Classification RQD du massif rocheux, (Deer. D, 1967).

Classes	RQD %	Qualité du massif rocheux
RQD ₁	90 – 100 %	Excellente
RQD ₂	75 – 90 %	Bonne
RQD ₃	50 – 75 %	Moyenne
RQD ₄	25 – 50 %	Mauvaise
RQD ₅	0 – 25 %	Très mauvaise

5.2. Classification Géomécanique (T. Bieniawski, 1989)

Cette classification (Bieniawski. T, 1989) est pratiquement la plus utilisée. Six paramètres caractérisant les roches et les massifs rocheux sont pris en compte pour exprimer le RMR (Rock Mass Rating) :

1. la résistance de la roche.
2. la qualité de la roche avec le RQD.
3. l'espacement des discontinuités.
4. l'état des discontinuités.
5. les conditions hydrogéologiques.
6. l'orientation des discontinuités.

Ces six paramètres n'ont pas tous la même importance dans la classification générale du massif rocheux, c'est pourquoi, des indices de notation (rating) sont attribués pour chaque plage de valeurs des paramètres. La valeur du RMR est obtenue en additionnant ces indices de

cotation. La classification RMR permet une première approche du dimensionnement des revêtements de tunnel et donne une première idée de la qualité des massifs rocheux. Elle sert de base à la classification des talus rocheux (SMR) exposée plus loin.

5.2.1. Paramètres de Bieniawski. T, 1989

• Résistance à la compression simple de la roche (Co) : JA₁

Tableau 06 : Classes des résistances à la compression de la roche (Co) : A₁

C ₀ (MPa)	Rating
> 250	15
100 – 250	12
50 – 100	7
25 – 50	4
5 - 25	2
1 – 5	1
< 1	0

•Qualité du massif rocheux (RQD) : JA₂

Tableau 07 : Classes de qualité de massif rocheux RQD

RQD (%)	Rating
90 – 100 %	20
75 – 90 %	17
50 – 75 %	13
25 – 50 %	8
< 25 %	3

•Espacement des discontinuités : JA₃

Tableau 08: Classes d'espacement des discontinuités

ES (m)	Rating
> 2	20
0,6 – 2	15
0,2 – 0,6	10
0,06 – 0,2	8
< 0,06	5

•Conditions des discontinuités : JA₄

Tableau 09: Classes des conditions de discontinuités

Conditions des discontinuités	Rating
Discontinuités très rugueuses, non séparées, faces dures	30
Discontinuités faiblement rugueuses avec séparation < 1 mm, faces dures	25
Discontinuités faiblement rugueuses avec séparation < 1 mm, faces souples	20
Discontinuités lisses ou remplissage < 5mm d'épaisseur ou joints ouvertes 1-5 mm et continus	10
Remplissage de faible résistance de joints > 5 mm d'épaisseur	0

•Venues d'eaux : JA₅

Tableau 10 : Classes des venues d'eau souterraines

Q (h/min)	Press /sigma V _{max}	Condition générale	Rating
0	0,00	sec	15
< 10	0,10	Eaux interstitielles	10
10-25	0,10-0,20	Mouillé	7
25-125	0,20-0,50	Eaux à pression basse	4
> 125	> 0,50	Problèmes dus aux venues	0

•Disposition des discontinuités par apport à la direction du cavage : JA₆

Tableau 11: Classes des dispositions d'orientation de discontinuités

Evaluation	Rating pentes	Rating fondation	Rating tunnel
Très favorable	0	0	0
Favorable	- 5	- 2	- 2
Discrète	- 25	- 7	- 5
défavorable	- 50	- 15	- 10
Très défavorable	- 60	- 25	- 12

Tableau 12 : Evaluation de l'orientation

Pendage 0 - 30°	Pendage 30 - 60°	Pendage 60 – 90°
Très favorable	favorable	Discrète

Si on appelle : J_{A1} : Estimation de la résistance à la compression, J_{A2} : Estimation de la qualité du massif, J_{A3} : Estimation de l'espacement des discontinuités, J_{A4} : Estimation des conditions des discontinuités, J_{A5} : Estimation des venues d'eaux, J_{A6} : Estimation de disposition des discontinuités.

$$\text{RMR} = \text{J}_{A1} + \text{J}_{A2} + \text{J}_{A3} + \text{J}_{A4} + \text{J}_{A5} + \text{J}_{A6} \quad (02)$$

Tableau 13 : Classes des roches déterminées à partir d'estimation totale, (T. Bieniawski, 1989)

Rating	81-100	80-61	60-41	40-21	< 21
Nombre de classes	I	II	III	IV	V
Description	Très bonne	Bonne	Moyenne	Médiocre	Mauvaise

6. Présentation de l'analyse structurale

6.1. Objectifs

L'analyse structurale étudie les structures acquises par les roches postérieurement à leur formation et à leur lithification. Une telle définition exclut en principe l'étude de structures liées à la formation de la roche. Cette exclusion cependant relative car ses techniques s'appliquent par fois fort bien à l'analyse de structures sédimentaires et s'intéressent également à certains des caractères acquis par des roches cristallines ou plutoniques pendant leur formation ou leur mise en place. En outre, la frange commune à la sédimentologie, à la

diagenèse, au métamorphisme et à la déformation est souvent tellement large que toute frontière devient impossible à saisir de façon formelle. L'analyse structurale vise plusieurs objectifs qu'il est indispensable de dissocier clairement au niveau de la conception, bien qu'ils soient intimement liés les uns aux autres. Il est en effet nécessaire si l'on veut parvenir à des concepts clairs, à des démarches logiques d'éviter dans le vocabulaire et dans le raisonnement, d'entremêler de façon implicite les différents domaines de la géologie structurale, (Belousov. V, 1978, Billings. M.P, 1972, Hills. E.S, 1963).

6.1.1. Description géométrique et classification des objets tectoniques

Le premier objectif de l'analyse est la description géométrique. Les structures tectoniques sont des objets à trois dimensions et il va s'agir de donner de leur géométrie une description aussi précise et complète que possible. Outre la géométrie propre de chaque élément tectonique, l'analyse structurale va chercher de définir son orientation par rapport au système de référence géographique. Enfin il lui faudra préciser les positions relatives des différents éléments constitutifs de la structure étudiée. Ce premier pas atteint, il sera possible d'envisager à partir de données précises une classification des objets tectoniques faisant intervenir soit leurs caractères individuels, soit leurs modes d'association. Un tel type de classification à l'avantage et l'ambition de parvenir à une simple mise en ordre des informations ne comportant aucun facteur d'interprétation. Elle cherche donc à être entièrement objective et analytique.

6.1.2. Décomposition cinématique

Face à l'objectif statique de la description, l'analyse structurale doit, pour s'intégrer à la géologie, adopter également un point de vue historique. Cette approche temporelle a deux facettes complémentaires. La chronologie relative tente, à partir de critères d'observation directe, d'analyser l'ordre d'apparition des éléments constitutifs de la structure. La cinématique proprement dite cherche à décrire par quels stade successifs et par quels mouvements relatifs le matériau est passé de son état initial à l'état dans lequel nous l'observons. Une telle tentative fait évidemment appel à toute une suite d'hypothèses, d'inférences et de postulats basés sur des analogies et sur des données théoriques ou expérimentales relevant de la mécanique des déformations.

La cinématique, dans la mesure où l'on parvient à la saisir totalement ou partiellement, fournit à son tour une base de comparaison, de classification des structures. Cette classification fait intervenir essentiellement des mécanismes de déformation, donc des notions de mouvements

relatifs à l'intérieur du matériau. Il est essentiel de la dissocier fondamentalement de la classification géométrique car l'observation montre clairement que des géométries très comparables peuvent résulter de mécanismes très différents.

Or le vocabulaire usuel utilise trop souvent des oppositions entre des concepts appartenant aux deux classifications distinctes, ce qui ne peut avoir de sens. Ajoutons enfin que cette classification cinématique ne peut souvent être établie de façon totalement objective, les caractères permettant d'analyser les mécanismes n'étant souvent qu'incomplètement observables.

6.1.3. Interprétation dynamique

Le dernier objectif théorique de l'analyse structurale, comme de toute connaissance scientifique, est de remonter jusqu'aux causes. L'idée de parvenir à partir des résultantes actuelles, aux forces qui sont à l'origine de la déformation est tentante à plusieurs titres. C'est d'abord l'information qui serait susceptible d'avoir le caractère le plus synthétique est le plus général. C'est en outre le réflexe immédiat, quand on traite un ensemble de faits, de rechercher pourquoi ils s'organisent d'une certaine manière. Malheureusement, dans le cas qui nous occupe, le nombre de variables qui interviennent à ce niveau est tel qu'il est aujourd'hui impossible, dans la plupart des cas, d'appréhender de façon qualitative, ou quantitative, l'orientation ou la valeur des forces ou des contraintes. Il faudrait en effet en premier lieu connaître la géométrie complète des objets étudiés et la cinématique qui a présidé à sa mise en place. Il faudrait d'autre part être capable de préciser les caractères propres aux matériaux soumis à déformation : caractéristiques rhéologiques, hétérogénéités, nature, composition et pression des fluides interstitiels, et l'évolution dans le temps de ces caractères sous l'effet de la déformation elle-même. Enfin, il faudrait disposer d'informations précises sur les conditions physiques et l'évolution de ces conditions : température, pression de confinement, vitesse de déformation. Il faut alors convenir que, si cet objectif reste présent dans le cadre de l'analyse structurale, sa réalisation pratique est abordable seulement dans quelques cas particuliers ou sur le plan purement théorique. C'est une des voies de la recherche actuelle et le but à obtenir dans l'avenir.

6.2. Principes fondamentaux de l'analyse structurale

L'utilisation de la méthode suppose l'acceptation au départ d'un certains nombres de principes, de postulats, d'hypothèses de base et de règles qui résultent de l'expérience, de l'intuition ou du raisonnement théorique, il faut les considérer comme des instruments

efficaces susceptibles de guider l'analyse et l'interprétation et non comme des vérités fondamentales, ils ne font aucun doute qu'au fur et à mesure de la progression des connaissances, ces bases seront sujettes à des adaptations, à des transformations où même pour certains d'entre elles a un rejet pure et simple, il n'en reste pas moins qu'aujourd'hui une analyse des structures tectoniques qui ne s'appuierait pas sur ces bases, avec éventuellement des restrictions particulières, n'aurait plus d'autre forme que celle d'un inventaire d'objets locaux n'aboutissant à aucune généralisation.

6.2.1. Les différentes échelles d'observation et d'analyse

La première des bases où des principes de l'analyse structurale repose sur la notion d'échelles, si certains objets ou phénomènes tectoniques gardent leurs propriétés quelle que soit leur échelle, un certains d'entre elles sont liées de façon intime à leur dimension. L'habitude a fait adopter une terminologie à la description et à l'analyse. Le domaine de la microtectonique, des microstructures peut se définir comme celui qui nécessite l'emploi d'un microscope. Ainsi se définit l'échelle microscopique. On utilise souvent le terme d'échelle mésoscopique pour toutes les structures analysables à l'œil nu et observables en totalité en un seul affleurement. Cette définition un peu vague englobe tous les objets dont les dimensions vont du millimètre au décimètre, l'échelle supérieure qualifiée de macroscopique est l'échelle des éléments tectoniques figurables cartographiquement. Dans la pratique, elle couvre des dimensions de structures allant de l'hectomètre à la dizaine de kilomètres, enfin, l'échelle mégascopique se définit comme étant celle de la chaîne, du bouclier ou de la plaque.

6.2.2. La notion de Pénétrativité

La définition de l'échelle d'observation d'un élément structurale à une application immédiate dans la notion de Pénétrativité, une structure tectonique est considérée comme pénétrative si elle est définissable en tous points du corps à l'échelle considérée. A titre d'exemple, une orientation préférentielle de minéraux est pénétrative à l'échelle microscopique, un système de plis millimétriques est pénétratif à l'échelle de l'échantillon, un réseau de failles est pénétratif à l'échelle cartographique, un jeu de stylolithes peut être considéré comme pénétratif à l'échelle de la dizaine de mètres.

A l'inverse, par exemple, une schistosité qui paraît pénétrative à l'échelle de l'échantillon, peut se montrer au microscope non pénétrative puisqu'elle se résout en une série de plans entre lesquels le matériau reste indemne de déformation.

Dans la pratique, le plus souvent, quand les structures tectoniques sont classées en pénétratives et non pénétratives, sans que l'échelle soit précisée, il s'agit de structures telles qu'on les observe à l'œil nu ou à la loupe sur le terrain.

6.2.3. Le principe de similitude et ses limites

Un axiome fondamental de l'analyse structurale peut s'énoncer comme suit : il existe dans un ensemble tectonisé des éléments structuraux qui conservent leurs propriétés géométriques quelle que soit l'échelle à laquelle on les observe. Par exemple, on peut dire que dans un système plissé les axes des plis sont parallèles entre eux depuis l'échelle microscopique jusqu'à l'échelle kilométrique. Un autre exemple est fourni par les schistosités de plan axial dont l'attitude moyenne reflète l'attitude du plan axial des plis de grande dimension.

La justification de cet axiome est absolument empirique et est basée sur l'observation de cette similitude dans un grand nombre de cas. Mais ce principe n'est acceptable qu'avec de nombreuses limitations, en premier lieu, il ne faut l'accepter que comme une similitude approximative. Ainsi la structure à grande échelle à une orientation proche de l'attitude moyenne de structures à petite échelle, celles-ci étant affectées d'une dispersion qui peut être relativement importante. D'autre part, dans le cas d'édifices ayant une histoire structurale complexe, les éléments structuraux de petite échelle peuvent montrer géographiquement des variations d'attitudes très importantes se traduisant à plus grande échelle par la superposition de deux structures indépendantes. Ainsi, des variations rapides de l'orientation des axes de plis décimétriques à métriques traduisent l'existence de déformations superposées dont certaines ne sont perceptibles qu'à une échelle convenable.

Ce principe ne doit pas s'appliquer de la même manière à tous les éléments structuraux. Il s'agit pratiquement d'une homothétie dans le cas de structures pénétratives d'échelles millimétriques à hectométriques, les axes de plis par exemple. Mais il s'applique encore de façon plus qualitative, à la majorité des structures tectoniques. A titre d'exemple les fractures associées à un cisaillement auront une allure comparable, et seront reconnaissables en tant que telles, à des échelles très différentes. Par contre, le principe de similitude est mis en défaut quand les observations intéressent des ensembles de style tectonique ou de niveau structural différents.

Il n'en reste pas moins essentiel de garder en mémoire ce principe fondamental, car, si l'on n'admet pas qu'il existe une relation d'une certaine forme entre les structures observables aux différentes échelles, toute la démarche de l'analyse structurale perd son sens. En effet cette

démarche procède par extrapolation et interpolation, aux échelles les supérieures, des propriétés géométriques des éléments structuraux directement observables depuis l'échelle de l'affleurement jusqu'à celle de lame mince.

6.3. Classification des éléments tectoniques

L'analyse structurale utilise les plans de stratification comme un marqueur inscrit dans les roches avant leur déformation. Mais la déformation produit tout un ensemble d'éléments structuraux qu'il va s'agir en premier lieu de classer.

La première solution qui se présente pour une telle classification consisterait à la baser sur des caractères simples et bien tranchés et à séparer les éléments planaires des éléments linéaires, puis à l'intérieur de chacune de ces classes, les éléments pénétratifs des éléments non pénétratifs, etc.

A l'usage, une telle approche se révèle inefficace car elle dissocie des caractères dont l'association est justement le principal critère de la classification. Dissocier les stries de la paraclase qui les porte ou une schistosité de plan axial de son pli, apparaît immédiatement comme un non-sens.

Comme notre objectif est de passer en revue les éléments structuraux qui sont la matière première de la tectonique analytique, il nous faut adopter une mise en ordre plus synthétique des objets structuraux. Celle-ci ne peut être basée que sur les associations de structures qui définissent les styles tectoniques. Ainsi seront passés en revue dans cette optique :

- Le style tabulaire défini par l'absence où le caractère local est exceptionnel des plis et le rôle prépondérant des failles et des fractures. C'est le domaine de la déformation discontinue.
- Le style souple dont lequel les plis sont généralisés et représentés jusqu'à l'échelle kilométrique, associés à des fractures et failles, mais indemnes schistosité.
- Le style schisteux caractérisé par la présence généralisée de la schistosité, qui vient s'ajouter aux éléments présents dans les autres domaines. Ce style est caractéristique des premiers effets du métamorphisme. Les structures des roches métamorphiques, d'un intérêt secondaire pour des géologues pétroliers, seront cependant rapidement évoquées sous cette rubrique.

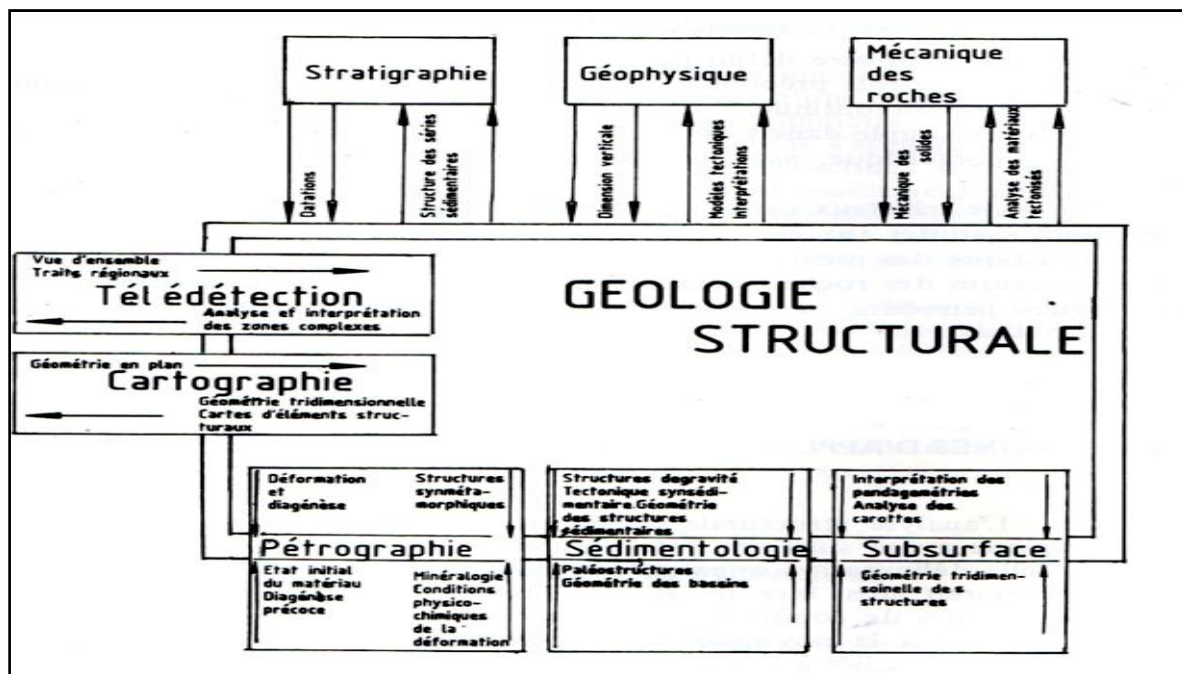
6.4. Domaines d'applications de l'analyse structurale

L'analyse structurale s'applique théoriquement à tous corps géologique ayant subi une déformation postérieure à sa mise en place. Une telle délimitation apparaît cependant beaucoup trop vaste puisqu'elle inclurait aussi bien les glissements par gravité des sédiments,

les phénomènes de compaction différentielles, les déformations liées à la chimie ou à la physique de la diagenèse, et les grands mouvements de subsidence liés à l'évolution du bassin. De toutes façon l'analyse structurale trouve d'elle-même une limite naturelle. Elle ne s'applique en effet qu'aux domaines où la déformation a été suffisamment vigoureuse pour laisser des traces décelables aux échelles habituelles d'observation, c'est-à-dire pratiquement de l'échelle décimétrique à l'échelle microscopique.

Elle ne prend ce pendant son sens et son efficacité que dans la mesure où elle entretient des rapports avec les autres disciplines de la géologie, peuvent consister en échanges de données, en collaboration sur des franges communes aux deux disciplines, ou en symbiose entre deux approches fondamentalement indissociables, (tableau 14).

Tableau 14 : Domaines d'application de l'analyse structurale



6.5. La mesure des éléments structuraux

Au stade de la récolte des informations et des données nécessaires, l'analyse structurale doit s'appliquer à enregistrer l'attitude d'éléments structuraux avec précision, en grand nombre, et en différenciant clairement la nature de chacun d'eux. La nature et les caractéristiques propres de ces éléments doivent être aussi bien définies que possible. Leur notation doit être sans ambiguïté afin qu'aucune confusion ne puisse se glisser dans le traitement de nombreuses données qu'il faut manipuler. Le vocable d'élément structural désigne une hétérogénéité ou une anisotropie, pénétrative ou non, révélatrice des déformations subies par la roche. Ces éléments se classent en deux grands ensembles, les éléments planaires et les éléments linéaires.

6.5.1. La mesure et la notation des éléments planaires

Les surfaces observables dans un corps rocheux ne sont jamais des plans au sens strict mais des surfaces courbes ou irrégulières. Par élément planaire on entend, soit un élément de surface dont la courbure est suffisamment faible pour être négligée, soit un plan tangent à cette surface si la courbure devient importante.

6.5.1.1. Attitude d'un plan

L'attitude d'un plan, indépendant de sa localisation géographique, se mesure le plus souvent directement à la boussole suivant des méthodes connues de tous les géologues (fig.14). Elle se définit par rapport à un système de plans orientés de référence, le plan horizontal d'une part, le plan vertical nord-sud de l'autre. Un plan dans l'espace comporte deux systèmes de droites privilégiées : des droites horizontales, ou horizontales du plan, des droites perpendiculaires à celles-ci, ou lignes de plus grande pente du plan.

La direction (d) du plan est l'angle entre l'horizontale du plan et la direction du Nord. Le pendage (p) est l'angle entre la ligne de plus grande pente et le plan horizontal. L'azimut (a) désigne par convention, l'angle entre la projection de la ligne de plus grande pente sur le plan horizontal et la direction du Nord. Plusieurs moyens de notation sont possibles (tableau 15). Ils utilisent tous, soit la direction et le pendage, soit l'azimut et le pendage.

6.5.1.2. La mesure et la notation des éléments linéaires

Les éléments linéaires sont des structures variées, rarement rectilignes dans la réalité, mais que l'analyse ramène à une série de segments rectilignes. Il en existe deux types observables et mesurables dans la nature, les uns sont inscrits sur des plans matérialisés et eux-mêmes mesurables (stries sur une lithoclase), les autres sont présents dans les roches indépendamment de tout plan porteur (grands axes d'oolithes étirées par exemple). (Fig. 14)

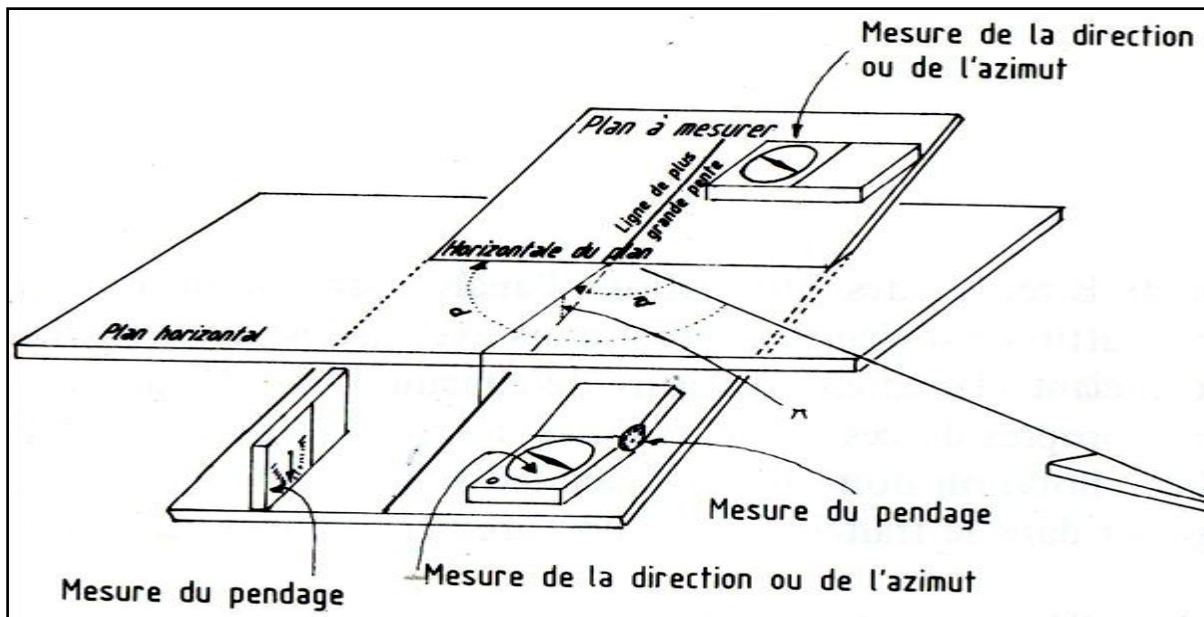


Figure 14 : Direction (d), azimuth (a) et pendage (p) d'un plan et leur mesure à la boussole

Tableau 15 : Différentes notations de l'attitude des plans, (Henry. M.J, 1983)

	Notations avec									
	DIRECTION ET PENDAGE					AZIMUT ET PENDAGE				
	Direction de 0 à 180° sens dextre 0 180		Direction de 0 à 360° sens dextre 360 0		Direction de 0 à 45° à partir du point cardinal le plus proche		Azimut de 0 à 360° sens dextre 360 0		Azimut de 0 à 45° à partir du point cardinal le plus proche	
—	N 90	30 N	N 90	30	E 0	30 N	N 0	30	N 0	30
↘	N 150	60 NE	N 150	60	N 30 W	60 NE	N 60	60	E 30 N	60
↗	N 30	40 SE	N 210	40	N 30 E	40 SE	N 120	40	E 30 S	40
↖	N 10	70 W	N 10	70	N 10 E	70 W	N 280	70	W 10 N	70
↗	N 70	10 S	N 250	10	E 20 N	10 S	N 160	10	S 20 E	10
↗	N 25	90	N 25 ou N 205	90	N 25 E ou S 25 W	90	N 115 ou N 295	90	E 25 S ou W 25 N	90

6.5.1.3. Mesure et notation de l'attitude d'un élément linéaire isolé

L'attitude d'un élément linéaire (fig.15) se définit par rapport au nord et au plan horizontal. Elle se mesure à la boussole et au clinomètre. Il faut imaginer un plan vertical contenant l'élément linéaire. L'azimut(a) de l'élément est l'angle que forme ce plan vertical avec le nord. Il se mesure par visée, la boussole étant tenue horizontalement au-dessus de l'élément à mesurer, son bord étant amené en parallèle avec la linéation. Le plongement (p) de l'élément

est l'angle qu'il forme avec le plan horizontal. Il se mesure au clinomètre en tenant la boussole dans un plan vertical, son bord étant en coïncidence avec l'élément linéaire.

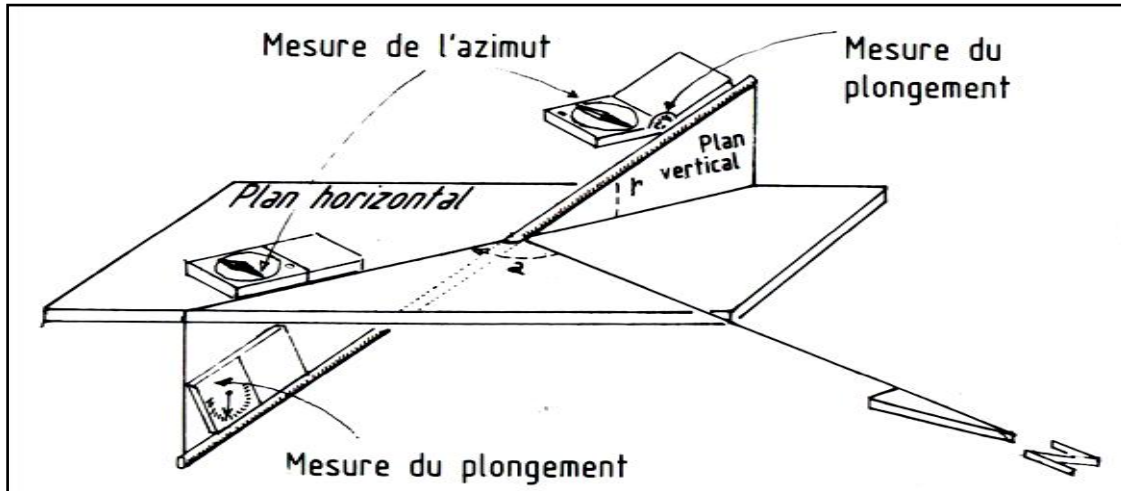


Figure 15 : Azimut(a) et plongement (p) d'un élément linéaire et leur mesure à la boussole

Tableau 16 : Notation de l'attitude des éléments linéaires

(a)°	(p)°	(a)°	(p)°	(a)°	(p)°
N 45	25 NE	N 45	25	N 45 E	25
N 150	40 SE	N 150	40	S 30 E	40
N 30	10 SW	N 210	10	S 30 W	10

6.5.1.4. Mesure et notation de l'attitude d'un élément linéaire porté par un plan

La figure 16 représente un élément linéaire contenu dans un plan. L'attitude du plan étant connue, une des trois données suivantes suffit en principe pour définir l'attitude de l'élément linéaire : son azimut (a), son plongement (p) à condition de préciser vers quels quadrant est le plongement, ou son pitch (q). Le pitch est défini comme l'angle entre l'horizontale du plan et l'élément linéaire. Il faut, là également, préciser dans quel quadrant est le pitch (fig.17).

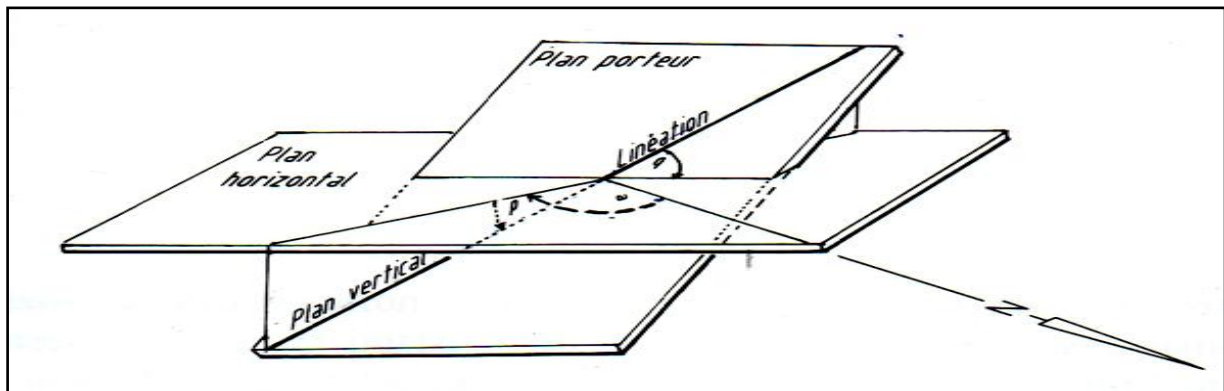


Figure 16 : Élément linéaire porté par un plan

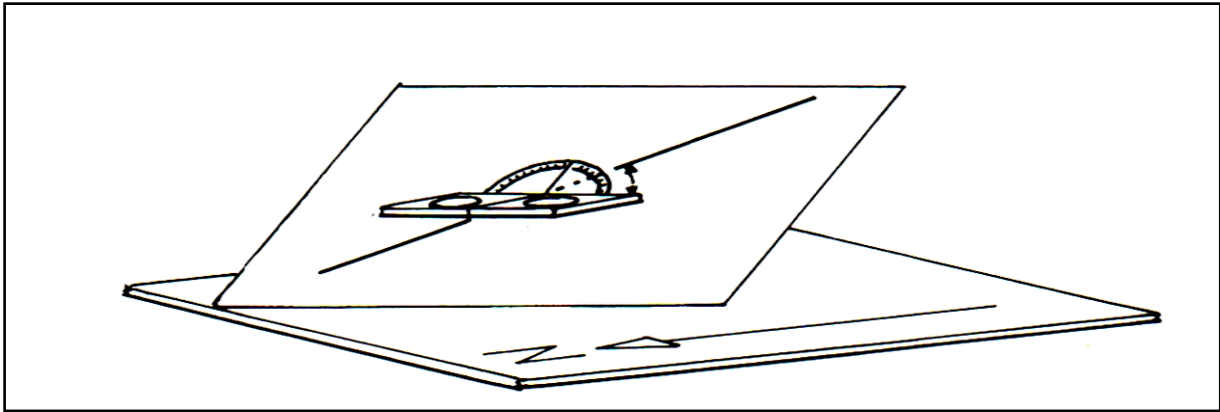
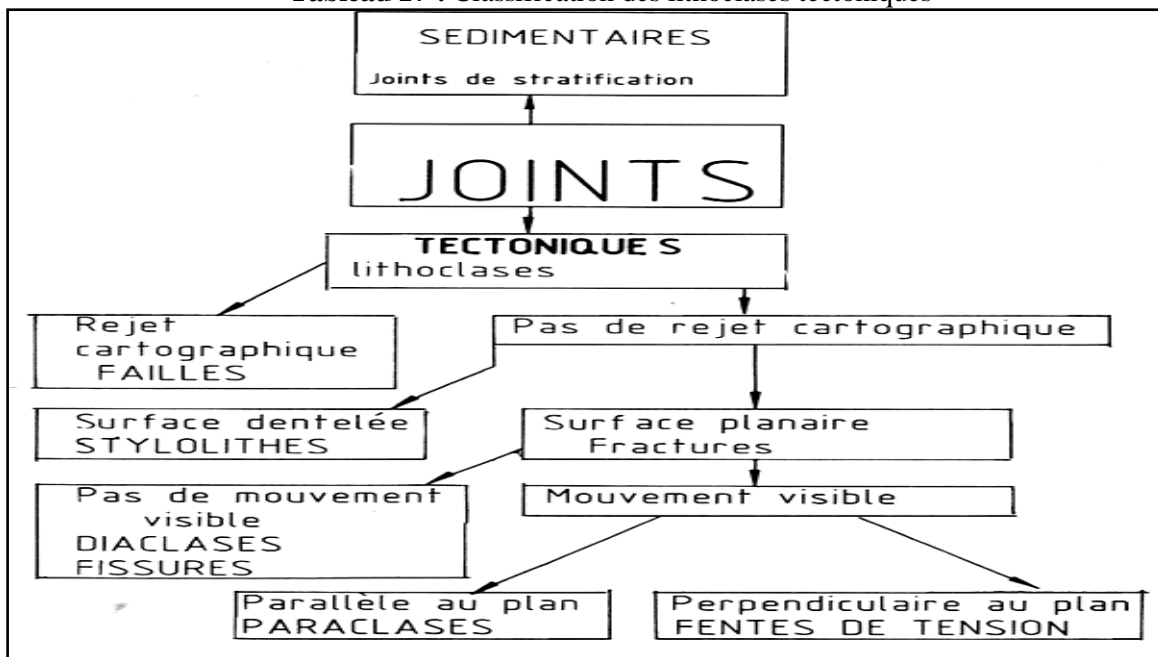


Figure 17 : Mesure du pitch (q) d'un élément linéaire

6.6. Les éléments structuraux du style tabulaire

La déformation discontinue qui caractérise ce style tectonique s'exprime essentiellement par l'intermédiaire des joints qui se définissent comme des surfaces de discontinuité à l'intérieur d'un corps rocheux. Cet ensemble se divise en deux grands groupes, les joints de stratification d'origine sédimentaire et les lithoclasses d'origine tectonique. Les lithoclasses se définissent comme des discontinuités non pénétratives à l'échelle mésoscopique d'origine tectonique.

Tableau 17 : Classification des lithoclasses tectoniques



En fonction de leur expression cartographique, les failles constituent un groupe particulier de lithoclasses dans la mesure où ce terme ne doit être appliqué que si elles correspondent à des rejets cartographiques (échelle hectométrique à plurikilométrique). Le reste des lithoclasses se subdivise lui-même en deux ensembles. Les stylolithes, ou joints stylolithiques ont leurs surfaces hérissées de pointes, de pics, de colonnes très caractéristiques. A l'opposé, les

fractures sont des lithoclasses grossièrement planes à l'échelle décimétrique, il est d'usage de subdiviser les fractures elles-mêmes en trois familles dont les définitions seront données plus loin : les diaclases, les paraclases et les fentes de tension. La classification générale des lithoclasses est résumée dans le tableau 17 ci-dessus.

6.6.1. Morphologie des fractures

Une fracture comporte deux lèvres (fig.18) et une ouverture qui se mesure perpendiculairement aux lèvres. Quand cette ouverture est très petite, non appréciable à l'œil, la fracture devient une fissure, une fracture jointive. L'ouverture est soit libre, les fractures ouvertes, soit colmatée par un remplissage et elles sont alors souvent désignées comme des veines, des veinules, filons, filonnets. Dans le premier cas, il ya lieu de vérifier si cette ouverture n'est pas tardive, liée à une karstification ou à un glissement gravitaires des blocs. Le remplissage doit également faire l'objet d'un examen attentif. Sa nature doit être notée avec soin car elle est souvent révélatrice de plusieurs générations de lithoclasses. Il arrive fréquemment que ce remplissage soit imparfait, laissant subsister une ouverture libre, ou ouverture résiduelle ou un alignement de géode (fig. 19).

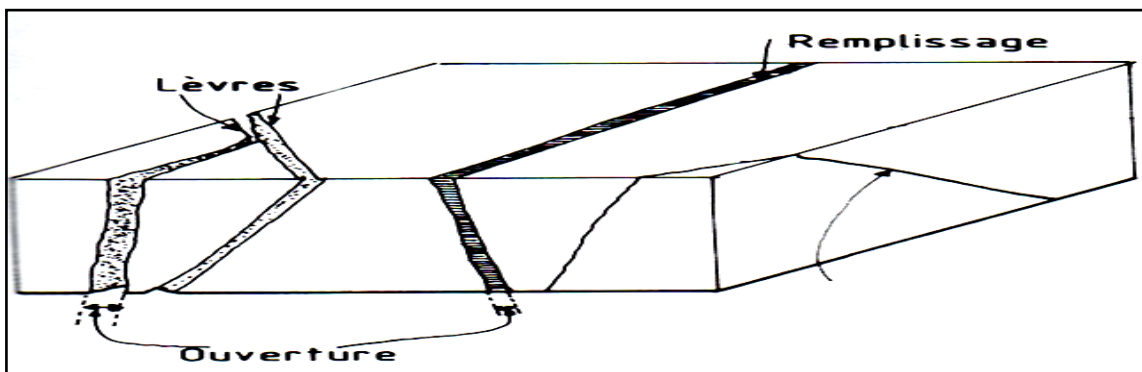


Figure 18 : Ouvertures, lèvres et remplissage des fractures, (Henry. M.G, 1983)

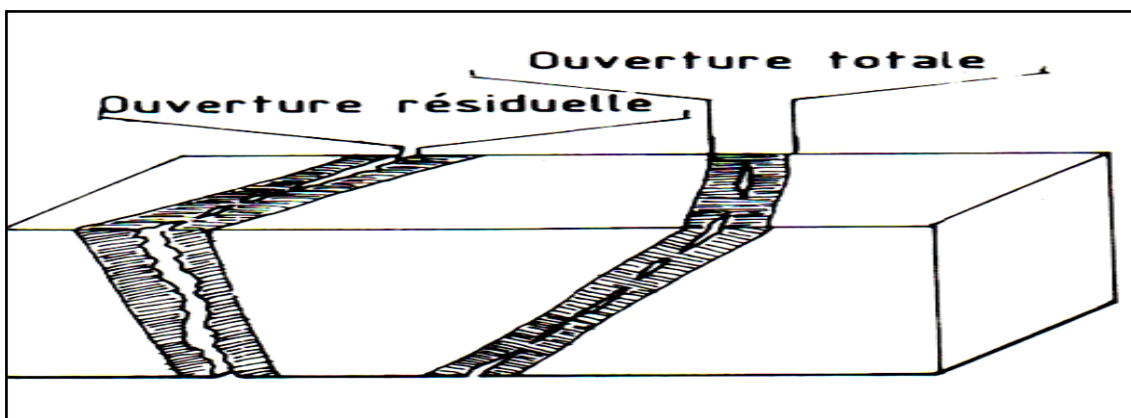


Figure 19 : Ouvertures résiduelles des fractures, (Henry. M.G, 1983)

La solution la plus simple consiste dans ce cas à noter d'une part l'ouverture totale, d'autre part l'ouverture résiduelle ou ouverture utile en pourcentage de l'ouverture totale. Les cristaux qui constituent le remplissage fournissent également des indications intéressantes. Qu'il s'agisse de quartz, de calcite ou de gypse, ils peuvent prendre des dispositions différentes. Il peut s'agir soit (fig.20) de grands cristaux disposés en mosaïque, soit de cristaux automorphes organisés en palissade à partir des lèvres. Ces deux formes indiquent une cristallisation libre à l'intérieur d'une fracture béante. Par contre la (fig.21), les minéraux peuvent constituer un remplissage fibreux, indiquant clairement une cristallisation synchrone du déplacement relatif des lèvres. L'orientation de ces fibres doit alors être mesurée comme un élément linéaire indicateur du mouvement.

La taille des fractures est un autre caractère important. Dans le cas d'affleurement recoupant les bancs à peu près orthogonalement, il est usuel de classer ces tailles en trois groupes par comparaison avec l'épaisseur des bancs (fig.22) : les fractures qui ne traversent pas un banc de part en part sont classées comme petites (u), celles qui recoupent un ou plusieurs bancs, comme moyennes (m), et celles qui traversent tout l'affleurement comme grandes (M).

Dans de formations très massives, cette classification peut à la rigueur être transposée en considérant comme petites des fractures de longueur inférieure au décimètre, moyennes celles qui se suivent sur des distances d'ordre métrique et comme grandes, des fractures affectant la totalité de l'affleurement.

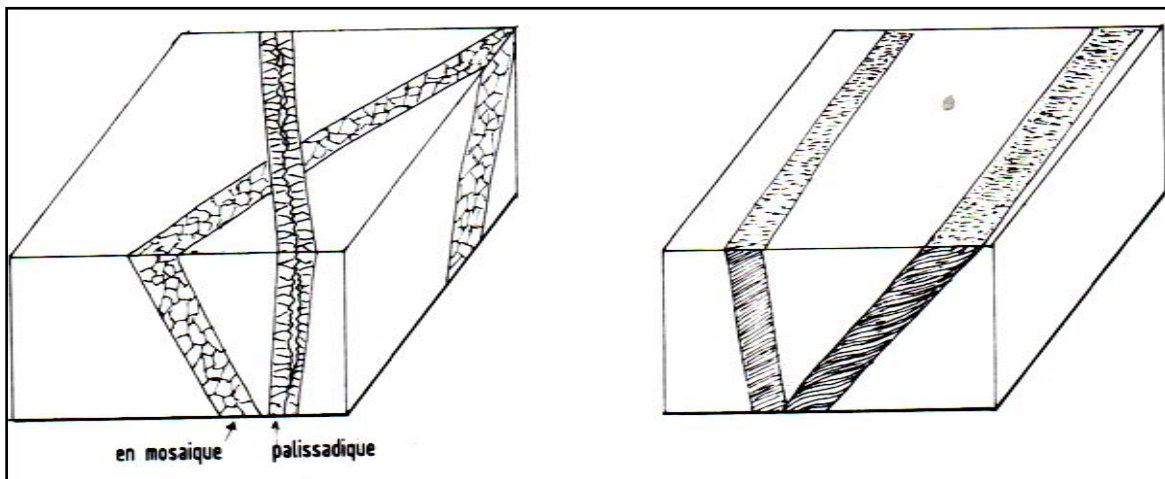


Figure 20 : Remplissage à cristallisation libre

Figure 21 : Remplissage fibreux

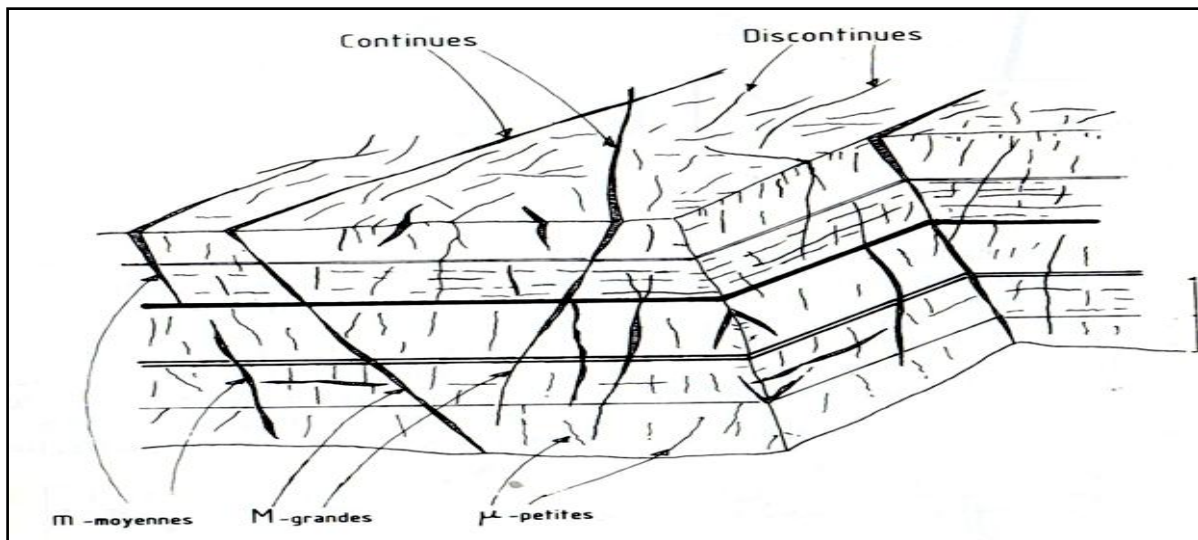


Figure 22 : Taille et continuité des fractures, (Henry. M.G, 1983)

6.6.2. Les réseaux de fractures

Les fractures ont été observées comme des éléments structuraux, comme des indicateurs des événements tectoniques auxquels les roches ont été soumises. Mais dans leurs applications minières, les fractures, peuvent être examinés sous l'angle de leur rôle dans les roches. suppose une connaissance quantitative de la géométrie de ces structures tectoniques.

6.6.2.1. Définition des caractères d'un réseau

Un réseau de fractures se définit comme l'ensemble des fractures présentes dans un domaine donné. Il décompose en un nombre limité de sous ensembles, les familles où systèmes ou jeux, de fractures ayant une attitude et éventuellement d'autres caractères en commun. L'analyse d'un réseau de fractures va chercher, après avoir défini le nombre de familles qui le constitue, à analyser pour chacune d'elles un certains nombre de caractères : attitude (orientation), écartement, fréquence, ouverture, surface spécifique, densité de fracturation, le bloc élémentaire. Avant d'aborder les méthodes de levé qui permettent d'approcher l'objectif, il est nécessaire de définir clairement chacun de ces caractères :

- **l'attitude (orientation)** moyenne s'obtient de plusieurs manières. On retient souvent comme telle l'attitude la plus fréquemment mesurée sur le terrain. Il arrive aussi que l'on retienne comme attitude moyenne la valeur considérée comme la plus significative en raison de ses relations avec d'autres éléments structuraux.

Plus objectivement, on retient souvent comme attitude moyenne, soit le centre du nuage des pôles représentant les fractures en projection stéréographique soit le maximum de densité construite sur canevas de Schmidt. Cette attitude moyenne devrait être complétée par une

indication de sa variabilité, qu'il est habituel de dénommer fourchette d'attitudes. Il ya deux façons de préciser cette fourchette, ou bien la famille est caractérisée par les limites de direction, ou d'azimut, et de pendage (par exemple N 30° à N 45°, 50° à 75° NW).

- **l'écartement** (Espacement), est la distance entre deux fractures d'une famille, mesurée perpendiculairement à leur plan. Pour une famille, on définit un écartement moyen (E_m) comme la moyenne des écartements entre fractures successives. A partir de cet écartement moyen (E_m), se définit pour une famille, une fréquence (F), exprimée en nombre de fractures par mètre, qui est l'inverse de l'écartement moyen mesuré en mètres.

- **l'ouverture** moyenne est simplement la moyenne arithmétique des ouvertures définies précédemment.

- **l'intensité de fracturation**, elle consiste à calculer quelle serait la fréquence de fractures correspondante dans un banc de un mètre d'épaisseur en admettant que la fracturation est inversement proportionnelle à l'épaisseur. L'intensité I se calcule en multipliant la fréquence (F) par l'épaisseur du banc (E).

- **le bloc élémentaire** est issu de l'observation directe des affleurements. Il s'agit du bloc délimité concrètement par la stratification et deux paires de fractures. En raison de l'hétérogénéité de la fracturation, les blocs élémentaires sont souvent variés en taille et en forme, et le réseau ne peut alors se caractériser que par le bloc élémentaire le plus commun, lui-même défini par les éléments suivants : attitudes des plans qui le délimitent, forme (cube, plaque, prisme, baguette), ses trois dimensions (hauteur, largeur, épaisseur), le bloc unitaire est d'un caractère plus abstrait puisqu'il se déduit, pour l'ensemble d'un affleurement, des fréquences moyennes de deux familles de fractures et de l'épaisseur moyennes des bancs, (fig.23).

- **la densité de fracturation (D_f)**, elle se définit pour un banc donné d'épaisseur connue, comme la somme des fréquences caractéristiques des différentes familles du réseau.

- **indice d'intersection (I_i)**, entre fractures, ou plus souvent un indice d'interconnexion qui prenne en compte les communications entre l'ouverture utile des fractures, se définissent par suite comme la moyenne des nombres d'intersections par mètres carrée de surface, observée sur plusieurs plans autant que possible orthogonaux entre eux.

- **la porosité de fractures**, qui se définit comme la surface d'ouverture utile par unité de surface. Par extension de la définition de la fréquence, la longueur (en mètres) de fractures, par m^2 d'un plan qui les recoupe perpendiculairement, est égale à la fréquence. Si donc,

nous multiplions cette fréquence par l'ouverture utile moyenne de la famille, nous obtenons une valeur que nous dénommons surfaces utile.

• **la surface spécifique (S_f)**, est la somme des surfaces utiles de toutes les familles constituant le réseau. Pour un volume de roche, il devient possible de calculer une moyenne, pondérée en fonction de l'épaisseur de chaque banc.

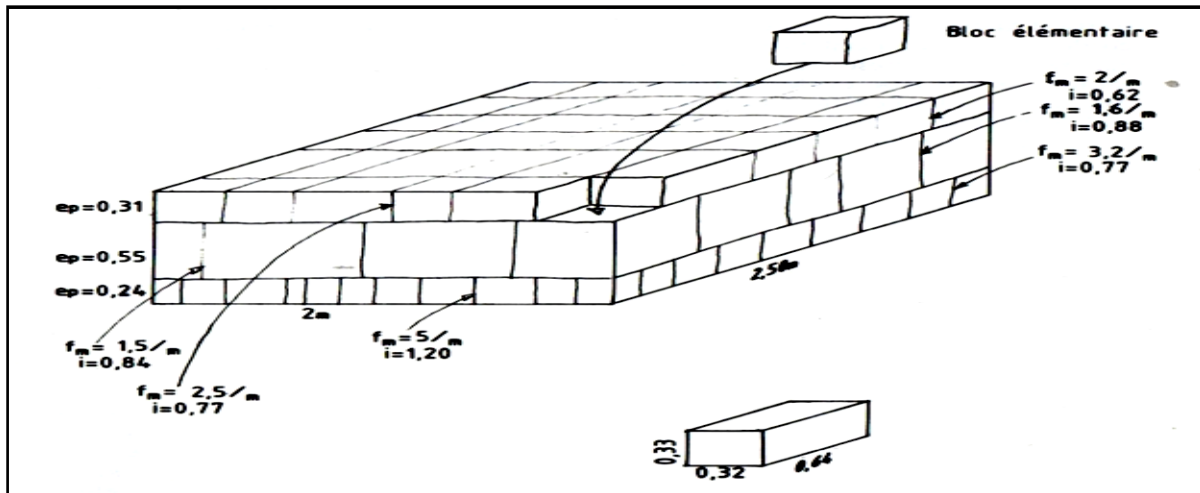


Figure 23 : Fréquence (f), intensité (i), bloc élémentaire et bloc unitaire (M. Ruhland, 1973)

6.6.2.2. Les méthodes de levé sur le terrain

Ayant défini les caractères intervenant dans l'analyse des réseaux de fractures, il nous faut envisager rapidement les méthodes de levé qui vont nous fournir l'information nécessaire. Suivant le degré de précision recherché, les conditions d'affleurement et les caractéristiques du réseau, plusieurs méthodes sont envisageables. Lorsqu'on désire une appréciation des caractéristiques du réseau, plus qu'une analyse formelle, dans des cas de fracturation relativement simples, les méthodes de levé rapide sont les suivantes :

• après avoir choisi deux surfaces d'affleurement, il va s'agir en premier lieu, de reconnaître les familles représentées sur chacun, sur la base de leur orientation générale, et leur aspect. Pour chacune d'entre elles, une série de mesures permettra de définir une attitude moyenne. Il s'agira alors, de se placer suivant la direction moyenne de chaque famille pour évaluer l'écartement moyen des fractures, (fig.24), et en déduire la fréquence, les ouvertures seront également estimées et les intersections par mètre carré évaluées dans différents plans.

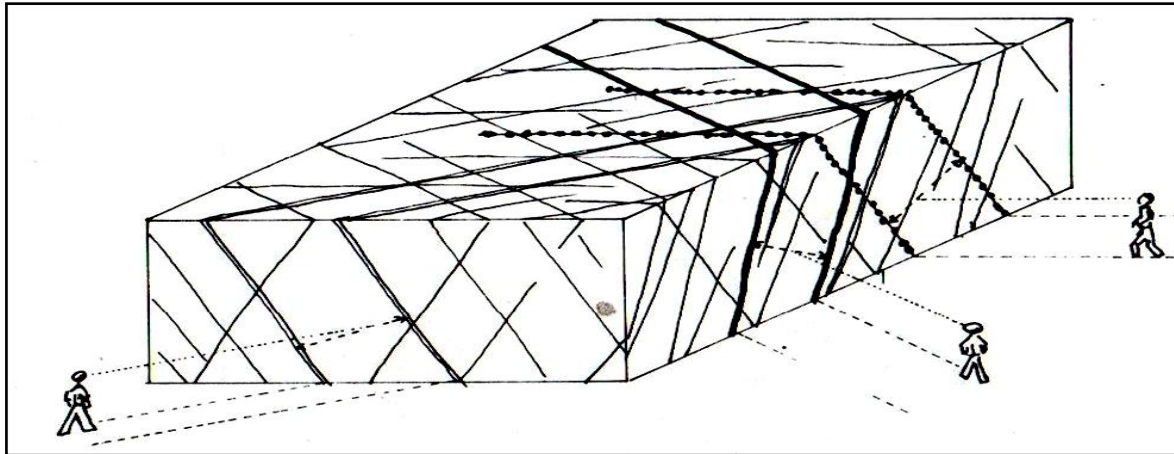


Figure 24 : Position de l'observateur pour l'évaluation des écartements de trois familles de fractures, (M. Ruhland, 1973)

• les caractères du réseau peuvent s'évaluer par le biais des blocs élémentaires, dans les séries découpées par deux familles de fractures sensiblement perpendiculaires aux couches. Pour chaque banc, après avoir mesuré les attitudes de quelques fractures de chacune des familles, il s'agira de rechercher à l'œil le bloc élémentaire le plus fréquent et de noter ses trois dimensions. Les autres caractères de chaque famille viendront alors compléter l'information. Ces deux méthodes, si elles ont pour elles la légèreté et la rapidité, ont en contre partie le défaut d'être très influencées par le facteur personnel de l'observateur. Aussi une série de méthodes plus formelles ont-elles été proposées. Avec des variantes dépendant à la fois des auteurs et des problèmes traités, toute une série d'entre elles peuvent se regrouper comme méthode à la ficelle. Comme il faudra appliquer aux mesures une série de traitements géométriques, statistiques ou autres, il convient d'introduire, dans le levé lui-même, une rigueur conforme aux objectifs à atteindre. Un affleurement vertical aussi rectiligne que possible étant choisi comme station de mesure, une ficelle en pratique, est un décimètre ruban, est tendue horizontalement le long de la surface, (fig.25). Toutes les fractures recoupant la ficelle vont faire l'objet des mesures et observations suivantes : position, définie comme la distance entre le point origine de la ficelle et l'intersection avec la fracture, attitude, espacement, fréquence, taille et continuité, ouverture et remplissage, tous caractères morphologiques. Ces données, considérées comme un échantillon, seront alors traitées pour en déduire d'abord les différentes familles constituant le réseau, puis les fréquences et les surfaces ouvertes. Le classement en familles fait appel dans les cas simples, à l'attitude des plans, la projection stéréographique facilite le classement, soit par la répartition en nuage disjoints des pôles, soit par le biais de stéréogrammes de densité, les maxima de densité définissant l'attitude de chaque famille.

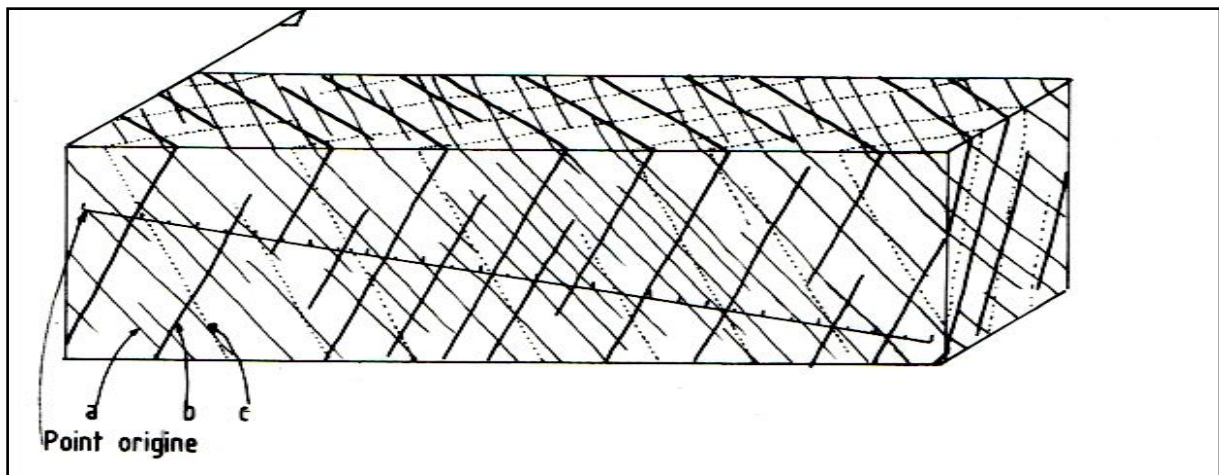


Figure 25 : Levé à la ficelle d'un réseau de trois familles, (M. Ruhland, 1973)

D'autres méthodes de levé font appel à la photographie comme base pour l'analyse des réseaux de fractures. Ces méthodes ont des limitations dans la mesure où elles exigent des surfaces d'affleurement relativement planes. Dans le cas d'affleurement verticaux, fronts de taille de carrières par exemple on opéra de la manière suivante :

- levé systématique des attitudes de fractures le long du front de taille ;
- classement à l'aide du stéréogramme, de ces fractures en familles d'attitudes ;
- repérage à l'aide de signes conventionnels, des individus appartenant à chacune des familles sur le front de taille ;
- mesure de l'orientation du front de taille ;
- mise en place de repères de distance permettant sur photos, de retrouver les échelles horizontales et verticales ;
- photographie de l'ensemble étudié, en se plaçant aussi loin que possible et en utilisant une focale aussi longue que nécessaire, en vue de réduire au minimum les distorsions photographiques ;
- mesure à la boussole ou au clinomètre de l'orientation des fractures sur les fronts de taille.

Ce document sera, à lui seul suffisant pour analyser le réseau de fractures, il sera en premier lieu redresser photographiquement, par digitalisation et traitement sur ordinateur ou graphiquement, selon ces méthodes ci-dessus d'analyser les orientations des fractures, les familles ainsi déterminées serviront de base à l'établissement des différents caractères du réseau.

7. La projection stéréographique sur canevas de Schmidt

La géologie structurale s'est longtemps satisfaite d'un mode de représentation qui ne faisait appel qu'à la figuration de l'intersection entre les structures tectoniques et un plan. Ainsi, la carte géologique, intersection avec la surface du sol, et la coupe, intersection de la même structure avec un plan vertical, sont encore trop souvent les deux seuls modes de raisonnement utilisés dans l'étude d'un édifice tectonique. Le bloc diagramme, qui apparaît trop rarement dans les travaux traitant de géométrie structurale, est un moyen efficace d'exposition d'une interprétation élaborée, mais est difficilement utilisable comme moyen de conception de l'architecture d'un volume. Les tectoniciens ont donc été amenés à utiliser des modes de représentation dans l'espace qui soit adaptés, à la fois à la complexité et au nombre important d'informations qu'ils avaient à manipuler. La projection stéréographique a ainsi pris une place privilégiée dans la géologie structurale, tant comme instrument de travail, de construction géométrique, que comme moyen de représentation de cette géométrie.

7.1. Principe

La projection stéréographique est un mode de représentation et de construction géométrique abstrait qui n'analyse que les rapports d'orientations des éléments tectoniques dans l'espace, indépendamment de leur position géographiques. Le principe de la projection stéréographique consiste à translater ces éléments parallèlement à eux-mêmes pour les rapporter à une demi-sphère de référence. Ils sont alors projetés sur un plan, au moyen d'une inversion, transformation géométrique qui a la propriété de conserver les angles.

7.2. Caractéristiques, utilité et inconvénients de la projection stéréographique

La principale caractéristique de la projection stéréographique est d'être un moyen de représentation abstrait de l'attitude des surfaces et des éléments linéaires par rapport à un système de référence à trois dimensions constitué par l'horizontale et les directions Nord-Sud et Est-Ouest. Cette représentation élimine totalement les données relatives à la position des objets qu'elle analyse.

Ces caractéristiques présentent à la fois des avantages et des inconvénients, la projection stéréographique se prête en effet de façon exceptionnelle à tout un jeu de constructions géométriques dont la réalisation en géométrie descriptive serait extrêmement longue, sinon impraticable. Tous les problèmes de rapports d'attitude entre des éléments structuraux mesurables peuvent être traités de façon à la fois précise et rapide. Le stéréogramme est, en

outre, un moyen de représentation très commode de l'attitude des éléments structuraux mesurés ou construits et de ses variations.

Par contre, cette technique ne permet pas de raisonner ou de représenter les traits d'une structure tectonique définis en termes de position relative. Nous verrons ainsi plus loin que les représentations stéréographiques d'un synclinal et d'un anticlinal sont identiques. Il est important de conserver en mémoire cette observation, car elle oblige l'utilisateur à introduire de nombreux artifices graphiques pour figurer, sur les stéréogrammes, les relations de positions entre les différentes données traités, afin de ne pas transformer l'analyse en une manipulation abstraite qui conduirait inévitablement à des interprétations fausses.

7.3. Application de la projection stéréographique aux structures tectoniques

Les applications de la projection stéréographique à l'étude des structures géologiques sont très nombreuses, ces applications sont de deux types différents. Le stéréogramme peut être en effet l'instrument de calculs géométriques, permettant de résoudre un certain nombre de problèmes pratiques, il est en outre souvent utilisé pour analyser des géométries structurales dont la complexité ou les dimensions sont telles que leur perception directe est impossible.

7.4. Caractéristiques et propriétés du canevas de Schmidt

Une autre démarche est également possible, qui étudie la répartition des attitudes d'éléments structuraux sous un angle statistique, et traite des populations d'éléments structuraux. En d'autres termes, il est possible de considérer comme négligeables des variations d'attitudes liées soit à des phénomènes accessoires et complexes, soit à des erreurs de mesures et de rechercher dans un ensemble de mesures des moyennes statistiques sur les quelles porteront les analyses et les interprétations

Un des premiers obstacles à une telle démarche est lié au fait que chaque élément structural est caractérisé par deux variables, direction et pendage ou azimut et plongement. La deuxième difficulté est liée au nombre important de mesures qu'il faut traiter, qui rendrait le calcul statistique fastidieux. Ces difficultés sont en grande partie éliminées par la méthode des stéréogrammes de densité construit à l'aide du canevas de Schmidt.

Le canevas stéréographique de Schmidt dit aussi canevas isoaire s'oppose au canevas de Wulff dit aussi canevas isogone par un certain nombre de propriétés, (fig.26, 27). La propriété essentielle du canevas de Schmidt est d'être construite de telle façon que les surfaces limitées par deux méridiens et deux parallèles soient égales entre elles quelle que soit leur position sur la projection. Notons également au passage que les petits cercles du canevas de Wulff sont

représentés sur la projection isoaire par des arcs d'ellipses qui traduisent la déformation des valeurs angulaires sur le canevas de Schmidt. Ce canevas se prête à toutes les constructions et manipulations décrites précédemment exactement avec les mêmes méthodes. Il présente accessoirement l'avantage d'étaler plus les pôles des plans à pentages faibles et est par suite préférable quand il s'agit d'analyser des structures faiblement plissées.

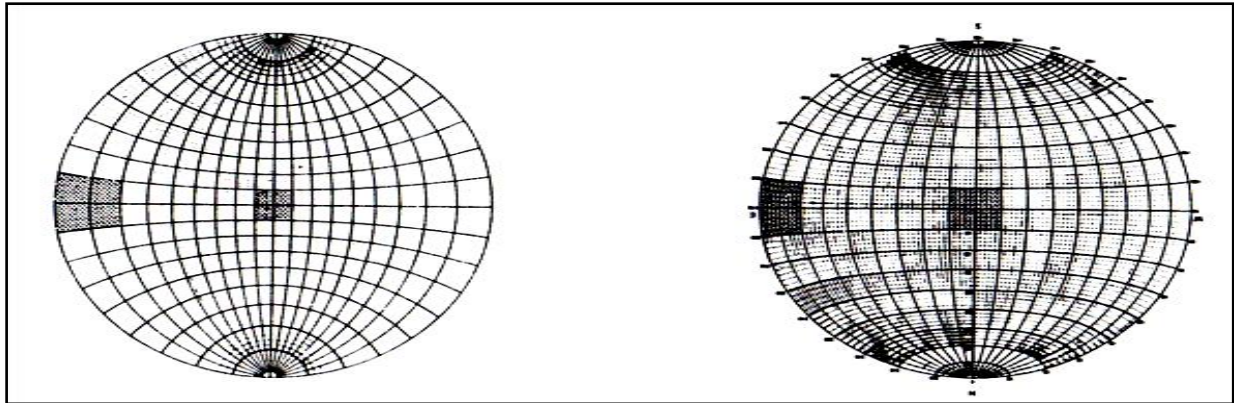


Figure 26 : canevas de Schmidt, les surfaces sont égales au centre et à la périphérie, les petits cercles sont des arcs d'ellipsoïdes

Figure 27 : canevas de Wulff, les surfaces sont plus grandes à la périphérie qu'au centre

7.5. Stéréogrammes de densité

Le report sur canevas de Schmidt d'un grand nombre de mesures d'un élément structural, qu'il s'agisse des attitudes d'un plan ou de celle d'un élément linéaire, se présente le plus souvent sous la forme d'un ou plusieurs nuages de points, (fig.28). Dans ces nuages, l'œil apprécie facilement des zones où des points sont plus ou moins rapprochés, des variations de densité des traces l'élément structural étudié. Le stéréogramme de densité a pour objectif de transformer cette appréciation qualitative en une représentation quantitative de la répartition des traces sur le stéréogramme.

7.5.1. Construction des stéréogrammes de densité

Cette construction fait appel au dispositif représenté sur la (fig.29), et qui comporte :

- un carroyage ayant pour côté le $1/10^{\text{ème}}$ du rayon du stéréogramme ;
- une règle en plastique transparent, percée d'une fente en son milieu et de deux cercles de rayon égal au $1/10^{\text{ème}}$ du rayon du stéréogramme et dont les centres sont distants d'une longueur égale au diamètre du stéréogramme. Le stéréogramme de points est supposé au carroyage et lui-même recouvert d'un calque sur lequel seront notés les comptages.

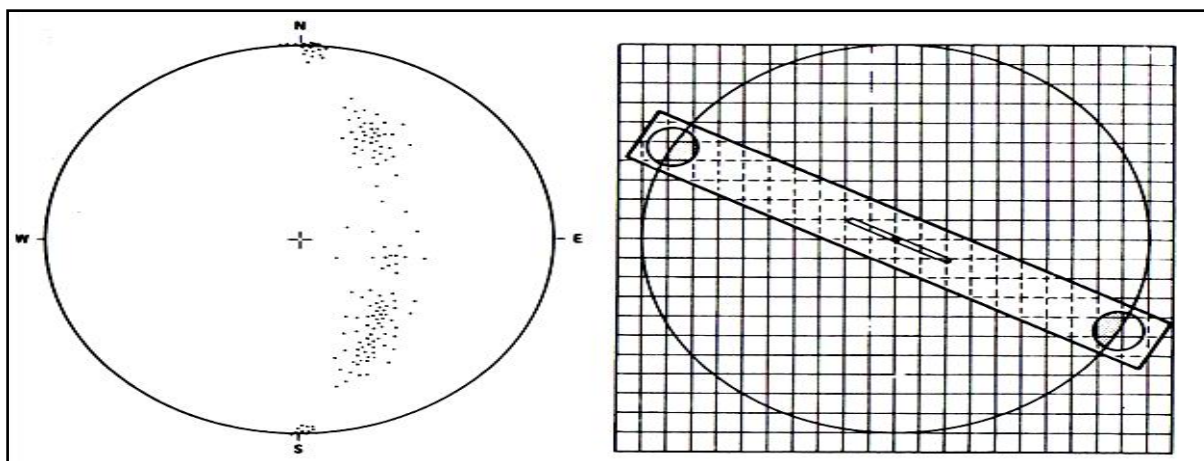


Figure 28 : Stéréographie de 150 pôles de couche, canevas de Schmidt

Figure 29 : dispositif pour le comptage des points sur un stéréogramme

Un des cercles de réglette est centré successivement sur chacune des intersections du carroyage et le nombre de points contenus dans le cercle est noté sur le calque. Les points situés à proximité du cercle fondamental constituent un cas particulier. Il faut utiliser la réglette en la fixant à l'aide d'une punaise au centre du stéréogramme et additionner les points contenus dans les deux portions des cercles de comptage opposées. Les points qui sont sur le cercle fondamental lui-même, puisqu'ils sont portés deux fois en position diamétrale, ne devront, eux, être comptés qu'une fois. Une fois ce comptage réalisé (fig.30), il faut pour rendre les différents stéréogrammes de densité comparables entre eux, transformer les valeurs correspondantes en pourcentage du nombre total des points portés sur le stéréogramme, (fig.31), la dernière opération consiste à dessiner les contours en choisissant des valeurs telles que le diagramme soit clair, (fig.32).

Cette méthode de construction s'applique bien à des diagrammes dans les quels les points sont peu dispersés ou très nombreux. Dans les cas ou un nombre de points relativement faible montre une très grande dispersion, il est plus facile de procéder autrement. Après avoir choisi par tâtonnement les pourcentages que l'on doit représenter, et déterminé le nombre de points correspondants, on déplace le cercle de comptage de façon qu'il englobe le nombre correspondant à une des valeurs en pourcent et on trace le contour directement. En répétant l'opération pour chaque valeur choisie le stéréogramme de densité se trouve ainsi construit. Ajoutons pour terminer cette description de la construction des stéréogrammes de densité que dans la pratique il faut utiliser des canevas aussi grands que possible. Dans la majorité des cas, un canevas de Schmidt de 20 cm de diamètre permet des constructions précises.

Si l'on se trouve devant un très grand nombre de mesures d'éléments structuraux à traiter en stéréogrammes de densité, la solution la plus rapide et la plus précise consiste à traiter les valeurs sur ordinateur. Il existe des programmes permettant d'obtenir aussi bien les stéréogrammes de points que les diagrammes des valeurs en nombre absolu et en pourcentages et les courbes d'égales densités.

7.5.2. Signification des stéréogrammes de densité

Nous avons vu que la représentation en densité était une façon statistique d'aborder les variations d'attitude des éléments structuraux. Pour préciser un peu cette notion prenons l'exemple simple d'un stéréogramme de densité du type de la (fig.33). Le centre de la courbe de densité définit une valeur représentative de l'ensemble des couches portées sur le stéréogramme (N144 – 65 SW). En effet, la densité caractérise le nombre des traces de l'élément structural étudié contenues dans la surface totale du stéréogramme, le maximum de densité localise donc la fréquence la plus forte, le mode dans l'attitude de l'élément étudié. L'ensemble des courbes de densité peut donc être considéré comme une représentation tridimensionnelle de la fréquence des attitudes. L'exemple choisi pour la (fig.33), correspond à une dispersion de type uni modal, ce qui revient à dire que les éléments structuraux se repartissent également autour d'une attitude préférentielle.

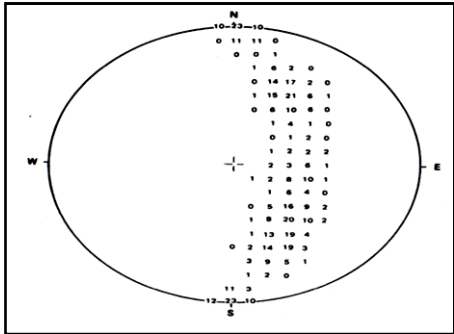


Figure 30 :Construction du stéréogramme De densité, comptage des points du Stéréogramme de la figure 29,nombre Total de points : 150

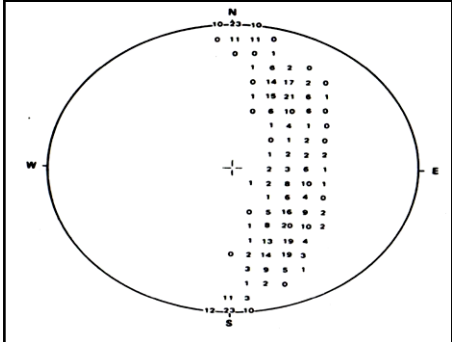


Figure 31 : Pourcentages corespondant à la figure 29

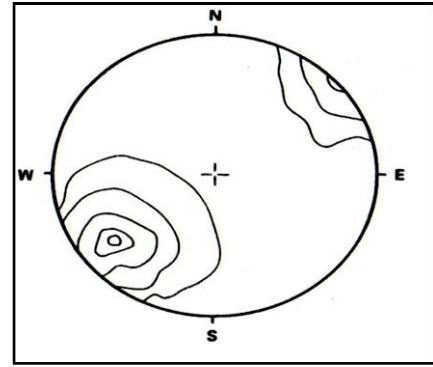
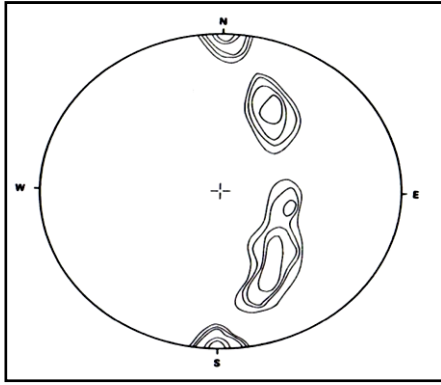


Figure 32 : Courbes d'isodensités du **Figure 33:** stéréogrammes de densité de 180
 Stéréogramme figure 29, valeurs des courbes : pôles de couches, valeurs des courbes : 5%, 10%,
 2%, 4%, 6%, 10%, 15% 15%, 20%, 25%

La (fig.34), présente un autre type de stéréogramme de densité uni modal. Dans ce cas, les variations d'attitude de la linéation sont de deux origines différentes. Il existe toujours une dispersion fortuite, mais cette dispersion se superpose à une variation d'attitude de la linéation suivant un grand cercle du canevas de Schmidt. Une telle disposition traduit une orientation préférentielle de la linéation, non plus autour d'une attitude, mais dans un plan.

La (fig.32), est un exemple d'un autre type de stéréogramme de densité, avec une répartition tri modale. Ici, les attitudes des couches se répartissent en trois maxima de fréquence séparés les uns des autres mais alignés sur un grand cercle du stéréogramme. Le grand cercle passant par ces maxima définit un axe de structure régissant les attitudes des couches. Il est essentiel d'avoir présente à l'esprit cette signification statistique du stéréogramme de densité car elle impose un certain nombre de contraintes à son utilisation.

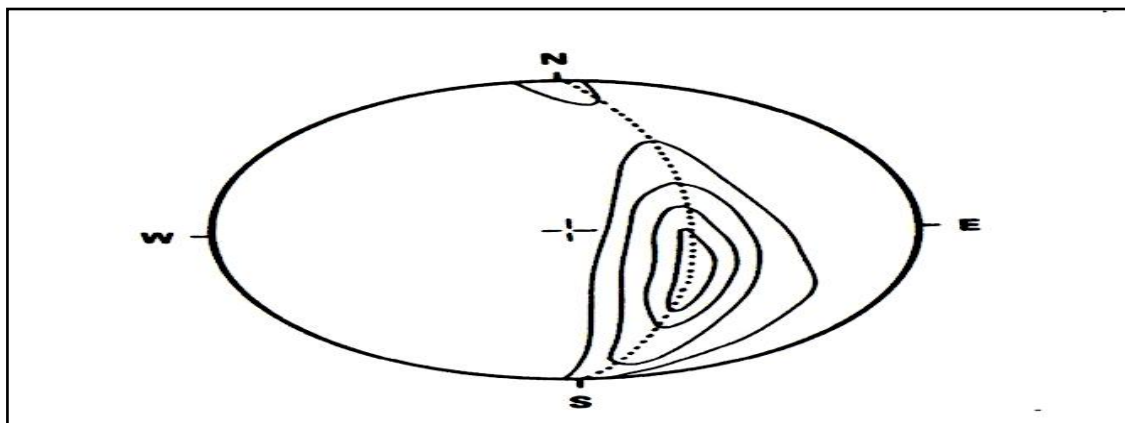


Figure 34 : Stéréogramme de densité de 234 linéations, valeurs des courbes : 5%, 10%,15%, 20%

La première de ces contraintes est relative au choix des mesures à traiter, il va de soi qu'un tel mode de raisonnement suppose un échantillonnage probabiliste des attitudes de l'objet

structural étudié, alors que dans les études portant sur les relations d'éléments individuels, il est utile de ne relever que des valeurs extrêmes de l'attitude de l'élément étudié, afin de simplifier et d'améliorer les constructions, dès qu'il s'agit d'aborder le problème considéré par les stéréogrammes de densité, il faut introduire la notion d'échantillonnage représentatif.

La solution pratique la plus simple pour obtenir un tel résultat est de procéder, soit suivant un parcours, soit sur une surface déterminée, à des mesures systématiques en des points à peu près équidistant entre eux, il est relativement facile d'apprécier la distance entre les points de mesure en fonction de la variabilité des attitudes de l'élément étudié, et pratiquement, il est généralement facile de multiplier le nombre des mesures, la représentativité de l'échantillon étant d'autant meilleure que le nombre de mesure est grand.

Le stéréogramme de densité se prête par contre particulièrement bien à l'étude d'éléments structuraux dont l'orientation préférentielle est très imparfaite. C'est ainsi qu'elle s'applique souvent aux études de pétrologie structurale basées sur les orientations d'axe optique de certains minéraux à l'échelle de l'échantillon. Le diagramme de densité est également bien adapté, en raison de son caractère statistique, à l'analyse des symétries structurales.

8. Méthodes diverses de traitement des données

Si les méthodes habituelles de la projection stéréographique répondent à la plupart des problèmes de géométrie structurale, il se présente un certain nombre de cas où cet instrument se révèle inefficace. Elles sont en particulier à peu près inaptes à tenir compte de façon claire de la dimension des éléments structuraux ou de leur fréquence à l'intérieur d'un corps géologique. C'est pourquoi les analyses tectoniques doivent faire appel à un certain nombre de techniques d'analyse et de traitement complémentaires. Toutes sont basées essentiellement sur des méthodes graphiques mais elles peuvent se classer en deux grandes catégories suivant qu'elles cherchent à définir les relations entre objets individuels ou qu'elles analysent les populations d'éléments sous l'angle statistique. Il est hors de question de décrire toutes les méthodes de traitement, d'autant que chaque cas particulier peut conduire à imaginer une qui soit adaptée aux données du problème. Quelques exemples de méthodes fréquemment utilisées ou particulièrement efficaces sont cependant utiles.

8.1. Diagrammes de direction ou rose des vents

Ce type de représentation appartient à l'ensemble des méthodes statistiques d'analyse. Bien qu'il soit parfois utilisé dans d'autres problèmes, il s'applique de façon particulièrement efficace aux études de systèmes de fractures. Il ne peut en effet tenir compte que la variation

d'une des variables définissant l'attitude d'un plan, sa direction. C'est pourquoi cette méthode s'applique surtout à l'analyse de systèmes de fractures subverticales.

L'analyse d'un champ de fractures relevé sur des photos aériennes conduit à la construction d'un premier type de rose des vents. La longueur cumulée de fracture visible sur les photos suivant une direction constitue alors le caractère analysé. Deux démarches sont possibles, la plus correcte, théoriquement consiste à mesurer les longueurs suivant toutes les directions, degré par degré par exemple, selon la précision de la méthode de mesure. Dans la pratique, la construction se fait de la façon suivante : un cercle est gradué en degrés et on porte à partir du centre, suivant chaque direction, une longueur proportionnelle à la longueur cumulée qui a été mesurée. L'échelle est choisie pour l'ensemble d'une étude, de façon que les longueurs cumulées les plus grandes soient représentables. Après avoir reporté toutes les longueurs correspondant à chaque direction, on rejoint tous les points par les droites qui délimitent une rosace, (fig.35).

Cette méthode, si elle est parfaitement objective, serait idéale si l'on disposait d'une très grande quantité de mesures. Mais étant donné que pour de multiples raisons, on est le plus souvent amené à travailler sur des secteurs limités, le nombre de mesures dont on dispose est relativement petit. On obtiendra alors des images confuses comme celles de la (fig.36) ou, en dehors d'une direction majeure, on voit se dessiner une série de petits pics séparés par des minima, qui correspondent seulement à l'absence fortuite d'une orientation entre deux directions bien représentées.

Les roses des vents construites en longueurs cumulées, en valeur absolue, ont l'intérêt de bien montrer les variations d'intensité de la fracturation selon chacun des systèmes. Mais si l'on veut analyser au contraire l'importance relative d'un système par rapport aux autres dans différents secteurs, il est préférable, afin de rendre les diagrammes comparables entre eux, de les construire non plus en valeur absolue, mais en pourcentage de la longueur totale des fractures observées, (fig. 36), construite avec les mêmes mesures de la (fig.35).

C'est une technique de construction des diagrammes de direction s'applique parfaitement aux données relevées sur le terrain, le critère qui intervient alors dans le cas d'une analyse de l'orientation des fractures. Cette méthode suppose cependant que le problème de la représentativité de l'échantillonnage ait été résolu. Il faut donc construire des roses des vents, soit à partir d'un levé systématique de toutes les fractures présente dans un domaine donné, ce qui est le plus souvent impossible, soit utiliser des techniques d'analyse de fréquence des

différentes orientations, dans ce dernier cas la rose des vents devra être construite en affectant chaque direction d'un poids qui sera fonction de la fréquence propre à chaque système.

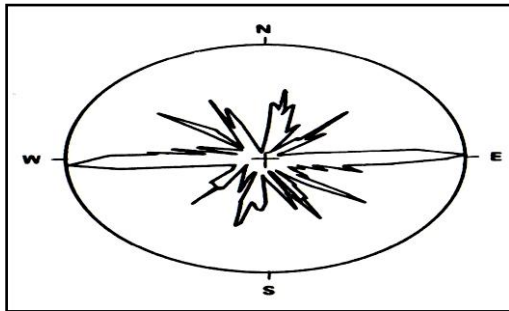


Figure 35 : Diagramme de longueurs de fractures, intervalle 2°, rayon=1500 m

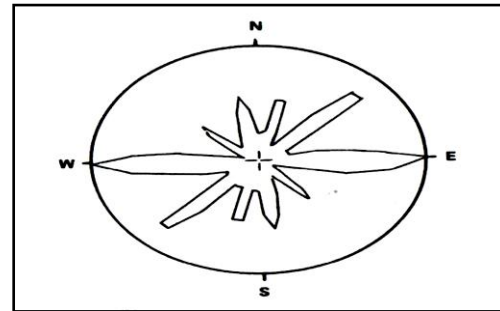


Figure 36 : Diagramme de longueurs de fractures en %, intervalle 5°, rayon : 15%

8.2. Diagrammes de fréquence des azimuts

Une technique analogue peut être appliquée à l'analyse d'autres problèmes que celui des directions de plans subverticaux. Dans le cas de structures à pendages très faibles, auxquels la projection stéréographique s'applique mal, il peut être intéressant d'analyser les azimuts du pendage, l'orientation de la ligne de plus grande pente des couches. La rose des vents sera alors construite de la même façon que ci-dessus, à partir du nombre d'azimuts dans une tranche donnée. De même, les variations d'orientation d'éléments linéaires subhorizontaux peuvent être étudiées par cette méthode. Il est préférable ici aussi d'utiliser la méthode du lissage décrite précédemment, pour éliminer les anomalies dues à l'échantillonnage.

8.3. Diagrammes de prismes de fracturation

La projection stéréographique ne permet pas normalement de faire apparaître l'espacement entre les fractures appartenant à différents systèmes. Or, l'observation souvent de constater sur le terrain que ces différents systèmes et leurs intersections avec la stratification, délimite des blocs de forme et de dimensions à peu près régulières à l'intérieur d'une formation donnée. La forme et l'orientation moyennes de ces blocs unités est intéressante à analyser car elle varie d'un point à l'autre suivant les variables lithologiques et tectoniques.

Une adaptation de la projection stéréographique, le diagramme de prisme de fracturation, permet d'obtenir une bonne représentation des blocs unités. La méthode de construction est simple, construire les intersections des plans entre eux. Affecter à chaque intersection entre deux systèmes de plans une longueur proportionnelle à la distance séparant les plans du troisième système. A partir de chacun de ces points, tracer des parallèles aux deux autres intersections (fig.37). Compléter ensuite le dessin par les trois dernières arêtes du prisme pour

obtenir l'image en vue verticale du bloc unité à l'intérieur de l'hémisphère (fig.38). Il est d'ailleurs intéressant de figurer également les segments de grands cercles délimitant le polyèdre afin d'obtenir une meilleure représentation de l'attitude des plans formant les faces du bloc unité. La même construction permet de représenter le bloc moyen délimité par trois systèmes de plans, la longueur des intersections étant alors proportionnelle à la fréquence du troisième plan et non plus à sa distance.

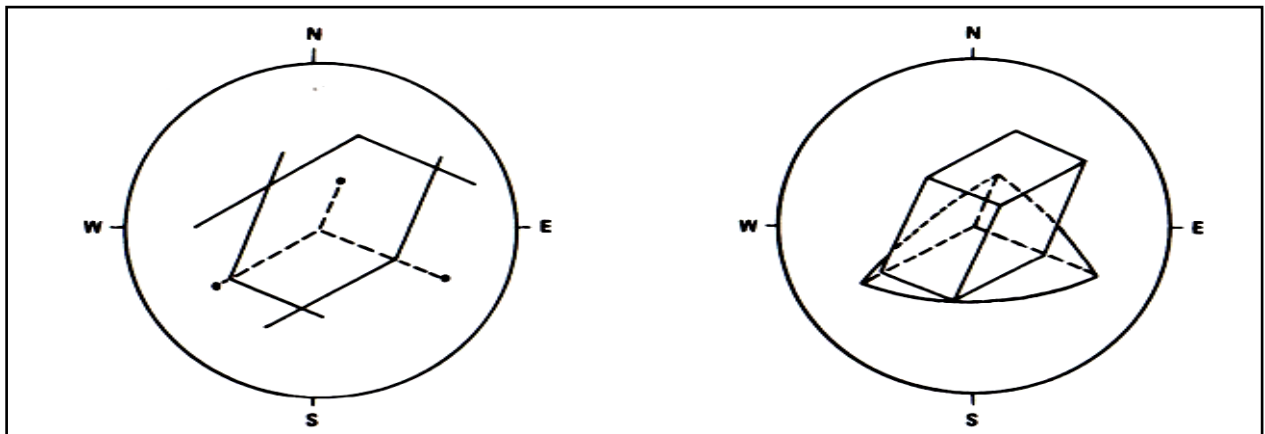


Figure 37 : Construction d'un bloc unité

Figure 38 : Polyèdre et bloc unité

8.4. Diagrammes de plans striés

La méthode classique de report des stries, si elle permet clairement de comparer entre elles des stries et leur sens de déplacement, ne se prête que très mal à l'analyse des relations d'un système de plans striés. En effet, la relation entre strie et plan porteur n'est pas visible sur le stéréogramme. Il faut donc, dans le cas d'études des tectoniques cassants, rechercher d'autres modes d'analyse. Une des possibilités de description géométrique de ces relations fait appel à une adaptation de la projection stéréographique.

Elle consiste à représenter les plans striés par leur trace cyclographique complète et à représenter les stries par des hachures parallèles, leur sens de déplacement relatif étant figuré par des flèches indiquant le déplacement du compartiment supérieur. Le cas limite du plan vertical est alors résolu par une représentation de la strie par la méthode habituelle (fig.39, 40). Une telle représentation permet de figurer plus clairement les relations entre plans et stries, elle est cependant limitée par le nombre faible de plans qu'il est possible de représenter.

Une autre adaptation du même principe consiste à ne figurer que les portions de traces cyclographique limitées par leurs intersections deux à deux.

On obtient ainsi représentation schématique de la forme et de la position d'un bloc dans l'espace et des striés portés par ses plans limites (fig.41). Une telle représentation est toute fois limitée à trois ou quatre plans et ne s'applique efficacement qu'à la description de blocs observés sur le terrain.

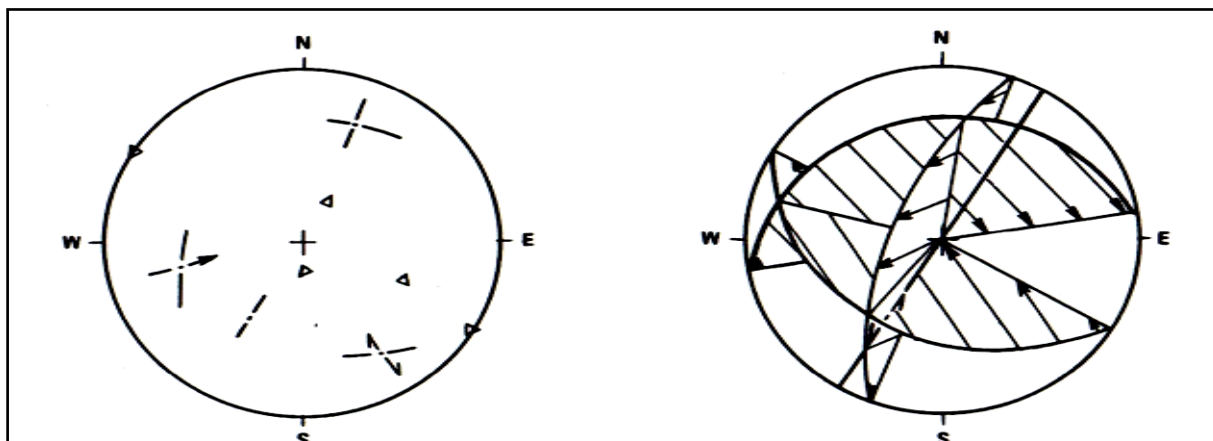


Figure 39 : Représentation de plans striés par leurs pôles et la trace de striés

Figure 40 : Diagramme cyclographique de plans striés

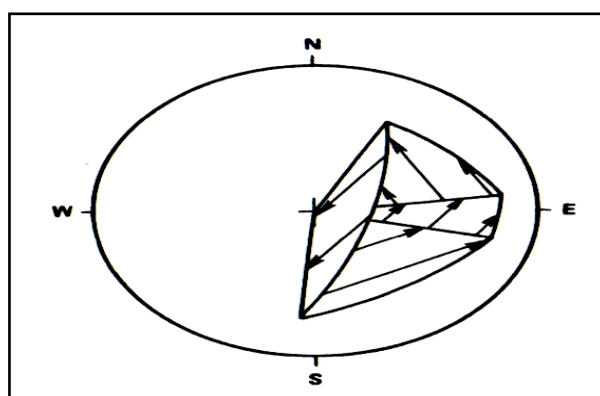


Figure 41 : Polyèdre de plans striés

8.5. Histogrammes

Nous ne reviendrons pas sur la méthode de construction des histogrammes, une telle construction étant de la pratique courante pour tous les naturalistes. Il est cependant nécessaire de se souvenir qu'une telle construction n'a de sens que si les mesures traitées de cette façon sont choisies en fonction d'un certain nombre de critères de validité statistique. Un grand nombre d'éléments, peuvent être traités ainsi (directions ou pendages de plans, azimuts de linéations, d'axes, etc.), mais il est préférable de ne l'utiliser que dans le cas où l'une des deux variables servant à définir l'attitude d'un plan ou d'une droite est relativement stable (variations de pendage ou de plongement avec des directions ou des azimuts voisins, ou l'inverse).

8. Conclusion

Nous avons présenté dans ce chapitre 1, la revue de littérature sur la caractérisation des massifs rocheux, la description structurale des massifs rocheux discontinus ou les discontinuités jouent souvent un rôle plus important que les propriétés de la roche étudiées au laboratoire.

La description est donc essentiellement structurale, elle porte sur les modes d'assemblage des blocs séparés par les discontinuités incluant tous les fissures, fractures, joints, diaclases, failles. En première analyse descriptive et structurale du massif rocheux, une discontinuité est assimilée à un plan dont on va définir l'orientation et d'autres caractères utiles tel l'étendue, l'ouverture et le remplissage éventuel, ainsi que la morphologie de surface, la plupart des discontinuités peuvent être regroupées en familles qui présentent des trait morphologiques communs : l'orientation, la fréquence, l'espacement et le bloc unitaire à 3D.

La méthode la plus couramment utilisée pour la présentation des familles de fractures est la projection stéréographique. La modélisation d'un massif rocheux fracturé fait appel à une base de données, contenant les valeurs de tous les paramètres utiles pour la résolution du problème étudié, les logiciels 3D spécialisés exploitent cette base de données pour donner une représentation visuelle du massif dans l'espace.

Nous avons présentés les méthodes de reconnaissance et d'auscultation des massifs rocheux, permettent au fur et à mesure l'établissement d'un modèle géologique, par emploi des méthodes géologiques directes et des méthodes géophysiques indirectes appliquées en surface et en forages.

L'objectif de l'auscultation permet de définir la nature des grandeurs à mesurer, la localisation des points ou bases de mesure, par des méthodes de mesure directes et indirectes. L'un des objectifs de reconnaissances et auscultation est la classification des massifs rocheux, est de repérer les variations de qualité du massif rocheux, parmi ces classifications les plus importantes en mécanique des roches sont : RQD, RMR, Q et GSI.

Les discontinuités d'un massif rocheux, sont des éléments structuraux linéaires fait appartenir à la classe des éléments tabulaires, morphologiquement se sont des fractures et des fissures à extension grandes, moyenne et petite.

Nous présenterons aussi, l'analyse structurale et projection stéréographique des éléments structuraux, dont le plus intéressant objectif dans notre étude est la description géométrique des objets tectoniques. Dans ce chapitre une méthodologie et une discussion d'analyse

structurale sur les divers principes, domaines d'application, mesure et notation des éléments structuraux linéaires à été faite.

Au stade de la récolte des informations nécessaires, l'analyse structurale doit s'appliquer à quantifier les paramètres géométriques des discontinuités (l'orientation, espacement, extension, ouverture et remplissage, densité, surface spécifique, les familles de fractures).

La méthode la plus couramment utiliser pour la représentation des familles de fractures est la projection stéréographique de Lambert Schmidt dans le but d'identifier les positions d'orientation des principales familles d'un réseau de fracturation, la détermination des leurs blocs diagrammes, La projection stéréographique est un mode de représentation et de construction géométrique abstrait qui n'analyse que les rapports d'orientations des éléments tectoniques dans l'espace, indépendamment de leur position géographiques.

L analyse structurale fait appel à d'autres techniques de traitement complémentaire d'un réseau de fracturation, parmi ces méthodes de traitement on trouve le diagramme de direction ou rose des vents, diagrammes de plans striés, histogrammes, diagrammes de prismes de fracturation, diagrammes de fréquence des azimuts. Toutes ces méthodes cherchent à définir les relations entre les objets individuels, ou qu'elles analysent les populations d'éléments sous un angle statistique. Il est hors de question de décrire toutes les méthodes de traitement, d'autant que chaque cas particulier peut conduire à imaginer une qui soit adaptée aux données du problème.

CHAPITRE 2

MATERIELS ET METHODES

CHAPITRE 2 : MATERIELS ET METHODES

1. Présentation de la région d'étude

1.1. Cadre géographique

La wilaya de Guelma est située au Nord-Est de l'Algérie, à 60 km environ de la Méditerranée. Elle est limitée au Nord par la wilaya d'Annaba, au Nord-Est par la wilaya d'El Taraf, au Sud Est par la wilaya de Souk Ahras et Oum-El Bouagui, à l'Ouest par la wilaya de Constantine et au Nord-Ouest par la wilaya de Skikda, Elle s'étend sur une superficie de 3686,84 Km². (fig.42).

Le massif rocheux étudié est situé dans la région de Guelma, feuille N°54 sur le plan géologique Nord-Est Algérien (Vila.J.M, 1971), plus précisément la sous région d'étude est le terrain d'Héliopolis à 3 km à la wilaya de Guelma, ou le massif est situé à une altitude de 362 m, avec une distance de 2,5 km de la route nationale reliant la wilaya de Guelma à celle de Annaba. Ce massif rocheux calcaire fait l'objet d'exploitation à Ciel ouvert pour la production des Agrégats par l'unité Socar de Guelma. Du point de vue stratégique et géologique, ce massif est situé à Douar Bouzitoune, il est également limité par : Hammam Ouled Ali au Nord, ville de Guelma au Sud, Héliopolis à l'Est et la commune d'el Fdjouj à l'Ouest.

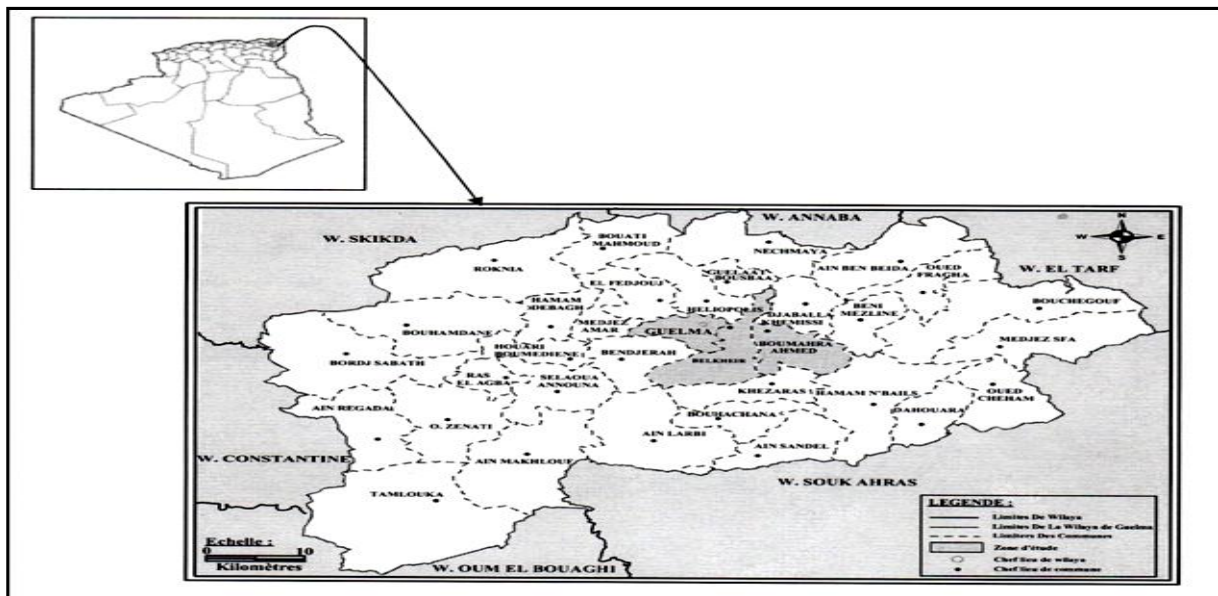


Figure 42 : Carte de situation géographique de la zone d'étude (DPAT, 2008)

Nous sommes intéressés dans notre étude aux terrains néritiques Constantinoise, elles forment des massifs isolés de tailles variables. Le domaine néritique Constantinois qui appartient au domaine tellien à fait l'objet de nombreuses études : (Delga. D, 1969), (Vila.J.M, 1980), (Fig.43). Ce vaste domaine est caractérisé par des dépôts Triasiques, Jurassiques et Crétacés.

Le domaine néritique Constantinois constitue l'essentiel des reliefs Calcaires des monts de Tadjenanet, Oued Athmania, Constantine, Ain Milila, Hammam Debbagh et Guelma. Les séries néritiques Constantinoises forment des massifs isolés de tailles variables, caractérisées principalement par d'épaisses séries carbonatées du Mésozoïque.

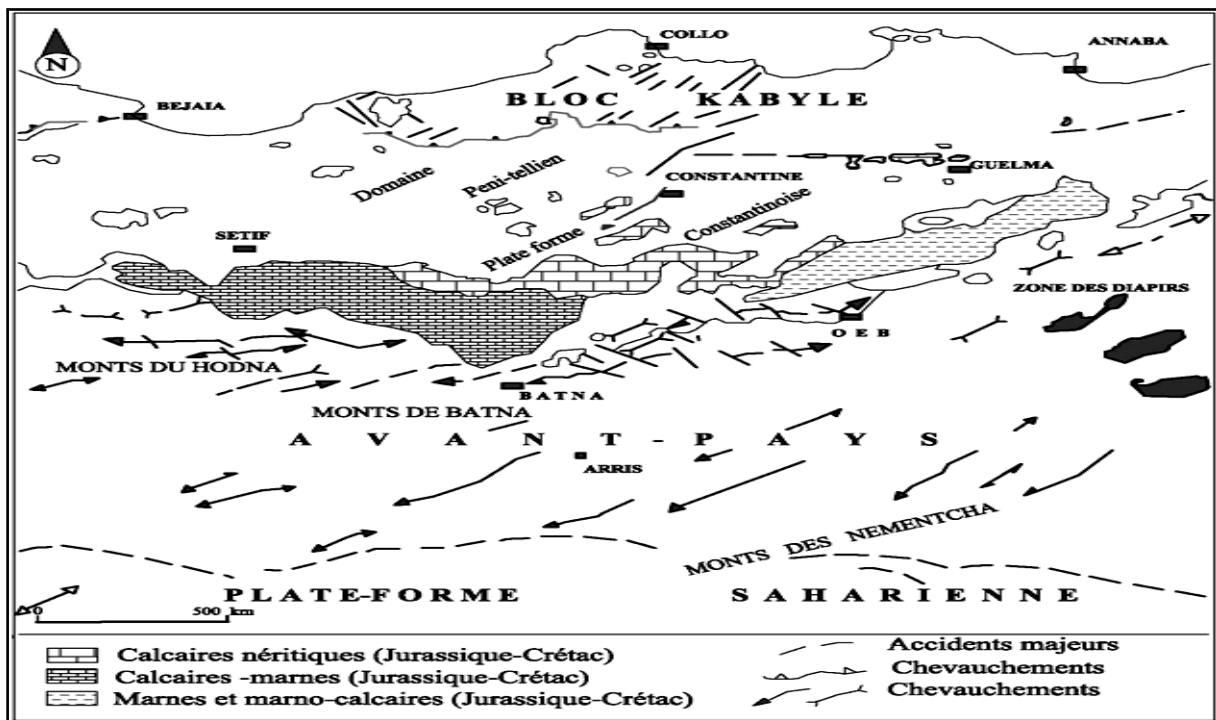


Figure 43 : Situation actuel de la plateforme néritique constantinoise par rapport au domaine des zones externes de la chaîne alpine d'Algérie Nord orientale, (Vila.J.M, 1980)

1.2. Cadre géologique

Les formations néritiques sont long de 160 km Est-Ouest et de 80 km Nord-Sud, cependant pour (Vila.J.M, 1980), ce domaine aurait émergé à la fin du Crétacé et aurait ultérieurement subi un léger déplacement vers le Sud. La série la plus complète est représentée par la terminaison orientale du Djebel Debbagh qui passe sous les nappes pour réapparaître en fenêtre à la piscine romaine d'Héliopolis et dans le coin sud de la station de Nador. Cette série comprend : des calcaires compacts avec intercalation des marnes épaisses de 150 m d'âge Sénonien, calcaire massif de l'Albien et Cénomaniens inférieur, calcaire compact de l'Aptien et calcaire récifaux du Cénomaniens supérieur.

Les études de (Vila. J.M, 1980) montrent que le terrain d'Héliopolis est un plateau constitué par les roches meubles (sables, argiles et éboulis) d'âge Quaternaire, ou le sous sol est constitué par des formations récentes d'âge Miopliocène (grés, argiles).

Ce massif est très tectonisé surtout dans sa partie Nord avec mise en place de bas en haut les formations géologiques suivantes : La nappe néritique Constantinoise, puis va du Paléocène à l'Eocène qui sont des formations charriées en nappe de flysch, la nappe Pliocène continentale et en haut une couverture récente du Quaternaire.

1.2.1. Litho stratigraphie de la Néritique Constantinoise

Le massif rocheux de notre étude, fait partie des massifs Nord oriental de la série néritique constantinoise. Pour (Vila. J.M, 1980), ce complexe est subdivisé en deux parties partiellement superposées, (fig.44).

1. La séquence néritique comportant une série de formations condensées à dominance carbonatés et siliceuses du Jurassique et Trias.
2. Les formations allochtones à dominance argilo-marneuses et quartziques. La colonne stratigraphique Nord oriental de la série néritique constantinoise comporte les formations autochtones à faciès néritiques ou la région de Guelma est représentée par :

1. A la station du Nador

Des calcaires massifs à débris de Rudistes, l'existence du passage Jurassique et Crétacé, un ensemble de couches pélitiques ou gréseuses rouges légèrement métamorphisées attribuées au Trias moyen et supérieur.

2. Au Douar Bouzitoune d'Héliopolis

Dans son prolongement à côté de la piscine romaine d'Héliopolis, le massif présente une série bien complète où sont datés, les calcaires massifs de l'Aptien, Vraconien-Cénomaniens inférieur et le Sénonien transgressif.

3. A l'ouest du Djebel Debbagh

Les alternances de calcaires massifs et de dolomies sombres superposées aux dolomies noires massives du Jurassique. Le Barrémien, l'Aptien, l'Albien et le Cénomaniens inférieur sont identiques tout le long du Djebel Debbagh. Le Sénonien débute par des formations calcaires plus anciennes à abondance des débris organiques. Il repose directement sur des couches à grandes Orbitolines roulées du Cénomaniens.

4. A l'Est du Djebel Debbagh

La base des dolomies noires présente quelques mètres de couches avec passage progressif en

Petites alternances à des pélites et des schistes calcaires, le Néocomien correspond à des couches calcaires à Néotrachelines.

Le Barrémien supérieur correspond des couches calcaires à Mésorbitolines et Dasycladacées. L'Aptien est repéré grâce à la présence de calcaires à Ovalvéolines, le Vraconien et Cénomaniens inférieurs débutent par des couches Néoiraquia. Le Cénomaniens supérieur contient des intercalations de calcaires massifs à Caprines, le Sénonien débute aussi par des calcaires à Néoiraquia et Ovalvéolines.

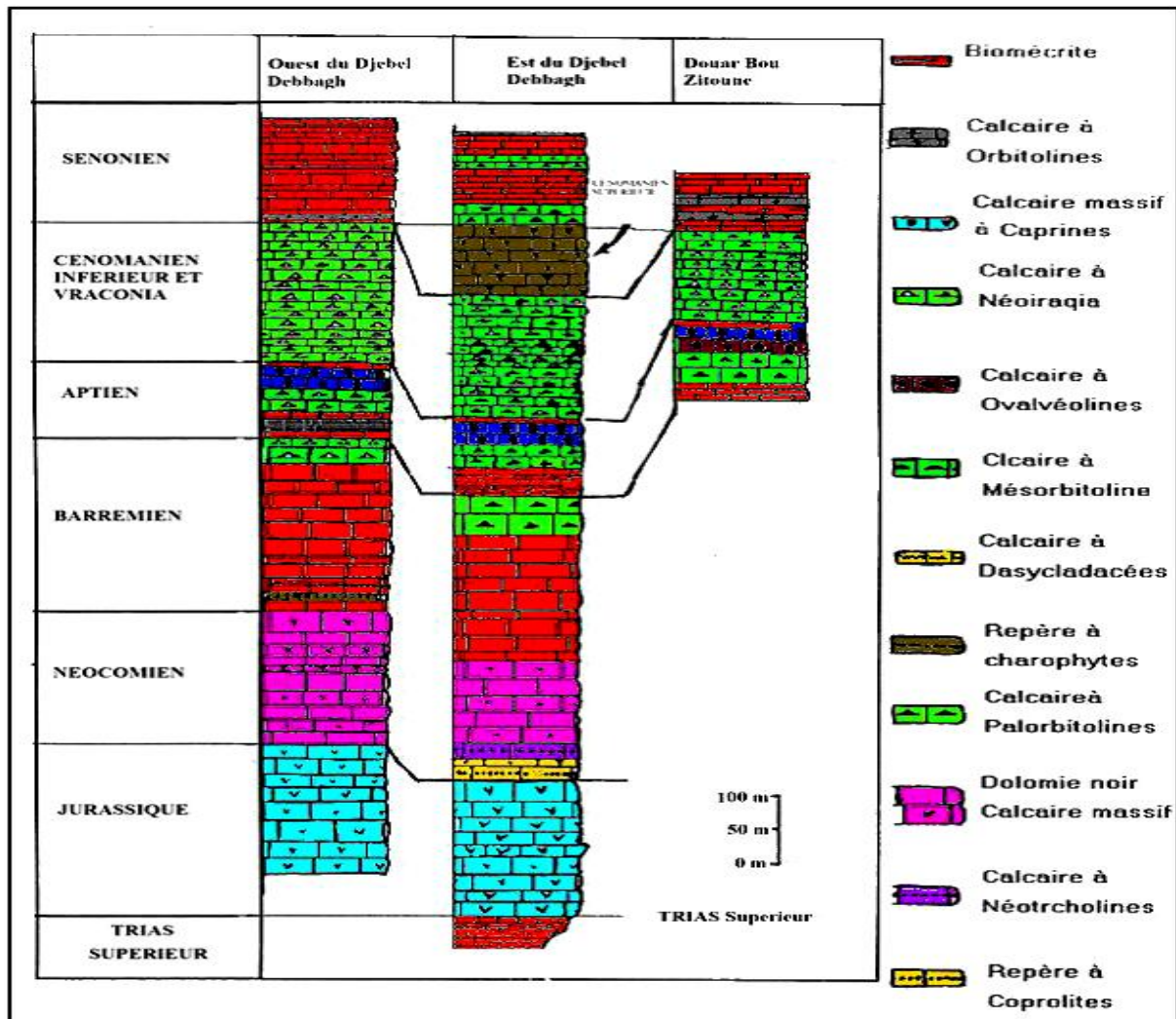


Figure 44: Les formations autochtones des séries néritiques constantinoises de la région de Guelma (Vila. J.M, 1980)

1.2.2. Tectonique

Dans les zones externes de la chaîne Alpine d'Algérie orientale, la tectonique post nappe n'a pas fait l'objet d'étude détaillée. A l'échelle du constantinois, les structures attribuées à cette tectonique évoquent une tectonique polyphasée qui se traduit par des plis, des failles inverses

parfois de décrochement, ou chevauchantes, et par des failles normales plus tardives (J.M.Vila, 1980), cette tectonique est accompagnée de décrochement de direction NE-SW et NW-SE. Les contraintes engendrées dans la croûte terrestre provoquent des déformations, ainsi l'analyse structurale détaillée des séries septentrionale néritiques constantinoises montre que ce modèle résulte de la superposition des déformations souples et les déformations cassantes. La série néritique du massif rocheux étudié, à réagie souplement avant de subir les grands accidents tectoniques, ainsi à grande et à petite échelle, on observe des variations de pendage au niveau des couches de calcaires massifs dont le massif forme un vaste dôme anticlinale à grande rayon de courbure.

Les déformations cassantes sont beaucoup plus vigoureuse, par conséquent toute les formations néritiques sont affectées par des accidents tectoniques, ce qui compartimente le massif en de nombreux blocs de divers structures tectoniques, nous constatons la présence des failles et des fractures, et peuvent avoir des diverses orientations et extensions.

1.3. Plan topographique du massif

Sur le plan d'exploitation, le massif étudié est composé de quatre gradins d'exploitation, dont chacun est de 15 m d'hauteur, (fig.45).

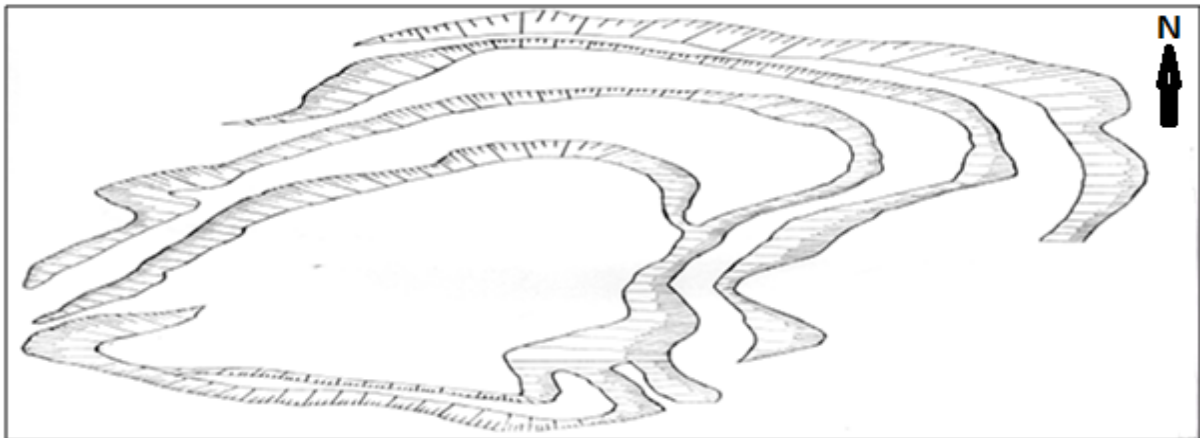


Figure 45 : Plan topographique du massif, Echelle 1/1000 (Rapport technique d'exploitation, 2006)

La masse rocheuse à abattre est généralement des calcaires massifs avec intercalation des dolomies où la matrice est composée par des blocs plus ou moins continus. Le caractère le plus évident d'observation du massif rocheux, est la présence des surfaces des discontinuités d'aspects géométriques diverses. Ces discontinuités sont d'un point de vue mécanique, des surfaces qui n'assurent pas la continuité du massif, (fig.46).

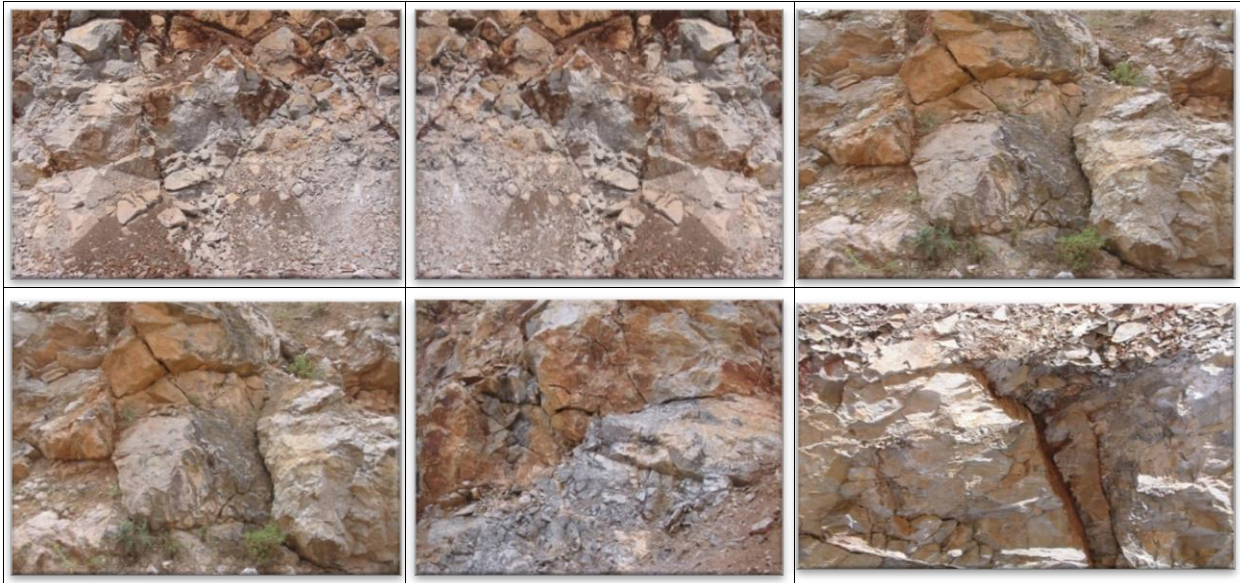


Figure 46 : Photos des gradins du massif

2. Matériels de caractérisation

Les techniques récentes de la caractérisation des massifs rocheux, utilisent un programme de traitement des discontinuités par la technique de projection stéréographique, permettent des évaluations rapides et précises de la distribution des familles principales. Il ya un certains nombre de traitement stéréographique tel que le système Stéreonet (Allmendiger. R.W, 2015), que nous allons considérer dans notre étude en raison de ces très bonne performances et de sa disponibilité de notre laboratoire. L'application de cette technique stéréographique de traitement des données d'orientations des discontinuités, à pour but d'évaluer la structure du massif et la recherche des familles principales et détermination des paramètres géométriques. Pour ce faire cette technique de traitement stéréographique d'analyse à l'aide du logiciel Stéreonet, 2015, à été appliqué sur les zones d'exploitations une série de mesure d'orientations des discontinuités par scan line on caractérisant tout d'abord l'azimut et le pendage , l'enregistrement de certains paramètres caractéristiques d'observation, tel que l'extension ou les longueurs de traces des discontinuités , le remplissage, la rugosité, etc. pendant la prise des mesures d'orientations on prend une série de photos des faces d'exposition des gradins d'exploitation montrant les discontinuités à l'aide d'un appareil photos numérique canon 100 de haute résolution sur toute la surface au différent endroit du massif.

Dans le but de concevoir la caractérisation du massif, nous avons procédés aux mesures des discontinuités par niveau d'exploitation, (743) discontinuités ont été mesurées à l'aide de la boussole, à l'aide d'un scan line d'une longueur de 20 m sur toute la longueur des gradins en

exploitation, il s'agit d'échantillonner les faces d'exposition des gradins par les mesures des azimutes et pendages. Les matériels utilisés se composaient d'un scan line de 20 m, un marqueur, une boussole et clinomètre, un carnet de terrain, des fiches types de prélèvements, les données de mesure des discontinuités ont été introduites dans des logiciels de traitement numériques par ordinateur, Stéreonet, 2015.

3. Méthode de caractérisation

3.1. Objectif

L'objectif de l'analyse structurale du massif étudié, est la description géologique et géométrique des discontinuités structurales, sont des objets à trois dimensions et il va s'agir de donner de leurs géométries une description précise et complète que possible. Outre la géométrie propre des discontinuités, l'analyse structurale va chercher de définir leurs orientations par rapport au système de référence géographique. En fin il lui faudra préciser les positions relatives des discontinuités structurales, la densité de fissuration, l'espacement entre les discontinuités, les principales familles et leurs influences sur la conception des plans de tir.

3.2. Domaine d'application

L'analyse structurale du massif rocheux étudié, fait appartenir au domaine d'application à la subsurface, c'est la géométrie tridimensionnelle des structures, dans notre cas, c'est la géométrie tridimensionnelle des discontinuités structurales.

3.3. Principes

3.3.1. Echelle d'observation

Les discontinuités découpant le massif rocheux étudié, sont des structures observables et analysables à l'œil nu en totalité à un seul affleurement, ou l'échelle d'observation est le mésoscopique. L'échelle supérieure est l'échelle macroscopique dont les dimensions des discontinuités vont du millimètre à la dizaine de mètres.

3.3.2. Pénétrativité

Dans la pratique quand les structures tectoniques sont classées en pénétratives, il s'agit de structures telles qu'on les observe à l'œil nu ou à la loupe sur le terrain. Les discontinuités du massif rocheux étudié sont observables à l'œil nu sur le terrain et elles sont définissables en tous points du massif à l'échelle considérée.

3.3.3. Principe de similitude et ses limites

Il existe dans un ensemble tectonisé des éléments structuraux qui conservent leurs propriétés géométriques quelle que soit l'échelle à laquelle on les observe. Dans le massif, les discontinuités ont une allure de similitude comparable et seront reconnaissables en tous points de l'échelle à laquelle on les observe.

3.2. Classification

D'après les classifications des objets structuraux, on considère que les discontinuités du massif rocheux étudié sont des éléments structuraux linéaires, fait appartenir à la classe du style tabulaire, définit par l'absence des plis et le rôle prépondérant des failles et des fractures. C'est le domaine de la déformation discontinue, se sont des fractures et des fissures d'origine tectonique, leurs dénominations géologiques les lithoclasses.

3.3. Morphologie

Les discontinuités du massif rocheux étudié sont des lithoclasses, ces derniers se subdivisent en deux grandes groupes : les fractures et les fissures, du point de vue morphologique, les fractures comporte deux lèvres et une ouverture, quant cette dernière est très petite, la fracture devient une fissure, une fracture jointive, dont les ouvertures sont colmatées par un remplissage sous forme de filon et des filons d'argiles.

Les fractures et fissures recoupent les bancs du massif orthogonalement, il est usuel de classer ces tailles en trois groupes par comparaison avec l'épaisseur des bancs : celles qui ne traversent pas un banc de part en part sont classées comme petites, celles qui recoupent un ou plusieurs bancs comme moyennes, Celles qui traversent tous l'affleurement comme grandes.

3.4. Caractères géométriques

3.4.1. Orientation

Au stade de la récolte des informations et les données nécessaires, l'analyse structurale doit s'appliquer à enregistrer l'attitude ou l'orientation des discontinuités structurales. En grand nombre, la nature et les caractéristiques propres de ces éléments doivent donc être aussi bien définies que possible. Leur notation doit être sans ambiguïté afin qu'aucune confusion ne puisse se glisser dans le traitement des nombreuses données manipulées.

Les discontinuités étudiées sont des fissures et des fractures, des éléments linéaires de structures variées rarement rectilignes dans la réalité. Il en existe deux types observables et mesurables dans la nature ; les discontinuités linéaires isolées et les discontinuités linéaires

portées par un plan. Les discontinuités du massif rocheux étudié se manifestent sous forme des fissures et des fractures de différentes orientations dans l'espace sont considérées comme des éléments linéaires portés par des plans verticaux qui sont les gradins d'exploitation du massif.

3.4.1.1. Méthode de mesure

La méthode traditionnelle pour relever les discontinuités affectant le massif rocheux étudié est la méthode manuelle qui fait appel à l'utilisation d'une boussole et un clinomètre. L'orientation des discontinuités structurales dans leurs plans porteurs est définie par les paramètres suivants :

- Le pendage où le plongement d'une discontinuité, est l'angle que fait la ligne de plus grande pente avec le plan horizontal, compris entre $0-90^{\circ}$, il se mesure au clinomètre, en tenant la boussole dans un plan vertical, son bord étant en coïncidence avec la linéation de la discontinuité.
- L'azimut est l'angle que fait la ligne de plus grande pente de la discontinuité avec le Nord, compris entre $0-360^{\circ}$, il se mesure par visé, la boussole étant tenue horizontalement au dessus de l'élément à mesurer, son bord étant amener en parallèle avec l'élément linéaire.
- La direction est l'angle que fait le plan horizontal de l'élément à mesurer avec le Nord, compris entre $0-180^{\circ}$.

3.4.1.2. Lever structural du massif

Le lever structural des discontinuités pour la zone étudiée s'effectue par ligne systématiques d'échantillonnage ou de levé continu proposé par ISRM, 1997. La ligne d'échantillonnage où la technique systématique de levé continu est simple, consiste à tendre une chaîne graduée le long de l'affleurement du massif, dans une orientation repérée dans l'espace, ont mesure systématiquement toutes les discontinuités qui intersectent la ligne d'échantillonnage. En utilisant cette méthode, le domaine de mesure reste évidemment la fracturation classique d'ordre métrique, centimétrique et décimétrique, les microfissures et les grands accidents tectoniques font l'objet d'une observation éloignée, les joints de fissures et des fractures sont repéré le long d'une abscisse soit x et y et possède un azimut et pendage. La méthode de prélèvement est présentée sur dans la (fig.47).

Un ordre de mesures s'effectue au niveau du massif rocheux du gradin 2, est de 228 mesures le long d'une ficelle de fracturation de 400 m.

Un ordre de mesures s'effectue au niveau du massif rocheux du gradin 3, est de 187 mesures le long d'une ficelle de fracturation de 400 m.

Un ordre de mesures s'effectue au niveau du massif rocheux du gradin 4 est de 128 mesures le long d'une ficelle de fracturation de 300 m.

Le nombre décroissant des mesures dépend de l'abondance relative de la fracturation, qui est en diminution proportionnelle lorsqu'en passe d'un gradin à l'autre ou de la surface vers la profondeur.

Un ordre de mesures s'effectue au niveau du massif rocheux, est de 743 mesures le long d'une ficelle de fracturation de 1450 m.

3.4.1.5. Problèmes posés par les mesures

Le lever détaillé des discontinuités apparaissent à l'affleurement est une opération fondamentale. Cependant l'extrapolation à l'intérieur du massif rocheux est par fois délicate ; les surfaces d'affleurements ne sont pas des surfaces quelconques. Si elles sont naturelles elles correspondent souvent elles mêmes à une famille de discontinuités ; elles peuvent être soumises à des phénomènes superficielles qui peuvent fausser les mesures et par fois même masquer la fracturation. Si l'affleurement est le résultat d'une excavation, ces surfaces peuvent avoir été perturbées par les abattages à l'explosif d'où la naissance de nouvelles familles de fractures artificielles, leurs mélange avec les fractures naturelles produit une complexité dans le lever d'orientation des surfaces de discontinuités ; d'autre part la présence d'altération de surface où une patine masque très souvent la présence des discontinuités et les discontinuités les plus voyantes ne sont jamais les plus importantes, où en ne permet pas d'apprécier des aspects essentielles tel la continuité ou l'état de surface.

Enfin il reste à signaler que l'étude d'un massif rocheux doit être commencer par une observation éloignée de photos aériennes, un certain nombre de traits structuraux ne peuvent se faire valablement qu'en s'éloignent suffisamment du massif rocheux à étudier ; des grands failles où des directions de cisaillement important où bien même des zones déplacées de grande envergures sont souvent décelables par l'observation en stéréoscopie de photos aériennes à axes verticaux et obliques. Le traitement des photos aériennes doit permettre de cartographier le massif rocheux étudié à une échelle adéquate et évaluer les principaux traits géologiques tel que : les zones à pétrographie homogène, failles ou traits structuraux majeurs

évident, emplacement des principales discontinuités dans l’affleurement ou dans le massif étudié.

3.4.1.6. Correction des mesures

Le lever systématique de l’orientation des discontinuités à partir de plusieurs lignes de mesures exploitées de façon statistique les renseignements obtenus, moyenne quelques corrections pour éviter les biais trop long. L’erreur moyenne faite sur les mesures de pendage est d’environ 5°, l’erreur moyenne faite sur les mesures des azimuts est d’environ 10° ; les erreurs peuvent être s’accuser en raison de l’état de planéité de l’affleurement et les conditions d’accès.

3.4.1.7. Mode de représentation des mesures

La société internationale de mécanique des roches (ISRM, 1997), à édité une fiche type de prélèvement des discontinuités, qui fait appel à un certains nombre de codes qui sont fixés préalablement pour l’utilisateur, (Tableau 18).

Tableau 18: Fiche type de prélèvement des discontinuités, (ISRM, 1997)

Carrière				Roche									
Ouvrage				Relevé effectué par :									
Orientation													
Lignes de mesures	nombre	orientations		extensions			Propriétés de surface			remplissages			remarques
		Azimut	Pendage	G	M	P	L	O	R	A	C	Q	
1	1	130	40		•			•		•			

Symboles :

G : grande, M : moyenne, P : petite, L : lisse, O : ouverte, R : rugueuse, A : argile, C : calcite, Q : quartz.

3.4.2. Extension

L’extension d’une discontinuité est un paramètre très important à tous les travaux de tir. Comme on ne peut accéder qu’à la trace de la discontinuité sur la surface exposée, l’extension est évaluée comme étant la plus grande longueur visible de cette trace. On peut ainsi établir une échelle de classes d’extension par rapport au massif étudié et selon (ISRM, 1997), on parlera d’une petite extension lorsque la longueur de la trace est inférieure à 1m,

d'une extension moyenne lorsque la longueur se situe entre 1 et 3m et d'une grande extension lorsque la longueur est supérieur à 3m, (Tableau 19).

Tableau 19: Classes d'extension des discontinuités, (ISRM, 1997)

Extension	Longueur de la trace
Petite	< 1 m
Moyenne	1 à 3 m
Grande	> 3 m

3.4.3. Propriétés de surface

L'état de surface d'une discontinuité guide son comportement mécanique, ainsi le comportement d'une discontinuité est très complexe en comparaison avec celui de la roche intacte, une fissure ne présente aucune résistance à la traction et sa résistance de cisaillement est très faible. Les principaux paramètres que l'étude de l'état de surface, doit dépend et s'efforce de quantifier la rugosité, décrit les petites aspérités et les ondulations des surfaces de discontinuités, qui différencient à l'échelle de l'échantillonnage ; un état de surface lisse, un état de surface ouverte et un état de surface rugueuse. La méthode d'évaluer la rugosité consiste à mesurer l'angle moyenne des aspérités par rapport au plan de la discontinuité, on peut ainsi définir une rugosité de 0 pour une surface parfaitement lisse, de 20 pour une surface parfaitement rugueuse et de 10 pour une surface parfaitement ouverte, (ISRM, 1997).

3.4.4. Ouverture et remplissage

L'ouverture correspond à la distance perpendiculaire entre les épontes, les fissures observées ont une ouverture dont l'importance est très variable, c'est également un paramètre qui joue un rôle très important ; lorsque la discontinuité contient du remplissage, la nature de ce matériau conditionne le comportement de la discontinuité et il est important dans ce cas de le caractériser, les discontinuités étudiées sont de remplissage argileux.

3.6. Familles et réseau de fractures

Un réseau de fractures se définit comme l'ensemble des fractures présentes dans un domaine donné. Il se décompose en un nombre limité de sous ensembles, les familles ou systèmes ou jeux de fractures ayant une attitude et éventuellement d'autres caractères en commun. L'analyse d'un réseau de fractures va chercher en premier lieu de définir le nombre de familles qui le constitue, à analyser pour chacune d'elles un certain nombre de caractères : attitude, espacement, fréquence, surface spécifique et densité de fracturation.

3.6.1. Présentation des familles

La méthode la plus couramment utilisée pour représenter les orientations des discontinuités et la recherche des familles principales, est la projection stéréographique, qui représente dans le cercle équatoriale un plan ou une ligne par un point appelé projection du pôle. Il existe deux types de projections : la projection de Wulf et la projection de Schmidt, la première conserve les angles, permet d'étudier les relations entre les positions dans l'espace de différentes familles de discontinuités, la seconde conserve les surfaces. Pour la présentation des familles des discontinuités de notre massif rocheux on utilisant cette dernière technique de projection facilitée par l'usage de micro-ordinateur à l'aide d'un modèle de traitement numérique par le logiciel de projection stéréographique, version 2015.

3.6.1.1. Nombre des familles

Un autre élément à prendre en considération est le nombre de familles de discontinuités, (Fourmaintraux. D, 1973 et Louis. C, 1974), (Tableau 20).

Tableau 20: Nombre des familles de discontinuités, (Fourmaintraux. D, 1973)

Description
Roches massives, aucune ou très peu de discontinuités, aléatoirement réparties
Une famille de discontinuités
Une famille + des discontinuités aléatoires
Deux familles + des discontinuités aléatoires
Deux familles de discontinuités
Trois familles
Trois familles + des discontinuités aléatoires
Roches broyées

3.6.1.2. Orientation moyenne des familles

On retient souvent comme orientation moyenne d'une famille de discontinuités, une valeur considérée comme la plus significative en raison de ces relations avec d'autres éléments structuraux. Plus objectivement, on retient souvent comme attitude moyenne soit le centre du nuage des points représentant les fractures en projection stéréographique soit le maximum de densité construit sur canevas de Schmidt. Cette orientation moyenne devrait être complétée par une indication de sa variabilité qu'il est habituel de dénommer fourchette d'attitudes ou d'orientation caractérisée par les limites d'azimut et le pendage pour une famille de discontinuités.

3.6.1.3. Espacement

L'espacement est la distance ou l'écartement qui sépare les discontinuités le long d'une direction donnée, soit pour une famille de discontinuité, la mesure de l'espacement permet d'évaluer la densité de fracturation du massif, (AFFES, 2001) a établi une classification d'espacement des discontinuités, (Tableau 21).

Tableau 21: Classes d'espacement des discontinuités, (AFTES, 2001)

Classes	Espacement (cm)	Termes descriptifs
ES ₁	> 200	Discontinuités très espacées
ES ₂	60 – 200	Discontinuités espacées
ES ₃	20 – 60	Discontinuités moyennement espacées
ES ₄	6 – 20	Discontinuités rapprochées
ES ₅	< 6	Discontinuités très rapprochées

3.6.1.4. Fréquence

Pour chaque famille de discontinuités se définit une fréquence de fracturation (f) exprimée en nombre de fracture par m (Fr/m), elle se mesure pour chaque ligne de mesure et qui est l'inverse de l'espacement entre les discontinuités.

3.6.1.5. Surface spécifique

La surface spécifique S_f , est la somme des surfaces de discontinuités dans un m³ de terrain, elle s'exprime en m²/m³. Pour ISRM, 1997, cette surface est impossible à mesurer puisque les surfaces des discontinuités ne sont pas accessibles. On obtient une bonne évaluation de la surface spécifique comme étant la somme des fréquences mesurées le long des lignes de mesures.

3.6.1.6. Densité de fracturation

Une définition plus précise de la densité de fracturation serait tout simplement de compter le nombre des discontinuités successives intersectées par les lignes de mesures. On définit ainsi intervalle de discontinuités (ID) comme la moyenne des intervalles découpés par discontinuités successives (quelque soit leur orientation) le long d'une ligne de mesure caractérisée par sa longueur et son orientation. Pour obtenir la moyenne, il faut répéter cette mesure le long de plusieurs lignes de mesures de différentes orientations. (AFTES, 2001) a établi une classification de la densité de fracturation, (Tableau 22).

Tableau 22 : Classes de densité de discontinuités, (AFTES, 2001)

Classes	Indice ID d'intervalle entre les discontinuités	Termes descriptifs
ID ₁	> 200 cm	Densité de discontinuités très faible
ID ₂	60 – 200 cm	Densité de discontinuités faible
ID ₃	20 – 60 cm	Densité de discontinuités moyenne
ID ₄	6 – 20 cm	Densité de discontinuités forte
ID ₅	< 6 cm	Densité de discontinuités très forte

3.6.1.7. Bloc diagramme

Dans tout massif rocheux on peut décrire l'ensemble des familles comme un réseau à trois dimensions. D'où le concept du bloc diagramme, La forme de ce parallélépipède peut être cubique, orthorhombique ou rhomboédrique ; les autres formes sont peu significatives. La comparaison de sa taille avec l'échelle du problème d'ingénieur est essentielle. La distribution des tailles des blocs, ou blocométrie pourrait jouer en mécanique des roches un rôle analogue à celui de la granulométrie en mécanique des sols, la différence majeure tient à l'imbrication des blocs, à la manière des éléments qui confère au massif l'équivalent d'une cohésion.

3.6.2. Formules numériques de calculs

Avec ces variations à traiter : familles principales, espacement, fréquence, densité et surface spécifique de fracturation, comme il y a déjà appliqué aux mesures une série de levé statistique ou d'échantillonnages. Toutes ces séries d'analyses sont regroupées dans la méthode à la ficelle ou méthode géologique de (M. Ruhland, 1973) ; une ficelle en pratique est un décimètre en ruban est tendue horizontalement le long de l'affleurement ou le long de chaque gradin. Soit (L) la longueur de la ficelle de long d'une ligne de mesure, N est le nombre de fractures, et (N-1) est le nombre d'intervalles.

$$\text{L'espacement : } ES_{moyen} = \frac{L}{N-1}, (m) \quad (01)$$

$$\text{L'espacement vrais moyen : } ES_{vrai\ moyen} = ES_{moyen} \times \cos \alpha \quad (02)$$

$$\text{La fréquence } f \text{ pour chaque ligne de mesure : } f = \frac{1}{ES_{vrai.moyen}}, (fr / m) \quad (03)$$

$$\text{La surface spécifique : } Sf = \sum_{i=1}^n f_n = f_1 + f_2 + \dots + f_n, (m^2 / m^3) \quad (04)$$

$$\text{La densité de fracturation: } Df = \frac{ID_1 + ID_2 + \dots + ID_n}{L}, (m) \quad (05)$$

3.7. Classification du massif

3.7.1. Rock Quality Designation, (Deer. D, 1967)

Le Rock Quality Designation index (RQD) a été développé par (Deer. D, 1967) dans le but d'obtenir une estimation quantitative de la qualité du massif rocheux à partir de carottes de forage. Le RQD est défini comme le pourcentage des parties intactes de plus de 100 mm de longueur par rapport à la longueur totale des carottes extraites du forage. Les diamètres des carottes doivent être de 54,7 mm. (Palmström. A, 1982) a suggéré que lorsque les carottes ne sont pas disponibles mais les discontinuités sont visibles à la surface d'exposition des gradins, le RQD peut être estimé à partir du nombre de discontinuités par unité de volume. La relation suggérée pour des masses rocheuses contenant de l'argile libre est :

$$\text{RQD} = 115 - 3,3 J_v \quad (06)$$

Où J_v est le nombre de joints de fissures par m^3 . Si J_v est inférieur à 4,5 on utilise $\text{RQD}=100\%$. Dans ce cas les fissures induites par le tir ne sont pas comptabilisées. Le RQD est supposé représenter la qualité de la masse rocheuse in-situ, (Tableau 23).

Tableau23: Classification RQD du massif rocheux, (Deer. D, 1967)

Classes	RQD %	Qualité du massif rocheux
RQD ₁	90 – 100 %	Excellente
RQD ₂	75 – 90 %	Bonne
RQD ₃	50 – 75 %	Moyenne
RQD ₄	25 – 50 %	Mauvaise
RQD ₅	0 – 25 %	Très mauvaise

3.7.2. Classification Géomécanique, (Bieniawski. T, 1989)

Cette classification, (T. Bieniawski, 1989) est pratiquement la plus utilisée, six paramètres caractérisant les roches et les massifs rocheux sont pris en compte pour exprimer le RMR. Les six paramètres suivants sont utilisés pour la classification de la masse rocheuse en utilisant le système RMR.

1. la résistance de la roche.**2.** La qualité de la roche avec le RQD.**3.** L'espacement des discontinuités.**4.** L'état des discontinuités.**5.** Les conditions hydrogéologiques.**6.** L'orientation des discontinuités.

En appliquant ce système de classification, le massif est divisé en un certain nombre de régions structurelles et chaque région est classée d'une manière séparée. Le système Rock Mass Rating est présenté dans les tableaux (24, 25, 26, 27, 28, 29, 30,31) suivants donnant

les valeurs numériques pour chacun des six paramètres cités ci-dessus. La somme des valeurs numériques des six paramètres nous donnent la valeur RMR.

3.7.2.1. Paramètres de Bieniawski. T, 1989

• Résistance à la compression simple de la roche (Co) : JA₁

Tableau 24: Classes des résistances à la compression de la roche

C₀ (MPa)	Rating
> 250	15
100 – 250	12
50 – 100	7
25 – 50	4
5 - 25	2
1 – 5	1
< 1	0

• Qualité du massif rocheux (RQD) : JA₂

Tableau 25: Classes de qualité de massif rocheux RQD

RQD (%)	Rating
90 – 100 %	20
75 – 90 %	17
50 – 75 %	13
25 – 50 %	8
< 25 %	3

• Espacement des discontinuités : JA₃

Tableau 26: Classes d'espacement des discontinuités

ES (m)	Rating
> 2	20
0,6 – 2	15
0,2 – 0,6	10
0,06 – 0,2	8
< 0,06	5

• Conditions des discontinuités : JA₄

Tableau 27: Classes des conditions des discontinuités

Conditions	Rating
Discontinuités très rugueuses, non séparées, faces dures	30
Discontinuités faiblement rugueuses avec séparation < 1 mm, faces dures	25
Discontinuités faiblement rugueuses avec séparation < 1 mm, faces souples	20
Discontinuités lisses ou remplissage de joints 1-5 mm, joints ouverts 1-5mm et continus	10
Remplissage de faible résistance de joints > 5 mm ou joints ouverts > 5mm et continus	0

• Venues d'eaux : JA₅

Tableau 28: Classes des venues d'eau souterraines

Q (h/min)	Press /sigma V _{max}	Conditions générales	Rating
0	0,00	sec	15
< 10	0,10	Eaux interstitielles	10
10-25	0,10-0,20	Mouillé	7
25-125	0,20-0,50	Eaux à pression basse	4
> 125	> 0,50	Problèmes dus aux venues	0

• Disposition des discontinuités par apport à la direction du cavage : JA₆

Tableau 29: Classes des dispositions des discontinuités

Disposition	Rating pentes	Rating fondations	Rating tunnels
Très favorable	0	0	0
Favorable	- 5	- 2	- 2
Discrète	- 25	- 7	- 5
Défavorable	- 50	- 15	- 10
Très défavorable	- 60	- 25	- 12

Tableau 30 : Evaluation de l'orientation

Pendage 0 - 30°	Pendage 30 - 60°	Pendage 60 - 90°
Très favorable	favorable	Discrète

Si on appelle : J_{A1} : Estimation de la résistance à la compression, J_{A2} : Estimation de la qualité du massif, J_{A3} : Estimation de l'espacement des discontinuités, J_{A4} : Estimation des conditions des discontinuités, J_{A5} : Estimation des venues d'eaux, J_{A6} : Estimation de disposition des discontinuités.

$$\text{RMR} = \text{J}_{A1} + \text{J}_{A2} + \text{J}_{A3} + \text{J}_{A4} + \text{J}_{A5} + \text{J}_{A6} \quad (07)$$

Tableau 31: Classes des roches déterminées à partir d'estimation totale, (Bieniawski.T, 1989)

Rating	81-100	80-61	60-41	40-21	< 21
classes	I	II	III	IV	V
Description	Très bonne	Bonne	Moyenne	Médiocre	Mauvaise

4. Synthèse

Le massif rocheux étudié est situé dans la région d'Héliopolis-Guelma, sur le plan géologique, il est situé à douar Bouzitoune qui fait partie des séries néritiques constantinoises. Il est composé de quatre gradins d'exploitation ou la masse rocheuse à abattre est presque sans exception le calcaire avec intercalation des argiles et des dolomies.

L'objectif de la caractérisation du massif est la description structurale et géométrique des discontinuités. Du point de vue morphologique, ces discontinuités sont des fractures et des fissures d'extension grande, moyenne et petite appartiennent à la classe du style tabulaire.

Au stade de la récolte des informations nécessaires, l'analyse structurale doit s'appliquer à enregistrer l'orientation des discontinuités structurales par rapport au système de référence géographique. L'orientation est définie par les mesures des azimuts et les pendages.

La méthode de caractérisation du massif s'effectue par ligne systématique d'échantillonnage ou scan line proposée par ISRM, 1997 pour déterminer les familles principales des discontinuités à l'aide de la technique de la projection stéréographique et évaluer les paramètres géométriques des discontinuités ; l'espacement, la fréquence, la surface spécifique et les blocs diagrammes.

La caractérisation des discontinuités à une application sur le choix d'un système de classification du massif rocheux. Une importance particulière est donnée aux systèmes de la qualité de la roche désignée (RQD), (Deer. D, 1967) et la classification Géomécanique, ou le rock mass rating (RMR), (Bieniawski.T, 1989).

Les matériels utilisés se composaient d'un scan line de 20 m, un marqueur, une boussole et un clinomètre, un carnet de terrain, des fiches types de prélèvements et un décamètre. Les données de mesures des discontinuités ont été introduites dans des logiciels de traitement numériques par ordinateur, Stéreonet, 2015.

CHAPITRE 3

RESULTATS ET DISCUSSION

CHAPITRE 3 : RESULTATS ET DISCUSSION

1. Résultats

Le présent chapitre aborde avec détails les résultats de la génération et la validation du modèle de système de fractures du massif rocheux étudié sur la base des données de terrain. Les principes de base de la validation du modèle de système de fractures et les étapes successives pour le traitement de la base des données de discontinuités sont: tout d'abord la représentation des orientations des discontinuités et le classement en familles directionnelles principales, puis la visualisation tridimensionnelle, l'analyse de la densité de fracturation et enfin la caractérisation de la blocométrie en place.

Des méthodes de projection vont permettre de synthétiser et représenter les orientations des discontinuités dans l'espace. Les représentations classiques, sont les projections dans un cercle équatorial selon les méthodes de Wulff ou de Schmidt. Pour ces méthodes stéréographiques, on s'intéresse au vecteur normal au plan de discontinuité (qui contient à la fois l'information de pendage et l'information d'azimut). Ce vecteur intersecté la sphère de travail (sphère de référence), en un point appelé pôle. Les méthodes de Schmidt et de Wulff sont deux moyens possibles de projection de ce pôle dans le plan équatorial de la sphère.

La projection de Wulff conserve les angles, et permet ainsi d'étudier les relations entre les positions dans l'espace des différentes familles de discontinuités. La seconde conserve les surfaces, et permet d'évaluer la densité des discontinuités en fonction de leur répartition.

Ces projections stéréographiques permettent ainsi de distinguer des familles directionnelles dans la base de données. Certaines familles pouvaient déjà être présentes sur le terrain, ou peuvent être devinées sur les projections stéréographiques. Cette approche intuitive n'est cependant pas très rigoureuse ; on la complète par l'analyse statistique des données d'orientation des familles de discontinuités. Le logiciel Stéonet, effectue ainsi une classification automatique de la base de données, en proposant des regroupements en familles directionnelles suivant les vecteurs normaux les plus proches. Nous pouvons sélectionner un nombre de familles satisfaisant d'un point de vue statistique, et cohérent avec notre intuition du massif rocheux. Nous avons ainsi retenu trois familles.

1.1. Le gradin 1

1.1.1. Présentation des familles des discontinuités

La projection stéréographique de 200 discontinuités (voir annexe 01 : fiche type de prélèvement des discontinuités du gradin 1) sur Canevas de Lambert Schmidt, les principales

familles sont indiquées sur la (fig.48): contours stéréogramme de fractures, rose diagramme des azimuts, à l'aide de logiciel de projection stéréographique, 2015.

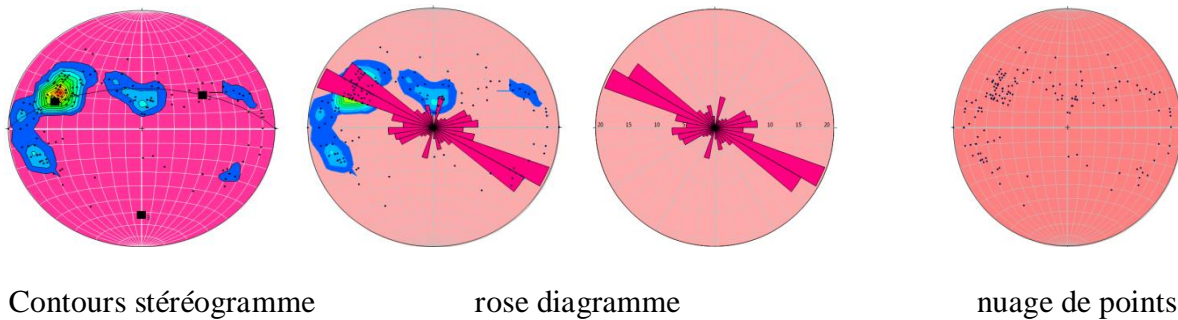


Figure 48 : Contours stéréogramme, rose diagramme des discontinuités du gradin1, Données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.1.2. Stéréogramme de densité

Le stéréogramme de densité de discontinuités du massif rocheux du gradin 1, présente le plus souvent sous la forme d'un nuage de points dans des zones où les points sont plus ou moins espacés. Les variations de traces de discontinuités étudiées, correspondent à une dispersion de type uni modale. Ce qui revient de dire que les discontinuités du gradin 1 se répartissent également autour d'une orientation préférentielle. Le stéréogramme met en évidence la distribution de trois familles de discontinuités principales qui se répartissent en trois maxima de fréquence séparés les uns des autres mais alignées sur un grand cercle de stéréogramme, autour de l'axe de son orientation définie par les coordonnées géométriques dans l'espace : le pendage et l'azimut. La famille primaire dominante qui représente la forte densité de nuage de points de discontinuités sous forme des contours stéréogramme, qui se répartissent dans la partie N-O du canevas stéréographique. Une famille secondaire prédominante se localise sur l'axe N du stéréogramme et une famille tertiaire in dominante, qui se présente dans le stéréogramme sous forme de nuage de points dispersés aléatoirement dans la partie N-E.

1.1.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités

La classification des discontinuités en familles, permet de déterminer leur ordre d'importance selon le pourcentage des discontinuités, représenté par les valeurs des courbes d'isodensités en projection stéréographique. Les positions d'orientation et les pourcentages de répartition de chaque famille sont présentés comme suit :

- La famille primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N110°, de pendage 32°, effectif total 110, pourcentage des courbes, 18% et nombre de lignes de mesure 16.

- La famille secondaire prédominante à position d'orientation horizontale de direction N70°, de pendage 16°, effectif total 52, nombre de lignes de mesure 16 et pourcentage des courbes, 6%.

- La famille tertiaire in dominante à position d'orientation verticale de direction N160°, de pendage 61°, effectif total 38, nombre de lignes de mesure 09 et pourcentage des courbes, 5%.

Les positions de l'orientation de chaque famille de discontinuités sont montrées sur les blocs diagrammes, (fig.49) et l'histogramme, (fig.50) suivants :

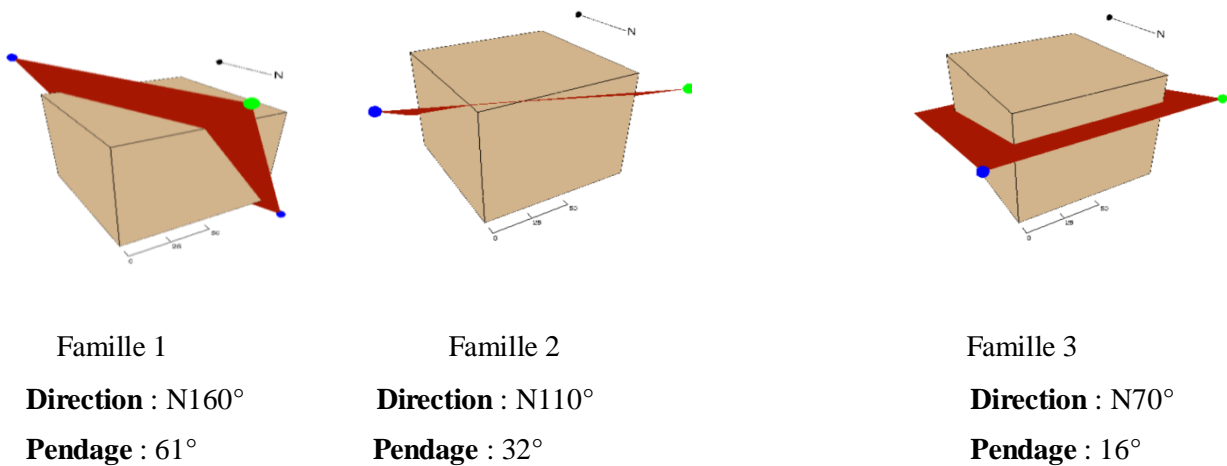


Figure 49 : Blocs diagrammes d'orientations des familles de gradin 1, données sortie du Logiciel Stéreonet, 2015

Valeurs des courbes : 18%,5%,6%, l'ensemble des courbes localise donc la fréquence la plus forte, le mode dans l'attitude des discontinuités, l'histogramme d'orientation à caractérisé une fréquence de 18% pour la famille 1, 5 % pour la famille 2 et 6 % pour la famille 3.

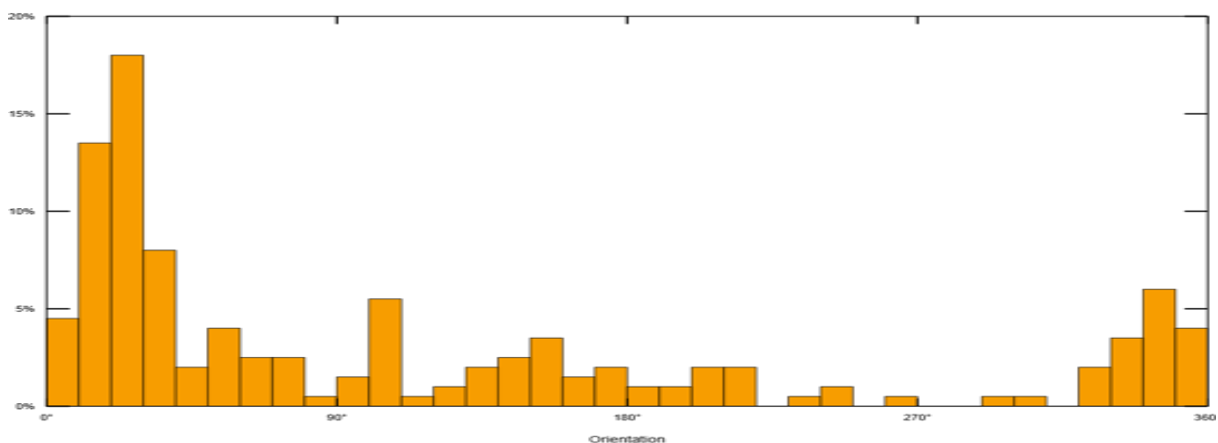


Figure 50 : Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 1, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.1.4. Caractères géométriques

Les résultats de calculs des paramètres géométriques des discontinuités en utilisant les formules citées dans le chapitre 2 (voir annexe 05), et les règles de classification AFTES, 2001, sont présentées comme suit :

•**La famille 1**, l'espacement est de l'ordre de 0.1617m, [16.17 cm], fait appartenir à la classe [6-20cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espacement rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1888 m, [18.88cm], se situe dans l'intervalle [6-20cm], densité de fracturation forte. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.3573 fr / m. la surface spécifique des discontinuités est de l'ordre de 3.2157 m²/ m³.

•**La famille 2**, l'espacement est de l'ordre 0.1612 m, [16.12 cm], classe [6-20cm], discontinuités rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.3093 m [30.93cm], fait appartenir à la classe [20-60 cm], discontinuités moyenne. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.3877fr / m. La surface spécifique des discontinuités est de l'ordre de 6.2032 m²/m³.

•**La famille 3**, l'espacement entre les discontinuités est de l'ordre de 0.3804m, [38.04cm], en terme descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1031m, [10.31cm], densité forte en termes de description. La fréquence est de l'ordre de 0.1643 fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 2.6289 m²/m³.La caractérisation géométrique du gradin 1 est résumée sur le tableau (32) suivant :

Tableau 32 : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 1

Familles de fractures	nombres	Valeurs max(%)	Lignes de mesures (n)	Directions (°)	Pendages (°)	Espacements (m)	Fréquences (fr / m)	Surface spécifiques (m ² /m ³)	Densité de fracturation (m)
Famille1	38	05.00	09	N 160	60.97	0.3109	0.3573	3.2157	0.1888
Famille 2	110	18.00	16	N 110	31.69	0.1612	0.3877	6.2032	0.3093
Famille 3	52	06.00	16	N 70	15.59	0.3804	0.1643	2.6289	0.1031

1.1.5. Choix d'un système de classification RQD : (voir annexe 06)

Selon les calculs par les formules citées dans le chapitre 2 ;

•**Le RQD** de la famille 1 est de l'ordre de 75.40 % fait appartenir à la classe [75-90], le massif est de qualité bonne.

•**Le RQD** de la famille 2 est de l'ordre de 56.49 % fait appartenir à la classe [50-75], le massif

est de qualité moyenne.

- Le **RQD** de la famille 3 est de l'ordre de 49.73 % fait appartenir a la classe [25-50], le massif est de qualité mauvaise.

- Le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.74 % fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification RQD sont illustrés dans le tableau (33) suivant :

Tableau 33 : Classification RQD du gradin 1

	RQD %	Classes	Qualité du massif
Famille 1	75,40	75-90	Bonne
Famille 2	56,49	50-75	Moyenne
Famille 3	49,73	25-50	Mauvaise
RQD moyenne	60.74	50-75	Moyenne

1.1.6. Choix d'un système de classification RMR : (voir annexe 07)

- Le **RMR** de la famille 1 est de l'ordre de 49.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

- Le **RMR** de la famille 2 est de l'ordre de 58.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

- Le **RMR** de la famille 3 est de l'ordre de 50.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

- Le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 49.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification RMR sont illustrés dans le tableau (34) suivant :

Tableau 34 : Classification RMR du gradin 1

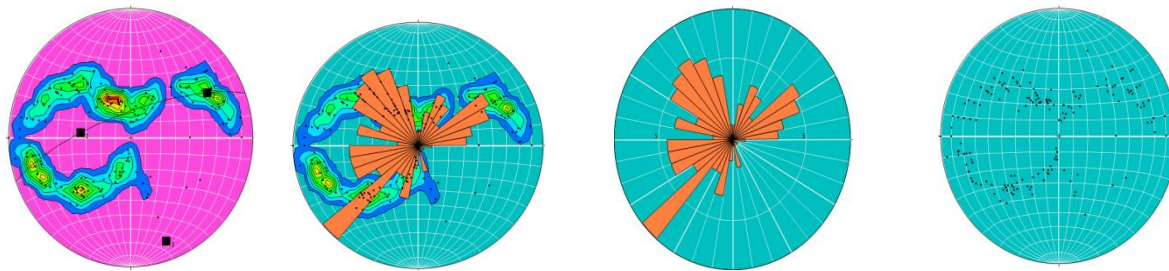
	RMR	Classes	Qualité du massif
Famille 1	49.00	41-60	Moyenne
Famille 2	58.00	41-60	Moyenne
Famille 3	50.00	41-60	Moyenne
RMR moyenne	49.00	41-60	Moyenne

1.2. Le gradin 2

1.2.1. Présentation des familles des discontinuités

La projection stéréographique de 228 discontinuités (voir annexe 02 : fiche type de prélèvement des discontinuités du gradin 2), sur Canevas de Lambert Schmidt, les principales familles sont indiquées sur la (fig.51) : contours stéréogramme de fractures, rose diagramme

des azimuts, a l'aide de logiciel de projection stéréographique, 2015.



Contours stéréogramme

rose diagramme

nuages de points

Figure 51 : Contours stéréogramme, rose diagramme des discontinuités du gradin 2, données sortie du logiciel Stéoneet, 2015

1.2.2. Stéréogramme de densité

Le stéréogramme de densité de discontinuités du massif rocheux du gradin 2, présente le plus souvent sous la forme d'un nuage de points dans des zones où les points sont plus ou moins rapprochés. Les variations de traces de discontinuités étudiées correspondent à une dispersion de type tri modale, ici, les attitudes des discontinuités se répartissent en trois maxima de fréquence, séparés les uns des autres mais alignés sur un grand cercle du stéréogramme ; le grand cercle du stéréogramme passant par ces maxima définit un axe régissant les attitudes des discontinuités. Le stéréogramme a mis en évidence la distribution de trois familles de discontinuités principales; deux familles dans la demi sphère supérieure et une famille dans la demi sphère inférieure. Les familles sont définies par les coordonnées géométriques dans l'espace ; le pendage et la direction, ou les deux premières familles sont dispersées dans la direction E-N-S, la troisième famille est dispersée dans la direction W-S.

1.2.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités

La classification des discontinuités en familles, permet de déterminer leur ordre d'importance selon le pourcentage des discontinuités, représenté par les valeurs des courbes d'isodensités en projection stéréographique. Les positions d'orientation et les pourcentages de répartition de chaque famille sont présentés comme suit :

- La famille primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N60°, pendage 34°, effectif total 101, nombre de lignes de mesure 19 et pourcentage des courbes 15%.
- La famille secondaire prédominante à position d'orientation verticale de direction N150°, pendage 64°, effectif total 84, nombre de lignes de mesure 19 et pourcentage des courbes 14%.

•La famille tertiaire in dominante à position horizontale de direction N70°, pendage 17°, effectif total 43, nombre de lignes de mesure 17 et pourcentage des courbes 11%.

Les positions de l'orientation de chaque famille de discontinuités sont montrées sur les blocs diagrammes, (fig.52) et l'histogramme, (fig.53) suivants :

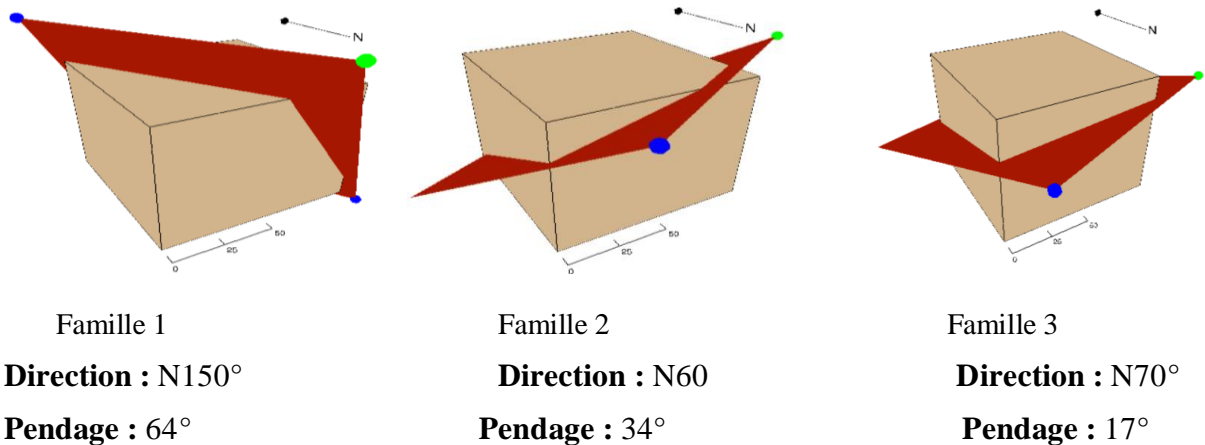


Figure 52 : Blocs diagrammes d'orientations des familles de gradin 2, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

Valeurs des courbes : 15%,14%,11%, l'ensemble des courbes localise la fréquence la plus forte, le mode dans l'attitude des discontinuités, l'histogramme d'orientation à caractérisé une fréquence de 15 % pour la famille 1, 14 % pour la famille 2, 11 % pour la famille 3.

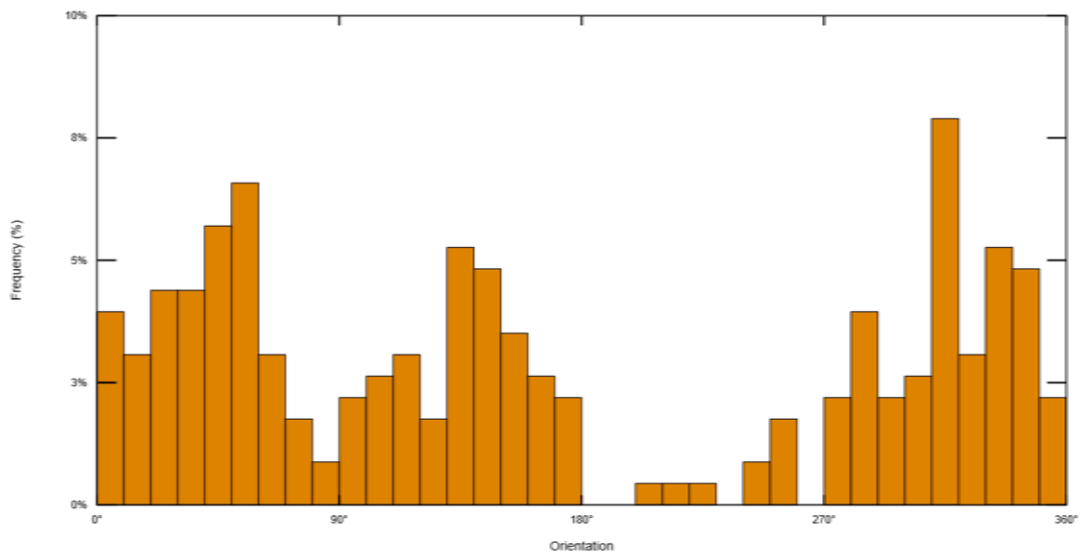


Figure 53 : Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 2, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.2.4. Caractères géométriques

Les résultats de calculs des paramètres géométriques des discontinuités en utilisant les formules citées dans le chapitre 2, (voir annexe 08), et les règles de classification AFTES, 2001, sont présentées comme suit :

• **La famille 1**, l'espacement est de l'ordre de 0.1309 m, [13.09 cm], fait appartenir à la classe [6-20cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espacement rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1710 m, [17.10 cm], se situe dans l'intervalle [6-20 cm], densité de fracturation forte. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.4020 Fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 7.6388 m²/m³.

• **La famille 2**, l'espacement est de l'ordre 0.1722 m, [17,22 cm], classe [6-20 cm], discontinuités rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0,2078 m [20.78 cm], fait appartenir à la classe [20-60 cm], discontinuités moyenne. La fréquence est de l'ordre de 0.3055 fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 5,8057 m²/m³.

• **La famille 3**, l'espacement entre les discontinuités est de l'ordre de 0.4595 m, [45.95 cm], en termes descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0,1031m, [10.31cm], densité forte en termes de description. La fréquence est de l'ordre de 0.1279 fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 2.1957 m²/m³.

La caractérisation globale du gradin 2 est résumée sur le tableau (35) suivant :

Tableau 35 : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 2

familles de fractures	nombres	Valeurs max(%)	Lignes de mesures (n)	Directions (°)	Pendages (°)	Espacements (m)	Fréquences (fr / m)	Surface spécifiques (m ² /m ³)	Densité de fracturation (m)
Famille 1	84	14.00	19	N150	63.42	0.1309	0.4020	7.6388	0.1710
Famille 2	101	15.00	19	N60	33.94	0.1722	0.3055	5.8057	0.2078
Famille 3	43	11.00	17	N70	16.86	0.4595	0.1279	2.1759	0.0529

1.2.5. Choix d'un système de classification RQD : (voir annexe 09)

Selon les calculs par les formules citées dans le chapitre 2 :

• **Le RQD** de la famille 1 est de l'ordre de 78,70 %, fait appartenir à la classe [75-90], le massif est de qualité bonne.

• **Le RQD** de la famille 2 est de l'ordre de 57,25 %, fait appartenir à la classe [50-75], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RQD** de la famille 3 est de l'ordre de 49,00 %, fait appartenir à la classe [25-50], le massif est de qualité mauvaise.

•Le **RQD** moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.00 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification **RQD** sont illustrés dans le tableau (36) suivant :

Tableau 36 : Classification **RQD** du gradin 2

	RQD %	Classes	Qualité du massif
Famille 1	78.70	75-90	Bonne
Famille 2	57.25	50-75	Moyenne
Famille 3	49.00	25-50	Mauvaise
RQD moyenne	60.00	50-75	Moyenne

1.2.6. Choix d'un système de classification **RMR** : (voir annexe 10)

•Le **RMR** de la famille 1 est de l'ordre de 47.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RMR** de la famille 2 est de l'ordre de 58.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RMR** de la famille 3 est de l'ordre de 50.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RMR** moyenne des trois familles est de l'ordre de 51.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification **RMR** sont illustrés dans le tableau (37) suivant :

Tableau 37 : Classification **RMR** du gradin 2

	RMR	Classes	Qualité du massif
Famille 1	47.00	41-60	Moyenne
Famille 2	58.00	41-60	Moyenne
Famille 3	50.00	41-60	Moyenne
RMR moyenne	51.00	41-60	Moyenne

1.3. Le Gradin 3

1.3.1. Présentation des familles des discontinuités

La projection stéréographique de 187 discontinuités naturelles (voir annexe 03 : fiche type de prélèvement des discontinuités du gradin 3), sur canevas de Lambert Schmidt, les principales familles sont indiquées sur la (fig.54) : contours stéréogramme de fractures, rose diagramme des azimuts, à l'aide de logiciel de la projection stéréographique, 2015.

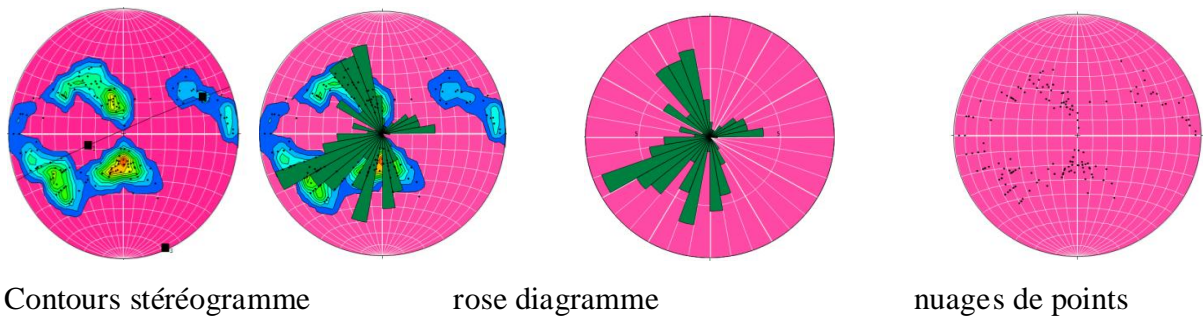


Figure 54 : Contours stéréogrammes, rose diagramme des discontinuités du gradin 3, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.3.2. Stéréogramme de densité

Le stéréogramme de densité de discontinuités du massif rocheux du gradin 3, présente le plus souvent sous la forme d'un nuage de points dans des zones où les points sont plus ou moins rapprochés. Les variations de traces de discontinuités étudiées, correspondent à une dispersion de type tri modale, ici, les attitudes des discontinuités se répartissent en quatre maxima de fréquence séparés les uns des autres mais alignés sur un grand cercle du stéréogramme. Le grand cercle du stéréogramme passant par ces maxima définit un axe régissant les attitudes des discontinuités. Le stéréogramme met en évidence la distribution de trois familles de discontinuités principales, qui se répartissent en quatre maxima de fréquence, une famille dans la demi sphère supérieure, et deux familles dans la demi sphère inférieure, définie par les coordonnées géométriques dans l'espace, le pendage et la direction, où les deux premières familles sont dispersées dans la direction W-S du stéréogramme, la troisième famille est dispersée dans la partie supérieure du stéréogramme dans la direction E-N-W.

1.3.3. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités

La classification des discontinuités en familles, permet de déterminer leur ordre d'importance selon le pourcentage des discontinuités, représentée par des courbes d'isodensités en projection stéréographique. Les positions d'orientation et les pourcentages de répartition de chaque famille sont présentés comme suit :

- **La famille** primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N160°, pendage 50°, effectif total 89, nombre de lignes de mesure 15 et pourcentage des courbes 7%.
- **La famille** secondaire prédominante à position d'orientation inclinée de direction N60°, pendage 41°, effectif total 76, nombre de lignes de mesure 13 et pourcentage des courbes 7%.

•La famille tertiaire in dominante à position horizontale N80°, pendage 12° et pourcentage des courbes 4%. Les positions de l'orientation de chaque famille de discontinuités sont montrées sur les blocs diagrammes, (fig.55) et l'histogramme, (fig.56) suivants :

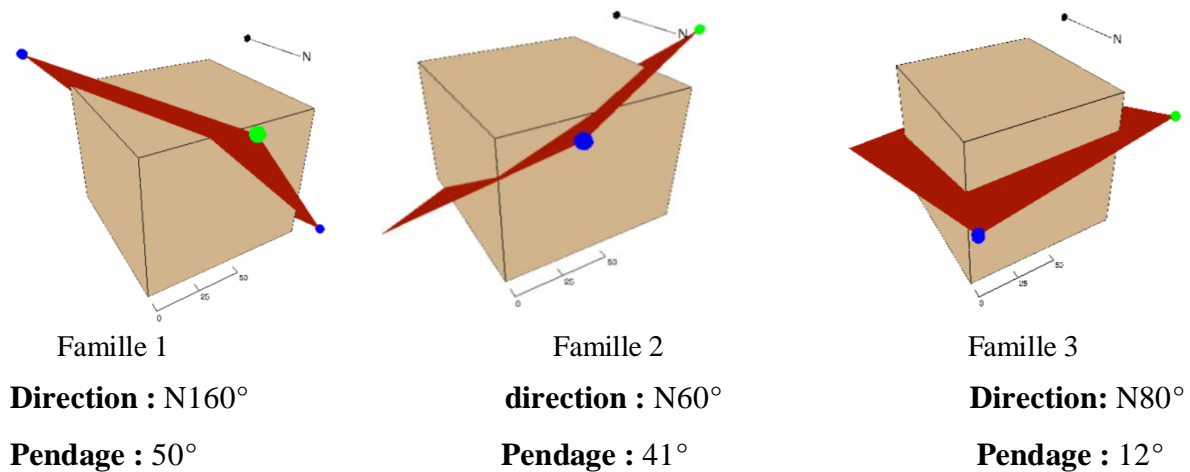


Figure 55 : Blocs diagrammes d'orientations des familles de gradin 3, sortie du logiciel Stéreonet, 2015

Valeurs des courbes : 7%,7%,4%, l'ensemble des courbes localise donc la fréquence la plus forte, le mode dans l'attitude des discontinuités, l'histogramme d'orientation à caractérisé une fréquence de 7 % pour la famille 1,7 % pour la famille 2, 4 % pour la famille 3.

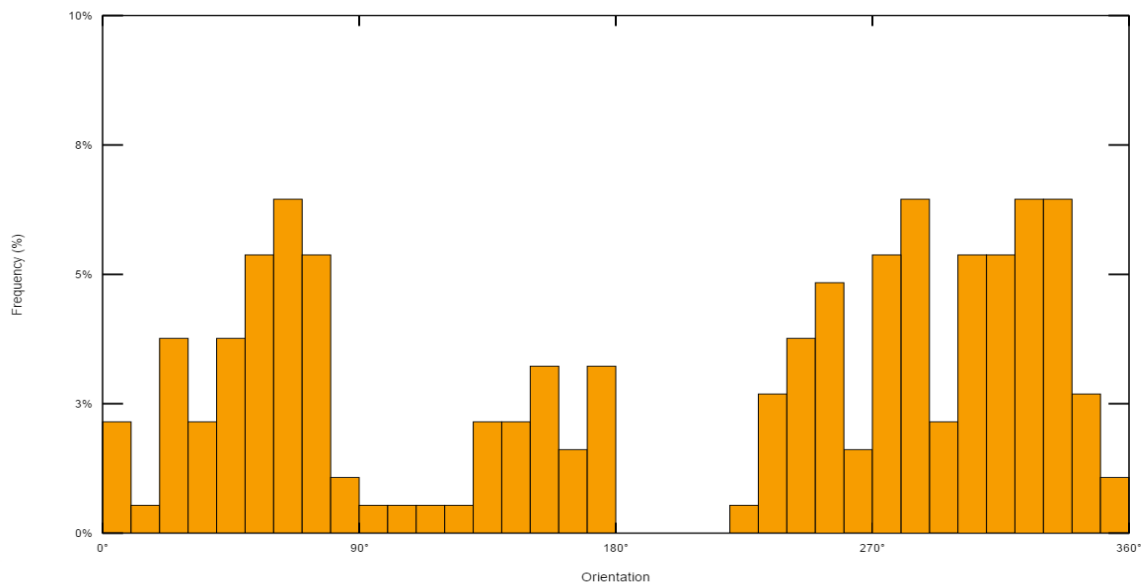


Figure 56 : Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 3, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.3.4. Caractères géométriques

Les résultats de calculs des paramètres géométriques des discontinuités en utilisant les

formules citées dans le chapitre 2, (voir annexe 11), et les règles de classification AFTES, 2001, sont présentées comme suit :

- **La famille 1**, l'espacement est de l'ordre de 0.1532 m, [15.32 cm], fait appartenir à la classe ES₂ [6-20cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espacement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.2466m, [24.66 cm], se situe dans l'intervalle ID₃ [20 -60 cm], densité de fracturation moyenne. La fréquence des fractures est de l'ordre de 0.4349 Fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 6.5245 m²/m³.

- **La famille 2**, l'espacement est de l'ordre 0.2666 m, [26.66 cm], classe ES₃ [20-60 cm], discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.3884 m [21.92cm], fait appartenir à la classe ID₃ [20-60 cm], densité de discontinuités moyenne, la fréquence des fractures est de l'ordre de 0.3801 fr / m, la surface spécifique est de l'ordre de 4.9420 m² / m³.

- **La famille 3**, l'espacement entre les discontinuités est de l'ordre de grandeur de 0.9523 m, [95.25 cm], classe ES₂ [60 -200 cm], en terme descriptive, se sont des discontinuités espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de grandeur 0.0444 m, [04.44 cm], classe ID₅ [< 6 cm], densité forte en termes de description, la fréquence des fractures est de l'ordre de 0.1191fr / m, la surface spécifique est de l'ordre de 1.0719 m² / m³.

La caractérisation géométrique du gradin 3 est résumée sur le tableau (38) suivant :

Tableau 38 : Caractérisation géométrique des discontinuités du gradin 3

familles de fractures	nombres	Valeurs max(%)	Lignes de mesures (n)	Directions (°)	Pendages (°)	Espacements (m)	Fréquences (fr / m)	Surface spécifiques (m ² /m ³)	Densité de fracturation (m)
Famille 1	89	7.00	15	N160	47.59	0.1532	0.4349	6.5245	0.2466
Famille 2	76	7.00	13	N60	40.64	0.2666	0.3801	4.9420	0.3884
Famille 3	22	4.00	09	N80	11.76	0.9523	0.1191	1.0719	0.0444

1.3.5. Choix d'un système de classification RQD : (voir annexe 12)

Selon les calculs par les formules cités dans le chapitre 2,

- **le RQD** de la famille 1 est de l'ordre de 68.80 %, fait appartenir à la classe [50-75], le massif est de qualité moyenne.

- **le RQD** de la famille 2 est de l'ordre de 62.20 %, fait appartenir à la classe [50-75], le massif est de qualité moyenne.

•le **RQD** de la famille 3 est de l'ordre de 47.27 %, fait appartenir à la classe [25-50], le massif est de qualité mauvaise.

•le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 59.42 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification RQD sont illustrés dans le tableau (39) suivant :

Tableau 39 : Classification RQD du gradin 3

	RQD %	Classes	Qualité du massif
Famille 1	68.80	50 -75	moyenne
Famille 2	62.20	50-75	Moyenne
Famille 3	47.27	25-50	Mauvaise
RQD moyenne	59.42	50-75	Moyenne

1.3.6. Choix d'un système de classification RMR : (voir annexe 13)

•Le **RMR** de la famille 1 est de l'ordre de 43.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RMR** de la famille 2 est de l'ordre de 60.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le **RMR** de la famille 3 est de l'ordre de 55.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.

•Le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.00, fait appartenir à la classe [61-80], la qualité globale du massif est bonne.

Les résultats de la classification RMR sont illustrés dans le tableau (40) suivant :

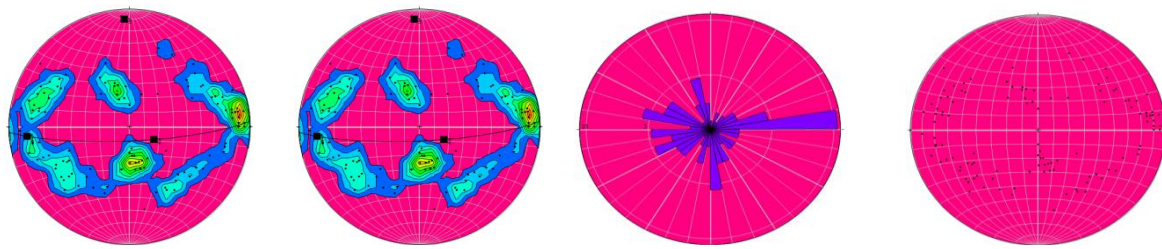
Tableau 40 : Classification RMR du gradin 3

	RMR	Classes	Qualité du massif
Famille 1	43.00	41-60	moyenne
Famille 2	60.00	41-60	moyenne
Famille 3	55.00	41-60	moyenne
RMR moyenne	60.00	41-60	moyenne

1.4. Le gradin 4

1.4.1. Présentation des familles des discontinuités

La projection stéréographique de 128 discontinuités naturelles (voir annexe 04 : fiche type de prélèvement des discontinuités du gradin 4), sur canevas de Lambert Schmidt, les principales familles sont indiquées sur la (fig.57) : contours stéréogramme de fractures, rose diagramme des azimuts, à l'aide de logiciel de la projection stéréographique, 2015.



Contours stéréogramme

rose diagramme

nuages de points

Figure 57 : Contours stéréogramme, rose diagramme des discontinuités du gradin 4, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.4.2. Stéréogramme de densité

Le stéréogramme de densité de discontinuités du massif rocheux du gradin4, présente le plus souvent, sous la forme d'un nuage de points dans des zones, ou les points sont plus rapprochés. Des variations de traces de discontinuités étudiées, ces traces correspondent à une dispersion de type tri modale, ici, les attitudes des discontinuités se répartissent en six maxima de fréquence séparés les uns des autres, mais alignés sur un grand cercle du stéréogramme. Le grand cercle du stéréogramme, passant par ces maxima définit un axe régissant les attitudes des discontinuités. Le stéréogramme à met en évidence la distribution de trois familles de discontinuités principales, qui se répartissent en six maxima de fréquence, une famille située au centre de la sphère de projection sur l'axe de direction N-S, la seconde famille est située dans la partie N-E-S de la sphère et la dernière famille est distribuée dans la direction N-O-S de la sphère de projection.

1.4.4. Ordre d'importance et position d'orientation des familles de discontinuités

La classification des discontinuités en familles, permet de déterminer leur ordre d'importance selon le pourcentage des discontinuités, représentée par des courbes d'isodensités en projection stéréographique. Les positions d'orientation et les pourcentages de répartition de chaque famille sont présentés comme suit :

- La famille primaire dominante à position d'orientation inclinée, de direction N80°, pendage 41°, effectif total 57, nombre de lignes de mesure 12 et pourcentage des courbes 9%.
- La famille secondaire prédominante à position d'orientation horizontale de direction N110°, pendage 14°, effectif total 38, nombre de lignes de mesure 9 et pourcentage des courbes 5%.
- La famille tertiaire in dominante à position verticale N160°, pendage 66°, effectif total 33, nombre de lignes de mesure 9 et pourcentage des courbes 5%.

Les positions de l'orientation de chaque famille de discontinuités sont montrées sur les blocs

diagrammes, (fig.58) et l'histogramme, (fig.59) suivants

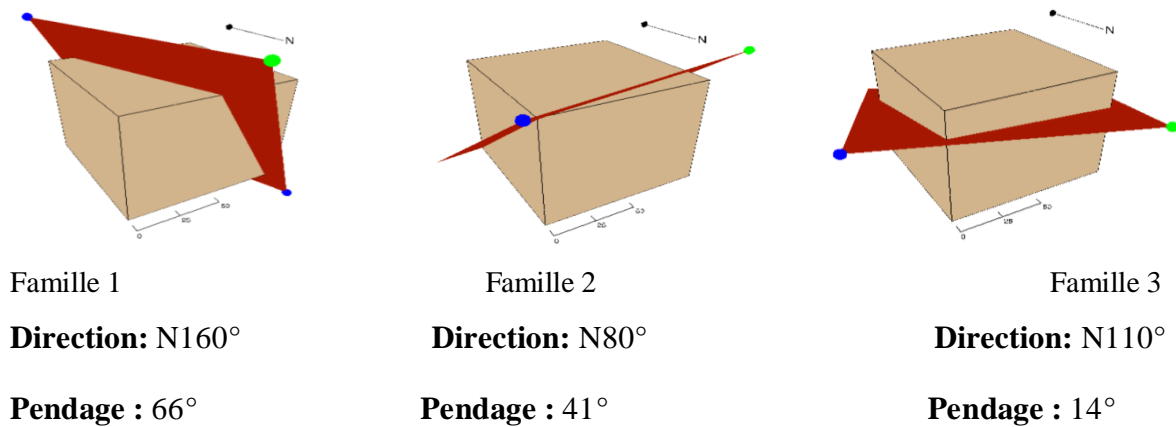


Figure 58 : Blocs diagrammes d'orientations des familles de gradin4, sortie du logiciel Stéreonet, 2015

Valeurs des courbes : 9 %, 5 %, 5 %, l'ensemble des courbes localise donc la fréquence la plus forte, le mode dans l'attitude des discontinuités, l'histogramme d'orientation à caractérisé une fréquence de 9 % pour la famille 1, 5 % pour la famille 2, 5 % pour la famille 3.

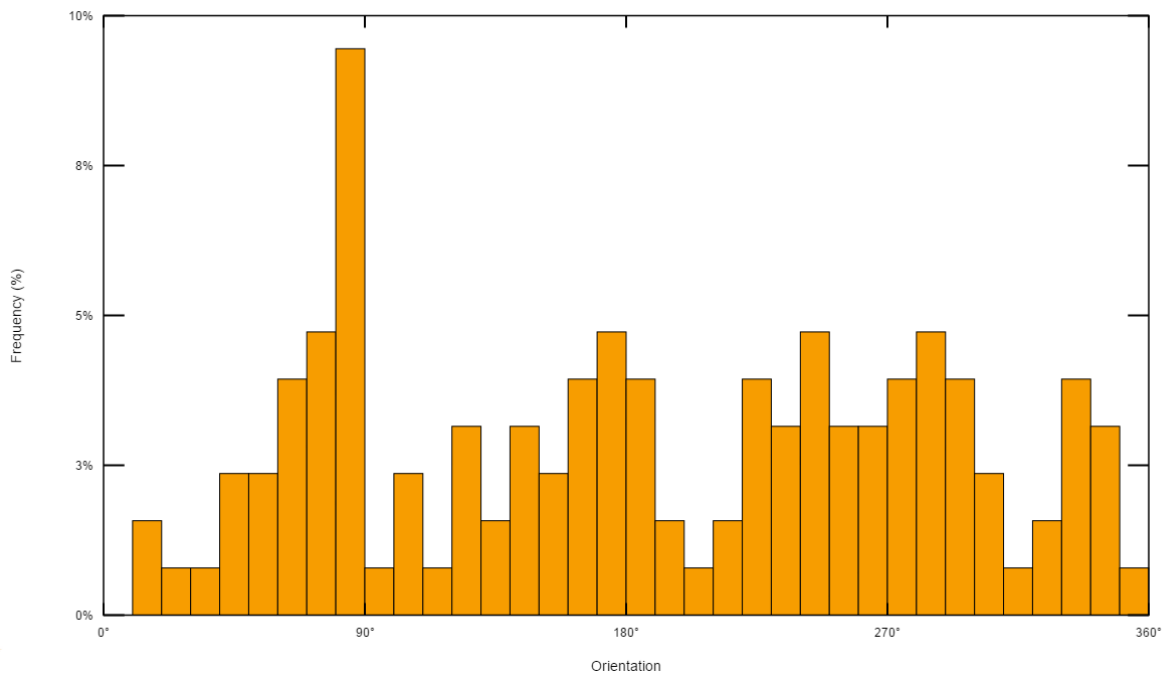


Figure 59 : Histogramme d'orientation des discontinuités du gradin 4, données sortie du logiciel Stéreonet, 2015

1.4.4. Caractères géométriques

Les résultats de calculs des paramètres géométriques des discontinuités en utilisant les formules citées dans le chapitre 2, (voir annexe 14), et les règles de classification AFTES,

2001, sont présentées comme suit :

- **La famille 1**, l'espacement est de l'ordre de 0.2590 m, [25.90 cm], fait appartenir à la classe ES₃ [20 - 60 cm], en termes de description, ces discontinuités sont moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1388 m, [13.88cm], se situe dans l'intervalle ID₄ [6 -20 cm], densité de fracturation forte, la fréquence est de l'ordre de 0.4289 Fr/m, la surface spécifique est de l'ordre de 3.8601m²/m³.

- **La famille 2**, l'espacement est de l'ordre 0.2727m, [27.27cm], classe ES₃ [20 - 60 cm], discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.2375 m [23.75cm], fait appartenir à la classe ID₃ [20-60 cm], densité de discontinuités moyenne, la fréquence est de l'ordre de 0.3055 fr /m, la surface spécifique est de l'ordre de 3.6669 m²/m³.

- **La famille 3**, l'espacement entre les discontinuités est de l'ordre de 0.5245m, [52.45cm], classe ES₃, en termes descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de grandeur 0.1333m, [13.33cm], classe ID₄, densité forte en termes de description, la fréquence est de l'ordre de 0.2118 fr/m, la surface spécifique est de l'ordre de 1.9062 m²/m³.

La caractérisation globale du gradin 4 est résumée sur le tableau (41) suivant :

Tableau 41 : Caractérisation géométriques des discontinuités gradin 4

familles de fractures	nombre	Valeurs max(%)	Lignes de mesures (n)	Directions (°)	Pendages (°)	Espacements (m)	Fréquences (fr / m)	Surface spécifiques (m ² /m ³)	Densité de fracturation (m)
Famille 1	33	5.00	09	N160	65.51	0.2590	0.4289	3.8601	0.1388
Famille 2	57	9.00	12	N80	40.21	0.2727	0.3055	3.6669	0.2375
Famille 3	38	5.00	09	N110	13.94	0.5245	0.2118	1.9062	0.1333

1.4.5. Choix d'un système de classification RQD : (voir annexe 15)

Selon les calculs par les formules cités dans le chapitre 2,

- **Le RQD** de la famille 1 est de l'ordre de 85.30 %, fait appartenir à la classe [75-90], le massif est de qualité bonne.

- **Le RQD** de la famille 2 est de l'ordre de 62.20 %, fait appartenir à la classe [50-75], le massif est de qualité moyenne.

- **Le RQD** de la famille 3 est de l'ordre de 49.00 %, fait appartenir à la classe [25-50], le

massif est de qualité mauvaise.

- Le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 65.50 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification RQD sont illustrés dans le tableau (42) suivant :

Tableau 42 : Classification RQD du gradin 4

	RQD %	Classes	Qualité du massif
Famille 1	85.30	75-90	Bonne
Famille 2	62.20	50-75	Moyenne
Famille 3	49.00	25-50	Mauvaise
RQD moyenne	65.50	50-75	Moyenne

1.4.6. Choix d'un système de classification RMR : (voir annexe 16)

- Le RMR de la famille 1 est de l'ordre de 49.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.
- Le RMR de la famille 2 est de l'ordre de 60.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.
- Le RMR de la famille 3 est de l'ordre de 50.00 fait appartenir à la classe [41-60], le massif est de qualité moyenne.
- Le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 53.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Les résultats de la classification RMR sont illustrés dans le tableau (43) suivant :

Tableau 43 : Classification RMR du gradin 4

	RMR	Classes	Qualité du massif
Famille 1	49.00	41-60	Moyenne
Famille 2	60.00	41-60	Moyenne
Famille 3	50.00	21-40	Médiocre
RMR moyenne	53.00	41-60	Moyenne

2. Discussion

Le travail de validation que nous avons déjà établi montre que les solutions de l'analyse structurale du massif déjà traité sont retrouvées numériquement avec une précision remarquable.

Les résultats montrent également une performance et une fiabilité déterminantes de notre outil numérique tant pour un milieu discontinue, que pour un massif traversé par une ou plusieurs familles de fractures.

Ce travail nous a permis de bien maîtriser le comportement structural et géométrique du massif rocheux de référence, dont la structure géométrique est relativement simple. L'analyse par projection stéréographique que nous avons menée, est d'une grande importance ; elle nous aidera à la compréhension et l'interprétation du comportement structurale et géométrique d'autres massifs dont la géométrie est plus complexe.

La validité de notre outil numérique étant confirmée avec ce cas du massif à plusieurs familles de fractures, nous pourrions appliquer avec toute confiance, notre méthodologie de travail sur des cas de massifs plus complexes.

La méthodologie de travail que nous avons proposée, le développement numérique ainsi que la validation du code de calcul et l'étude de cas que nous avons menés représentent le schéma d'application de la théorie d'estimation des discontinuités par la technique de projection stéréographique. L'aspect général de la méthodologie de travail lui donne la possibilité d'être appliquée sur la majorité des massifs rocheux fracturés.

Une étude de cas réel du massif calcaire de la carrière d'agrégats d'Héliopolis nous a servis comme une application directe de la procédure de caractérisation structurale que nous avons proposée. La projection stéréographique et la représentation des familles de fractures, l'espacement, la fréquence, la surface spécifique, la densité, les blocs diagrammes et le choix d'un système de classification que nous avons montré est un résultat assez important. Il permet d'éviter des calculs lourds et coûteux et d'obtenir la structure du massif d'une façon purement géométrique. Ce résultat cesse d'être vrai si les propriétés mécaniques des fractures ne sont pas homogènes sur tout le massif.

L'analyse des stéréogrammes des discontinuités des quatre gradins du massif étudié, et l'établissement des blocs diagrammes, nous conduisent à évaluer, que la caractérisation structurale du massif rocheux étudié, cadre bien avec ce que nous connaissons de la géologie du massif, ce dernier est découpé par trois familles de discontinuités principales, il s'agit d'une famille primaire dominante à extension moyenne, à position d'orientation inclinée, une famille secondaire prédominante à extension grande, à position d'orientation verticale et une famille tertiaire in dominante à extension petite, à position d'orientation horizontale. L'analyse du réseau de fracturation du massif, permet de caractériser la densité de fracturation moyenne dont les discontinuités du massif pour chaque famille sont espacées, moyennement espacées et très espacées.

La classification des massifs rocheux, la pratique minière à l'état actuel distingue deux

principales méthodes reconnue par leur performance, il s'agit de l'estimation de la masse rocheuse de T. Bieniawski, 1989 (Rock mass rating RMR) et l'indice de la qualité de la roche désigné (Rock Quality désignation, RQD) développé par D. Deer, 1967, le massif rocheux étudié, à les caractéristiques d'être globalement de qualité moyenne, est de catégorie 3 (moyenne) selon la classification de T. Bieniawski,1989, et la classe moyenne (50-70%) selon la classification de D. Deer, 1967.

Ce travail de base va nous servir dans le chapitre 4 comme un outil d'application en conception du plan de tir du massif examiné. Compte tenu du fait que le calcul des paramètres d'un plan de tir nécessite l'influence de la caractérisation structurale et géométrique du massif rocheux.

CHAPITRE 4

APPLICATION EN CONCEPTION DE PLAN DE TIR

CHAPITRE 4 : APPLICATION EN CONCEPTION DE PLAN DE TIR

1. Introduction

L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus simple et la plus répandue dans les carrières de roches massives, elle permet de fragmenter des volumes importants de roche pour la reprise et le traitement des matériaux abattus. Tout en amont, la première étape du processus, l'abattage à l'explosif constitue un élément clé de la chaîne ; c'est le premier élément du processus industriel, et en particulier le premier élément de la chaîne de réduction granulométrique.

L'abattage joue donc un rôle important sur une carrière ; la maîtrise du tir va permettre de garantir la sécurité lors de l'opération, de limiter les coûts engendrés par l'opération elle-même, de réduire les nuisances et satisfaire les contraintes réglementaires et enfin d'obtenir une granulométrie adaptée aux installations de traitement.

La quantification de la transmission de l'énergie d'explosive et l'influence des caractéristiques du massif sur le tir, sont encore du domaine de la recherche scientifique ou l'interaction du massif rocheux est primordiale pour schématiser un massif homogène, ne présente pas des difficultés spéciale pour la fragmentation.

Par contre, il est très difficile d'abattre un massif de nature hétérogène très fracturé, particulièrement, si les discontinuités sont ouvertes, non seulement le rendement du tir sera mauvais, mais les conditions opératoires seront rendues complexes : mauvaise précision de la foration, non stabilité des parois des trous de tir, difficultés de chargement de l'explosif, effets arrières importants, etc.

Il n'est pas possible de faire un inventaire exhaustif de l'influence de chaque élément du massif sur le tir en général, la première sera de résumer dans les tableaux joints les principaux types d'influence en fonction des éléments du massif, et aussi les principales méthodes utilisables pour caractériser l'élément décrit.

2. Influence de la matrice

Globalement les caractéristiques de la roche influent beaucoup sur :

- les performances de la foration ;
- la transmission de l'énergie explosive au massif rocheux et la fragmentation de celui-ci.

Une classification de la facilité d'un massif à être fragmenté par le tir à été proposé par

(Muller. B, 1997) sur la base de la mesure de son impédance (vitesse x densités) et de la taille moyenne des blocs du massif in situ où blocométrie (fig.60), le premier paramètre est fonction de la matrice, le second paramètre est fonction de la densité de discontinuités.

La nature de la matrice peut, dans des cas assez rares, poser des problèmes pour le bon fonctionnement d'un tir. (Tableau 44).

Tableau 44 : La matrice et son influence sur le tir (Mouza. D. J, Hadj Hassen. F, 2002)

Elément	Mesure / Analyse	Influence sur le tir
<p>Nature</p> <ul style="list-style-type: none"> •Texture et composition minéralogique • Micro fracturation • Altération, présence d'hétérogénéités 	<ul style="list-style-type: none"> •Analyse géologique et minéralogique •Ultrasons (indice de continuité) •Diagraphies et méthodes géophysiques 	<ul style="list-style-type: none"> •Choix de la méthode de foration et usure de l'équipement •Transmission de l'énergie explosive •Efficacité de la foration •Fragmentation et micro fragmentation des blocs •Difficultés de foration •Stabilité du trou de tir •Adaptation du plan de tir •Risques de projection, granulométrie inadéquate, etc. •Venues d'eau •Taux d'avancement variables (travaux souterrains)
<p>Propriétés physiques et mécaniques</p> <ul style="list-style-type: none"> •Densité (1.5- 3), porosité (0 - 30 %) •Propriétés sismiques (vitesse des ondes longitudinales et transversales) •Propriétés mécaniques : résistance (traction et compression) module de Young et coefficient de poisson •Propriétés abrasives 	<ul style="list-style-type: none"> •Mesure au laboratoire •mesure au laboratoire ou in situ •Essai mécanique en laboratoire •Laboratoire (indice LCPC) 	<ul style="list-style-type: none"> •Transmission de l'énergie explosive au massif •Présence d'eau, propagation des fissures créées par le tir •Type d'explosifs appropriés (rapport d'impédance) •Propagation des vibrations (atténuation et filtrage fréquentiel) •Facilité de foration et de fragmentation de la roche • Usure des outils de foration

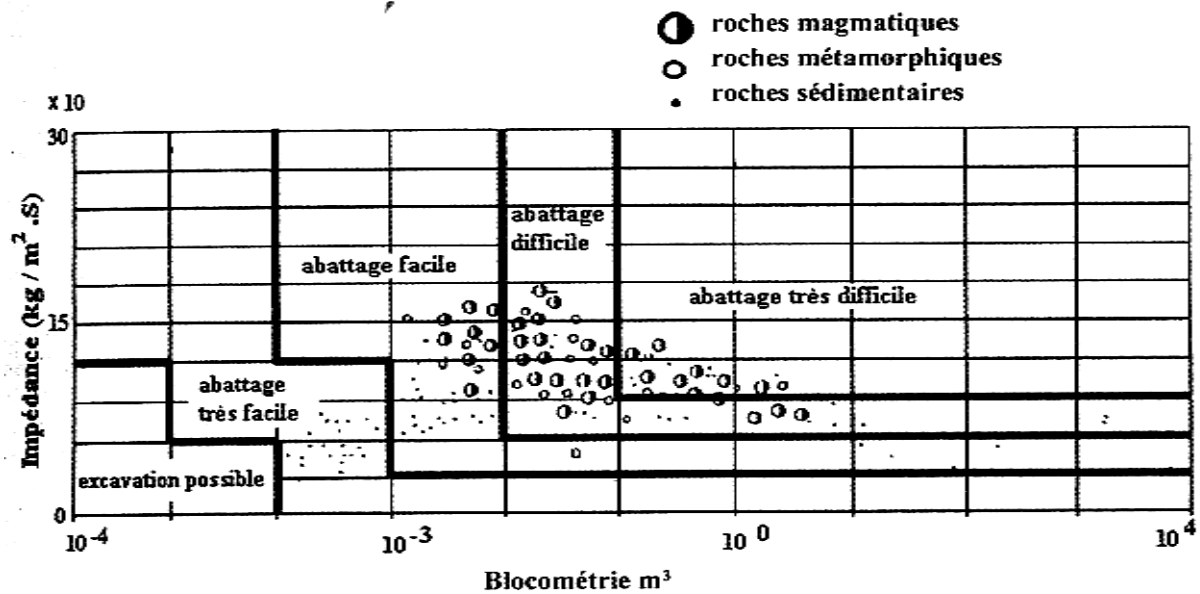


Figure 60 : Classification de l'aptitude d'un massif rocheux à être abattu en fonction de sa Blocométrie et de son impédance (Muller. B, 1997)

3. Influence de l'hétérogénéité du massif

La principale caractéristique d'un massif rocheux est d'être hétérogène, ce qui vient compliquer la conception et la réalisation d'un tir, cette hétérogénéité affecte la structure du massif en fonction de la présence des discontinuités, en effet plus de la présence de discontinuités, la continuité de la matrice peut être affecté par la présence d'hétérogénéités d'origine syngénétique où post génétique. (Tableau 45).

De même, les hétérogénéités ou les variations latérales ou en profondeur de la nature de la roche vont aussi perturber le bon fonctionnement du tir, si elles n'ont pas été prise en compte dans sa conception. Notamment, la transmission de l'énergie explosive sera fonction des contrastes de propriétés induites par la présence et le volume respectif de roches de natures différentes.

Un changement de nature de roche, par exemple, passage de schistes à des micaschistes ou des gneiss et inversement, va correspondre à une différence de dureté qui va affecter la vitesse d'avancement du creusement, et il faut alors adapter le plan de tir à cette nouvelle situation, on peut avoir à passer de tirs en pleine section à des tirs sur une partie de la section.

Lorsqu' une zone de faiblesse, voire de vides est détectée dans un forage, la charge de colonne devra être interrompue par un bourrage intermédiaire au niveau de cette discontinuités, afin que l'énergie explosive soit libérée dans les zones massives et ne s'échappe pas, sans travailler dans la discontinuité, en provoquant des projections aériennes

dangereuses, c'est en particulier le cas dans les zones karstiques pour les massifs calcaires, (fig.61).

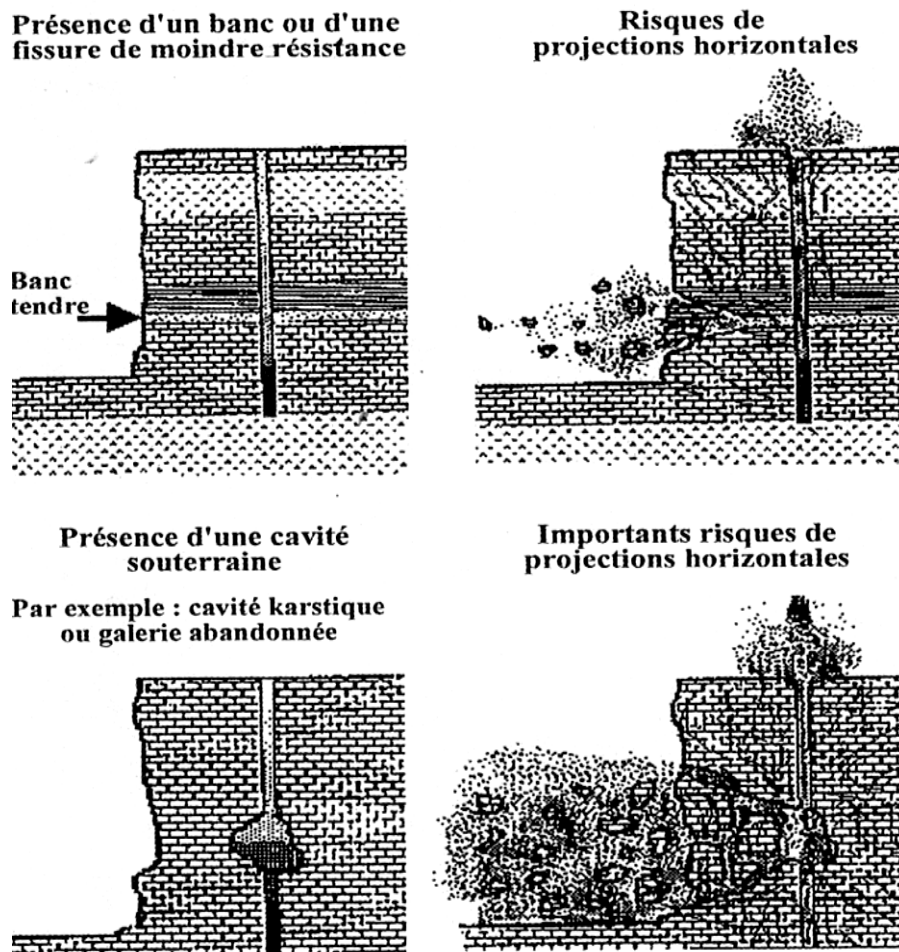


Figure 61 : Risques de projection liés à la présence de zones de faiblesse (kiszlo. M, 1995)

Tableau 45 : Type d'hétérogénéités rencontrées dans un massif sédimentaire (Mouza. D.J, Hadj Hassen. F, 2002)

Roche sédimentaire
1- Hétérogénéités syngénétique
<ul style="list-style-type: none"> • variations latérales et verticales des faciès. • présence de blocs. • structures sédimentaires. (plan et joints de stratification).
2- Hétérogénéités post-génétiques.
<ul style="list-style-type: none"> • altération (transformation minéralogique liée à l'action météorique ou hydrothermale). • latérisation (dissolution : vides, Karst). • tectonique (structure) (fracturation, failles, filon).

Les hétérogénéités du massif peuvent également être constituées de niveaux, ou zones plus résistantes (induration, recristallisation, cimentation). Lorsque le bourrage des trous de mine (dispositif qui est destiné à diriger l'énergie explosive vers le massif rocheux) est situé dans un niveau sensiblement plus résistant, ce banc fracturé, la poussée vers le haut provoquée par la détonation tend à le soulever, cela mène aux résultats suivants (fig. 62) :

- Production des blocs (hors format) gênant le chargement et le réemploi (fig.63) ;
- développement d'une fracturation (en crête ou sommitale) : fracturation du sommet du front restant en place ; celle-ci gêne la foration pour les tirs suivants, diminue leur efficacité et induit des instabilités avec danger de chute de blocs sur l'atelier de chargement, Il suffit alors de conserver en place une certaine épaisseur de ces terrains peu résistants de couverture, au niveau de laquelle sera placé le bourrage des trous de mine pour l'abattage du rocher résistant sous-jacent ; outre, l'avantage de supprimer les problèmes évoqués ci-dessus, cette façon de procéder, évite de pousser le terrassement mécanique au maximum des engins, qui travaillent dans des conditions économiques satisfaisantes, ce niveau de couverture peut également offrir une protection contre les projections, le surcoût entraîné par une longueur de foration supplémentaire dans un terrain peut résistant et très faible comparativement aux avantages, (Fourmaintraux. D et al, 1983).

De façon générale, la présence des hétérogénéités, vient compliquer la mise en œuvre du tir et son fonctionnement. Il faut toujours adapter au cas par cas le plan de tir (choix de la maille, type d'explosif et sa répartition, énergie spécifique mettre en œuvre, etc.) pour obtenir un résultat satisfaisant.

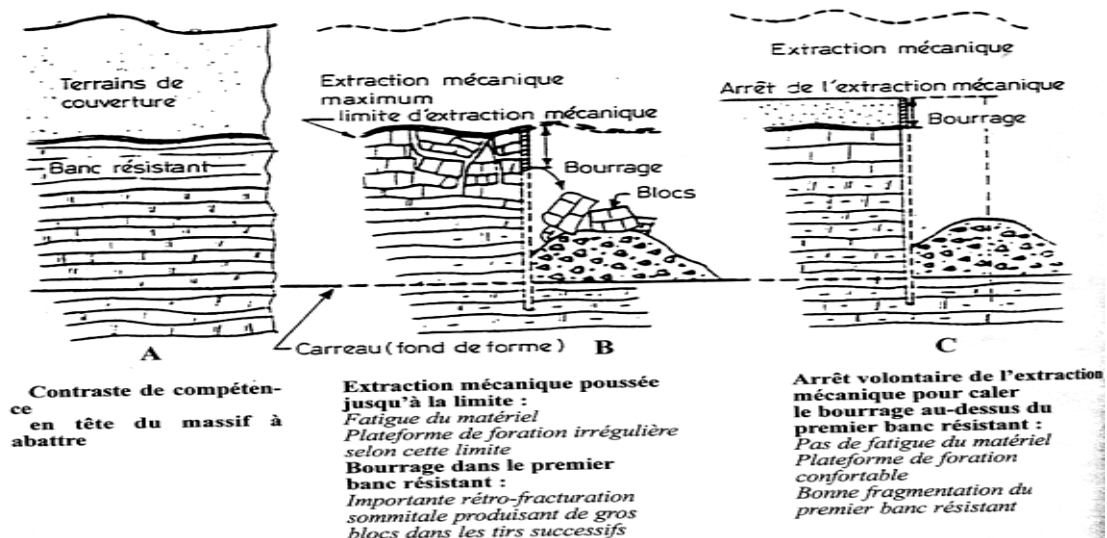


Figure 62 : Adaptation du chargement des trous de tir à l'hétérogénéité de compétence du massif rocheux, (Fourmaintraux. D et al 1983)

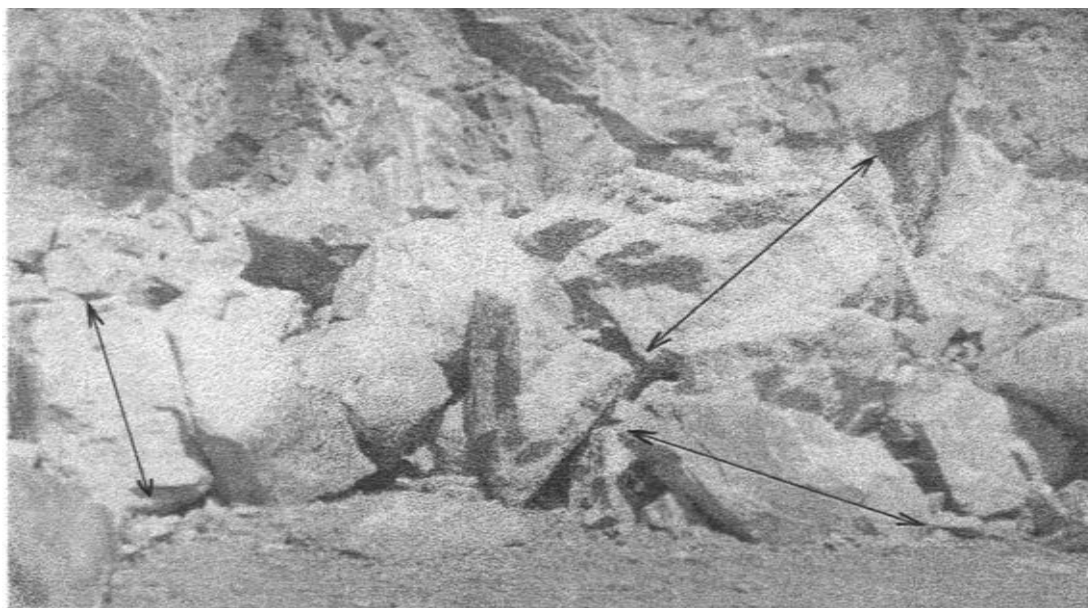


Figure 63 : Blocs hors format gênant le chargement et le réemploi (la carrière d'Héliopolis)

4. L'influence des discontinuités

La structure d'un massif a une influence très importante sur le tir, elle détermine tout d'abord la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir, le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des trous de tir ou de gradins, voire de talus entiers ou de galeries dans les mines ou les travaux souterrains, (tableau 46).

Tableau 46 : Les discontinuités et leur influence sur le tir (Mouza. D.J, Hadj Hassen. F, 2002)

Élément	Mesure / analyse	Influence sur le tir
<ul style="list-style-type: none"> • Géométrie (orientation et Extension) et intensité (espacement/fréquence) • Propriétés mécaniques (cohésion et angle de frottement) • Configuration structurale globale • Caractéristiques du remplissage (nature et épaisseur) 	<ul style="list-style-type: none"> • Analyse géologique et modélisation (normes ISRM) • RQD, diagraphies, radar • Tests de cisaillement au laboratoire ou in situ • Analyse géologique • Analyse géologique. 	<ul style="list-style-type: none"> • Blocométrie du massif. • Direction du tir / orientation du front (ou de la séquence d'amorçage) • Facilité et précision de forage : déviations, conséquences sur la maille et le fonctionnement • Stabilité du trou de tir, du front ou de la paroi. • Développement et intensité des effets arrière. • Efficacité du tir en termes de résultats : transmission de l'énergie explosive consommation de l'explosif • Propagation des vibrations • Conditions hydrologiques • Stabilité du front

4.1. Influence de la blocométrie du massif

L'intersection des discontinuités va déterminer des blocs dans l'espace, dont la distribution granulométrique, ou blocométrie, sera fonction de leur orientation, de leur extension et de leur densité. Cette blocométrie doit être prise en compte pour la conception du tir, et influera sur la géométrie du tir (choix de la maille, espacement entre trous), et de l'énergie explosive à mettre en jeu en fonction des objectifs du tir (granulats, roches ornementales, travaux souterrains, etc.), pour certains auteurs, elle intervient dans la classification des massifs rocheux pour leur facilité à être fragmentés.

4.2. Influence de l'orientation des discontinuités

La classification des discontinuités en familles et leurs hiérarchisations par ordre d'importance permet de choisir l'orientation des fronts d'abattage et le sens de progression de ces fronts les plus favorables qui minimisent les difficultés. Elle permet de prendre le massif dans le bon sens. La figure (64) et le tableau (47) résumant les avantages et les inconvénients correspondant des propositions précédentes.

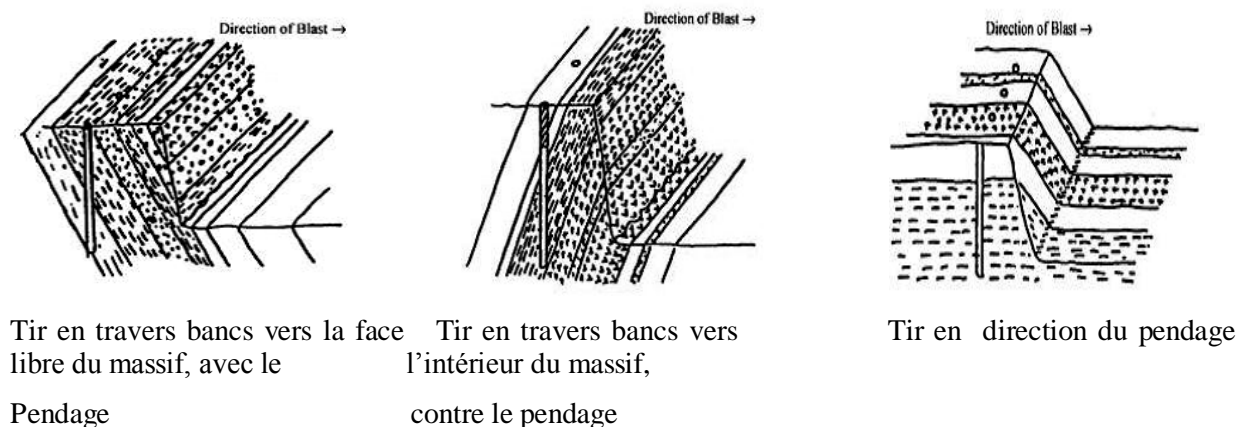


Figure 64 : Adaptation du plan de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux, (Burkle, 1979 repris par Fourmaintraux. D et al 1983)

Burkle, 1979, repris par Fourmaintraux. D et al, 1983 propose l'adaptation des plans de tir à partir de la classification des discontinuités en familles :

1. Si l'orientation de la famille de discontinuités est inclinée par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en travers bancs, le tir est alors effectué avec le pendage vers la face libre du massif ;
2. Si l'orientation de la famille de discontinuités est verticale par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en travers bancs, le tir est alors effectué contre le pendage vers l'intérieur du massif ;

3. Si l'orientation de la famille de discontinuités est horizontale par rapport au front d'abattage, on dit que l'on prend le massif en direction, le tir est alors effectué avec la direction du pendage.

Tableau 47 : Avantages et inconvénients des plans de tir à partir de la structure géologique du massif rocheux, (Burkle, 1979 repris par Fourmaintraux. D et al, 1983)

Adaptation du tir	Avantages	Inconvénients
Tir en travers bancs avec le pendage, orientation de discontinuités inclinée	<ul style="list-style-type: none"> •Bon travail de l'énergie explosive, bonne orientation des discontinuités pour la réflexion de l'onde et pour le mouvement vers le haut de la masse abattue • Carreau régulier, tas bien étalé, conditions favorables au chargement 	<ul style="list-style-type: none"> •Soulèvement des bancs supérieurs induisant effets arrière importants, d'où gêne pour la foration et production de blocs dans abattages suivants par perte d'énergie dans les fractures. •risques de glissements de blocs et problèmes de stabilité du front, dépendant de la résistance au cisaillement des plans et des conditions hydrauliques
Tir en travers bancs, contre le pendage, orientation de discontinuités verticale	<ul style="list-style-type: none"> •Bon travail de l'énergie explosive (cf. ci-dessus) •réduction des effets arrière dans les parties supérieures •pas d'instabilité par glissement sur les discontinuités. 	<ul style="list-style-type: none"> •Inclinaison des bancs opposés au mouvement de la masse rocheuse, difficulté de faire sauter le pied, irrégularité du carreau, •tas moins étalé et plus haut, •instabilité du type basculement.
Tir en direction, orientation des discontinuités horizontale	<ul style="list-style-type: none"> •Tir recoupant les mêmes formations. 	<ul style="list-style-type: none"> •Possibilités d'effet arrière important localisés au droit des couches de faible résistance au frottement fracturées •Profil d'excavation en dents de scie en cas fort contraste dans le massif ou de distribution irrégulière des discontinuités, en pied de talus

L'influence de la présence de discontinuités à son profit ou la bonne solution consiste usuellement de faire progresser le front perpendiculairement à la direction horizontale des discontinuités principales,(travailler en travers banc), et à caler le front lui-même parallèlement à une famille de discontinuités secondaire, ce qui utilise au mieux l'état de fracturation naturelle du massif, (fig.65 A) : le mouvement des masses abattues se fait aussi perpendiculairement aux discontinuités principales. Cette orientation efficace du mouvement de la masse rocheuse, lors du tir peut également être obtenue, par la disposition dans l'espace et la programmation dans le temps convenable des mises à feu des différents paramètres, surtout dans les tirs à rangées multiples (fig.65 B et C). Il faut dans ce cas tenir compte du changement des paramètres géométriques induits, si l'on ne modifie pas la maille de foration.

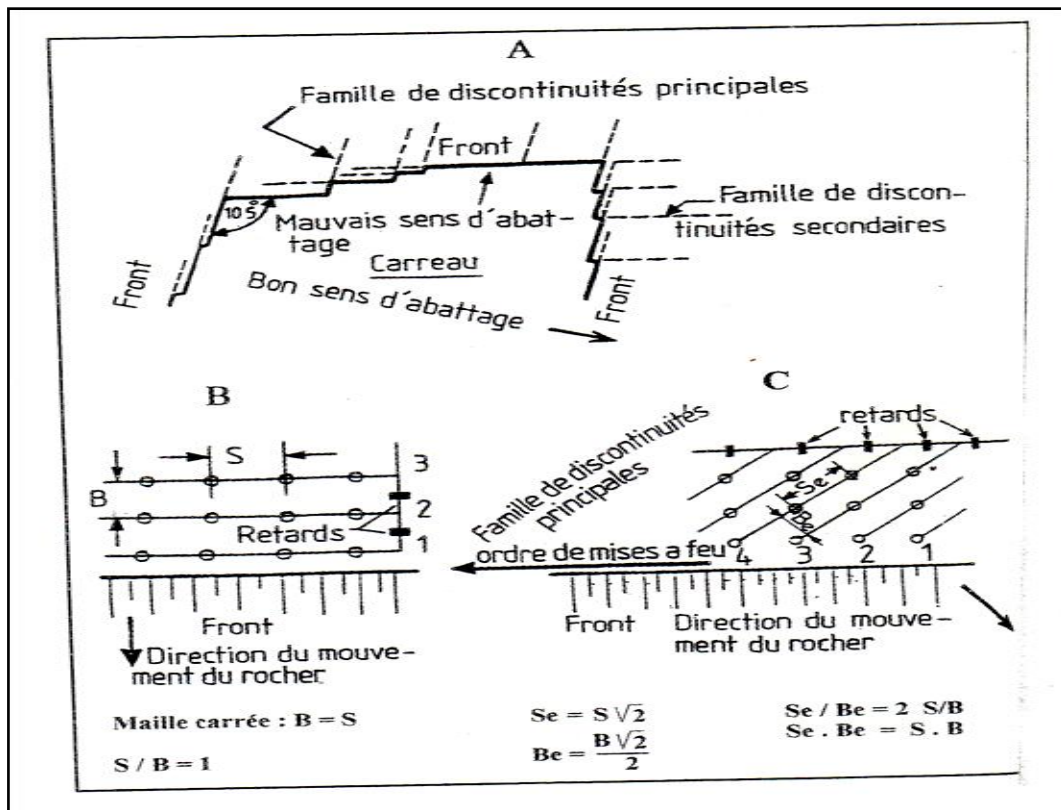


Figure 65 : Orientation des tirs et séquençage en fonction de la structure géologique du massif, (Fourmaintraux. D et al, 1983)

4.3. Influence de la densité de discontinuités

L'intervalle entre les discontinuités (ID), prend une importance déterminante lors de la réalisation de parois d'excavation définitives (talus routier, fouilles de fondations, etc.), en utilisant les techniques de découpage à l'explosif. Les masses rocheuses très résistantes, mais très discontinues sont défavorables à la mise en œuvre de ces techniques, en particulier lorsque les discontinuités sont plus ou moins ouvertes, recourent la ligne de découpage. Les gaz d'explosion s'engouffrent et diffusent dans ces discontinuités ouvertes, les élargissent et les propagent dans la fissure de découpage. Il n'ya souvent pas d'autre solution, que de modifier l'orientation de la paroi à découper, (Fourmaintraux. D et al, 1983).

Dans le cas d'une discontinuité horizontale, située près du niveau de carreau d'extraction, dans la zone du pied, l'énergie se dissipe dans la discontinuité et travaille alors insuffisamment : le pied sortira mal et il apparaît une sorte de marche à la base du front qui gêne le chargement et transport, (fig.66 A et B).

Une solution consiste à relever le niveau du carreau jusqu'à celui du plan de discontinuité : la sur profondeur de foration est supprimée, le carreau se règle parfaitement et les conditions de

chargement et de transport sont idéales, (fig.66 C). Une telle disposition peut être recherchée et prévue à l'avance dans des massifs rocheux stratifiés subhorizontaux, (fig.66 D).

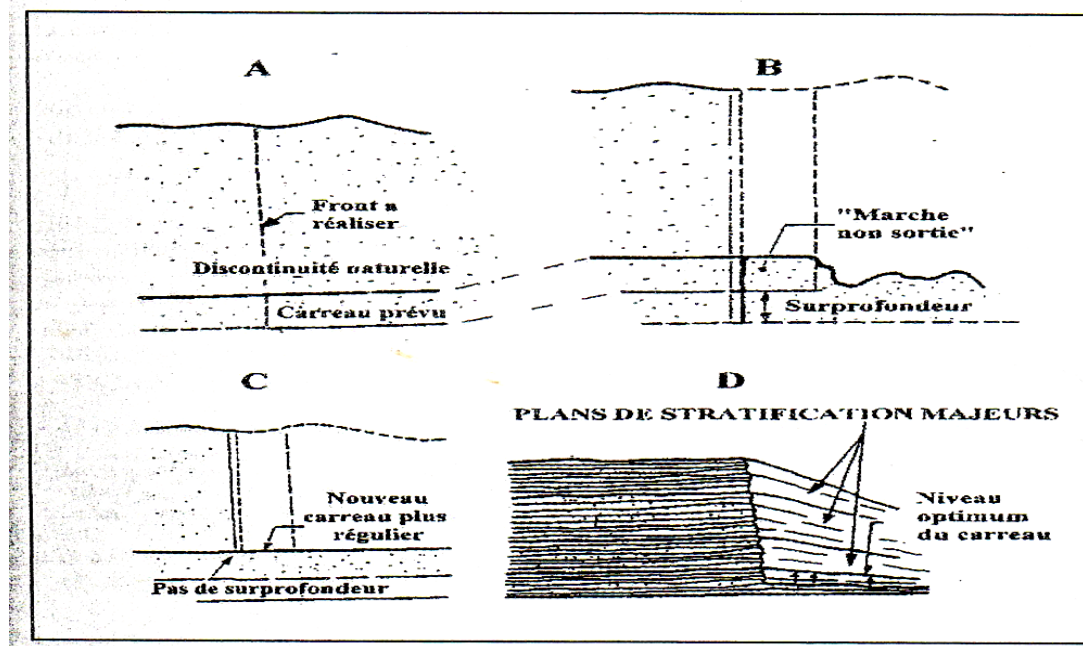


Figure 66 : Influence de la présence d'une discontinuité majeure sur la sortie du pied de tir
(Fourmaintraux. D, 1983)

5. Influence de l'orientation des discontinuités du massif de la Carrière Héliopolis

Au niveau du massif rocheux étudié de la carrière d'Héliopolis, nous avons identifiés plusieurs types de discontinuités au niveau des fronts d'abattage de chaque gradin d'exploitation. Ces fronts de tailles sont illustrés sur la (fig. 67).

Les gradins du massif rocheux étudié sont affectés par plusieurs réseaux de fractures de directions différentes. Pratiquement, tous les gradins présentent trois familles de discontinuités principales. Dans cette intention, nous avons établie une étude statistique pour déterminer l'adaptation du plan de tir de chaque front de taille des gradins du massif rocheux étudié. L'influence sur la conception du plan de tir et l'adaptation proposée sont résumés sur les tableaux (48, 49, 50,51) suivants :

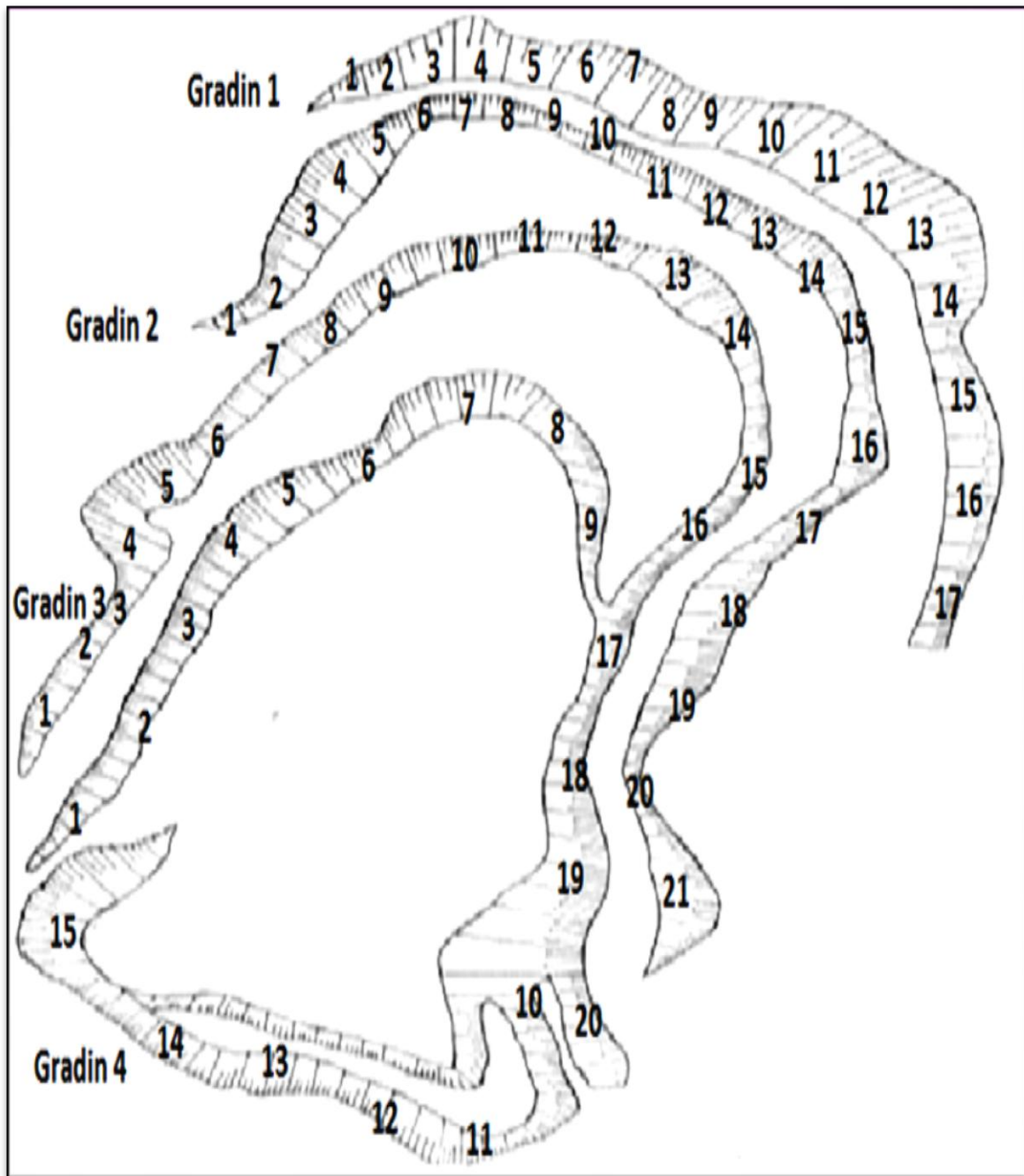


Figure 67 : Cartographie du massif par fronts de tailles (plan topographique du massif d'Héliopolis, 2006)

Tableau 48 : Conception du plan de tir pour le gradin 1

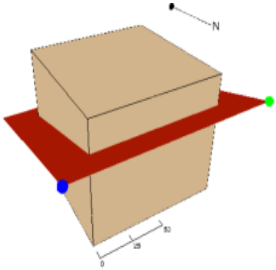
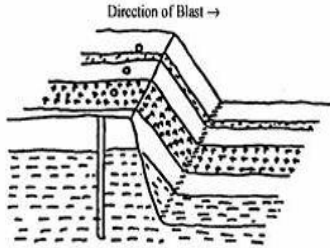
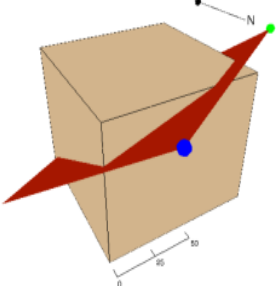
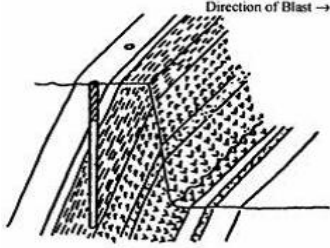
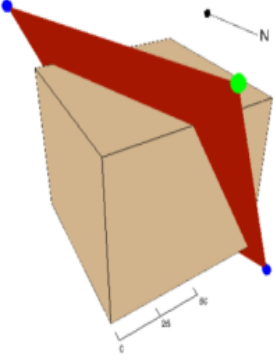
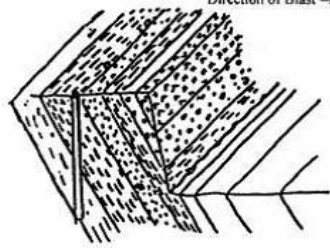
Gradin1/ fronts de taille	Orientation des discontinuités	Bloc unitaire	Position pour le tir
<p>Fr₁, Fr₂, Fr₃</p>	<p>Famille primaire dominante à position horizontale pendage entre (0°-30°)</p>		 <p>Tir en direction du pendage</p>
<p>Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₇, Fr₈, Fr₉, Fr₁₀, Fr₁₁, Fr₁₂, Fr₁₆, Fr₁₇</p>	<p>Famille primaire dominante à position inclinée, pendage entre (30°-60°)</p>		 <p>Tir en travers bans avec le pendage vers la face libre du massif</p>
<p>Fr₁₃, Fr₁₄, Fr₁₅</p>	<p>Famille primaire dominante à position verticale, pendage entre (60°-90°)</p>		 <p>Tir en travers bancs, contre le pendage vers l'intérieur du massif</p>

Tableau 49 : Conception du plan de tir pour le gradin 2

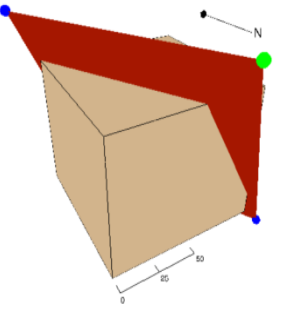
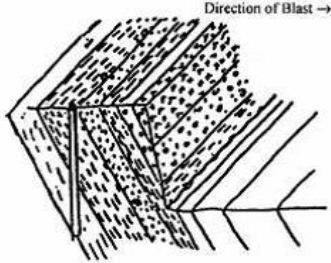
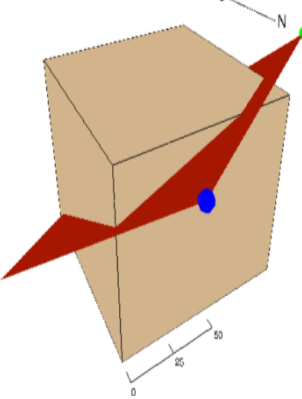
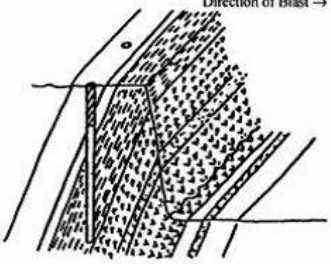
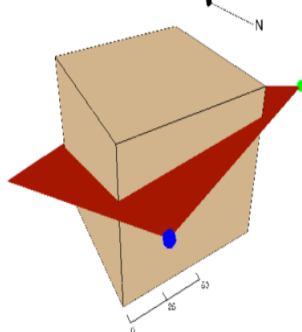
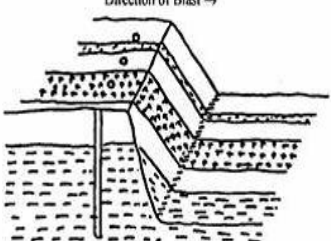
Gradin 2/ fronts de taille	Orientation des discontinuités	Bloc unitaire	Position pour le tir
<p>Fr₁, Fr₃, Fr₆, Fr₈, Fr₁₀, Fr₁₁, Fr₁₂, Fr₁₃, Fr₁₅</p>	<p>Famille primaire dominante à position verticale, pendage entre (60°-90°)</p>		 <p>Tir en travers bancs, contre le pendage vers l'intérieur du massif</p>
<p>Fr₄, Fr₇, Fr₉, Fr₁₄, Fr₁₇, Fr₁₈, Fr₁₉, Fr₂₀</p>	<p>Famille primaire dominante à position inclinée, pendage entre (30°-60°)</p>		 <p>Tir en travers bancs avec le pendage vers la face libre du massif</p>
<p>Fr₂, Fr₁₆</p>	<p>Famille primaire dominante position horizontale, pendage entre (0°-30°)</p>		 <p>Tir en direction du pendage</p>

Tableau 50 : Conception du plan de tir pour le gradin 3

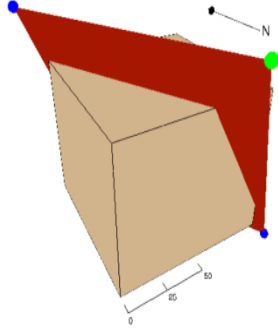
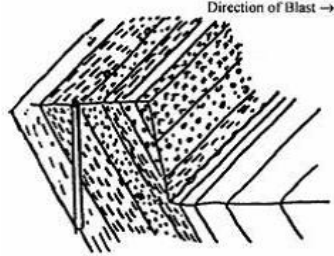
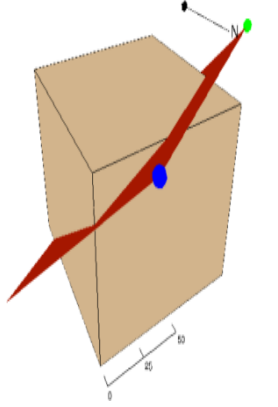
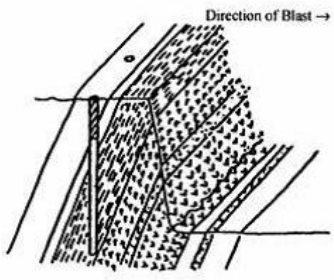
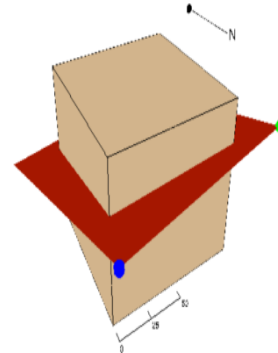
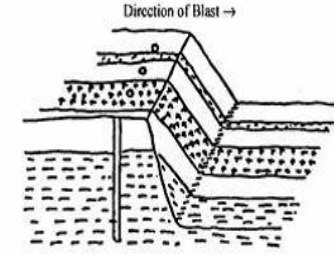
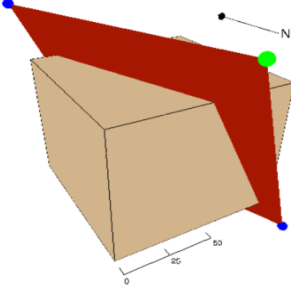
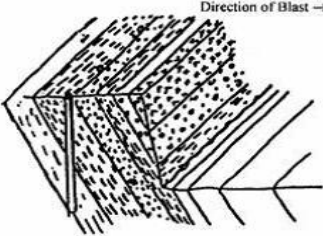
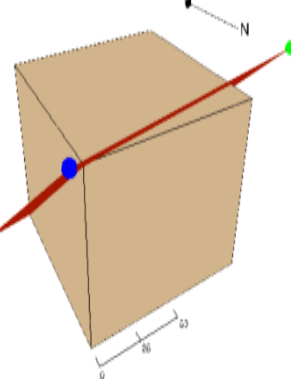
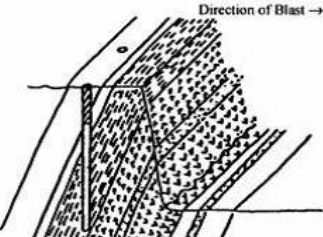
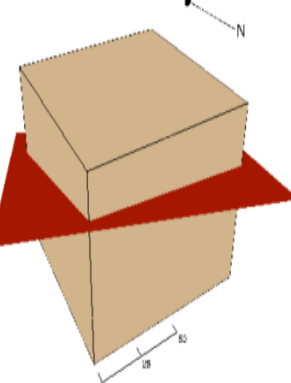
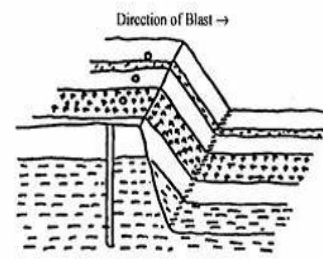
Gradin 3/ fronts de taille	Orientation des discontinuités	Bloc unitaire	Position pour le tir
<p>Fr₁, Fr₄, Fr₅, Fr₈, Fr₉, Fr₁₁</p>	<p>Famille primaire dominante à position verticale, pendage entre (60°-90°)</p>		 <p>Tir en travers bancs, contre le pendage vers l'intérieur du massif</p>
<p>Fr₂, Fr₆, Fr₇, Fr₁₀, Fr₁₄, Fr₁₅, Fr₁₆, Fr₁₇, Fr₁₈, Fr₂₀</p>	<p>Famille primaire dominante à position inclinée, pendage entre (30°-60°)</p>		 <p>Tir en travers bancs avec le pendage vers la face libre du massif</p>
<p>Fr₃, Fr₁₂</p>	<p>Famille primaire dominante à position horizontale, pendage entre (0°-30°)</p>		 <p>Tir en direction du pendage</p>

Tableau 51 : Conception du plan de tir pour le gradin 4

Gradin 4/ fronts de taille	Orientation des discontinuités	Bloc unitaire	Position pour le tir
Fr₁, Fr₇, Fr₁₄, Fr₁₅	Famille primaire dominante à position verticale, pendage entre (60°-90°)		 Tir en travers bancs, contre le pendage vers l'intérieur du massif
Fr₂, Fr₃, Fr₉, Fr₁₀, Fr₁₃	Famille primaire dominante à position inclinée, pendage entre (30°-60°)		 Tir en travers bancs avec le pendage vers la face libre du massif
Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₈, Fr₁₁	Famille primaire dominante à position horizontale, pendage entre (0°-30°)		 Tir en direction du pendage

6. Synthèse

6.1. Le gradin 1

• Dans les fronts de taille (Fr₁, Fr₂, Fr₃), les discontinuités sont horizontales ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage.

• Dans les fronts de taille (Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₇, Fr₈, Fr₉, Fr₁₀, Fr₁₁, Fr₁₂, Fr₁₆, Fr₁₇), les discontinuités sont inclinées, le pendage est situé entre 30° et 60°, le tir est effectué en travers

bancs et avec le pendage vers la face libre du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_{13} , Fr_{14} , Fr_{15}), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90° , le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif.

6.2. Le gradin 2

- Dans les fronts de taille (Fr_1 , Fr_3 , Fr_6 , Fr_8 , Fr_{10} , Fr_{11} , Fr_{12} , Fr_{13} , Fr_{15}), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90° , le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_4 , Fr_7 , Fr_9 , Fr_{14} , Fr_{17} , Fr_{18} , Fr_{19} , Fr_{20}), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60° , le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_2 , Fr_{16}), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30° , le tir est alors effectué en direction de pendage.

6.3. Le gradin 3

- Dans les fronts de taille (Fr_1 , Fr_4 , Fr_5 , Fr_8 , Fr_9 , Fr_{11}), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90° , le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_2 , Fr_6 , Fr_7 , Fr_{10} , Fr_{14} , Fr_{15} , Fr_{16} , Fr_{17} , Fr_{18} , Fr_{20}), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60° , le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_3 , Fr_{12}), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30° , le tir est alors effectué en direction de pendage.

6.4. Le gradin 4

- Dans les fronts de taille (Fr_1 , Fr_7 , Fr_{14} , Fr_{15}), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90° , le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif.

- Dans les fronts de taille (Fr_2 , Fr_3 , Fr_9 , Fr_{10} , Fr_{13}), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60° , le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif.

• Dans les fronts de taille (Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₈, Fr₁₁), les discontinuités sont horizontales ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage.

7. Dimensionnement des tirs d'abattage en gradin

Bien que l'abattage soit une opération située en aval de la foration, c'est la maille de tir qui sert de base au dimensionnement des engins de foration, et qui doit donc être déterminée en premier. Le but de l'abattage est de désagréger le matériau afin de permettre (ou faciliter) sa reprise par les engins d'extraction. La qualité de l'abattage joue un rôle primordial que l'on sous-estime bien souvent. En effet un abattage de mauvaise qualité peut pénaliser l'exploitation à plusieurs niveaux :

- Si la fragmentation est insuffisante au départ, il faut avoir recours par la suite à un pétardage secondaire des gros blocs. D'où un surcoût pour le poste abattage et des délais allongés pour les opérations qui suivent ;
- Un matériau mal fragmenté est plus difficile à charger. Ceci conduit d'une part à une augmentation des temps de chargement donc à une diminution de la productivité, et d'autre part à une usure plus rapide des engins ;
- Enfin, si le matériau doit être concassé, la qualité de la fragmentation à l'entrée du concasseur primaire conditionne directement le rendement de celui-ci, ainsi que la quantité d'énergie à fournir pour le concassage.

Il est donc de l'intérêt de l'exploitant de définir correctement son plan de tir en optimisant:

- La maille de tir (espacement des trous et des rangées de trous, nombre de rangées, diamètre, profondeur et inclinaison des trous) ;
- Les charges d'abattage (nature et quantité des explosifs) ;
- Les procédés et les séquences d'amorçage;
- La distribution des dimensions des blocs dans le tas abattu.

Nous cherchons à déterminer essentiellement dans les conditions d'exploitation du massif de la carrière d'agrégats d'Héliopolis la maille de tir, ainsi que la distribution granulométrique. Nous indiquerons quelle est la méthode de calcul utilisée et pourquoi nous avons retenue cette méthode.

Parmi les nombreuses tentatives, nous retiendront celle de Langefors en Suède, qui a défini la puissance relative de l'explosif, calculée selon l'expression empirique définie ci-dessous :

$$S = 5Q / 6Q_0 + V / 6V_0 \quad (1)$$

Q : Energie totale de l'explosif

V : Volume de gaz dégagés lors de l'explosion

Les valeurs de **Q₀** et **V₀** correspondent à celles d'une dynamite Suédoise servant de référence : **Q₀** = 1160 kcal / kg, **V₀** = 850 l / kg

7.1. La méthode de Langefors

Face à tous les problèmes cités, une seule théorie, celle de Langefors développée dans les années 1950, avait donné des résultats faisant référence. Le point faible de cette méthode c'est que le massif de roche n'est pas caractérisé suffisamment ; en effet, un seul terme définit la roche qui est le paramètre R (Indice de tirabilité). Ce qui n'est pas le cas pour le modèle Kuz-Ram en vigueur actuellement et apparu dès les années 1980. Ce modèle sera décrit plus en détail plus loin. Langefors a bâti sa méthode après de nombreuses observations sur le terrain. Nous rappelons ci-dessous ses hypothèses :

- Les trous sont sur forés sur une longueur de 0,3 V, V étant la banquette au sens abattage.
- La charge de pied s'étend sur une longueur de 1,3 V
- La hauteur de bourrage est égale à la banquette V
- La charge de colonne occupe la place restante dans le trou. Langefors raisonne alors ainsi :

La charge linéaire du pied vaut :

$$L_p = \rho \pi \varphi_t^2 / 4 \quad (2)$$

Ou encore:

$$L_p = \rho (\varphi_t / 36)^2 \quad (3)$$

Lorsque : φ_t est exprimé en mm, ρ en tonnes / m³ et L_p en kg / m.

La charge linéaire minimale pour briser la roche, lorsque la banquette est V, est donnée par la relation empirique :

$$L_p = 0.88 \cdot (f / S_p) \cdot (E / V) \cdot [(0.07 / V) + R + 0.004 \cdot V] \cdot V^2 \quad (4)$$

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou

S_p : compression de la charge de pied

E : espacement des trous (m)

V : banquette (m)

R : Indice de tirabilité

La quantité entre crochet est voisine de $C = R + 0,04$ pour les valeurs de V usuelles (quelques mètres). Langefors égale ensuite les relations (3) et (4) pour obtenir la banquette maximale possible :

$$V_{\max} = (\varphi_t / 33.8) \cdot [r \cdot S_p / (f \cdot C \cdot E / V)] \quad (5)$$

Il ne reste plus qu'à déterminer la charge linéaire de colonne, ou charge médiane, que Langefors fixe à 1 / 2.7 fois celle du pied :

$$L_c = (L_p / 2.7) \cdot (1 / f) \cdot (S_p / S_c) \quad (6)$$

Les quantités d'explosif en pied et en colonne sont obtenues en faisant le produit des charges linéaires L_p et L_c par les longueurs chargées, celles-ci étant de :

$1.3 / V$ pour la charge de pied

$H / \cos(\alpha) - 2V$ pour la charge de colonne

H : hauteur du gradin

α : Inclinaison des trous

7.2. Contrôle du Minage

L'optimisation et le contrôle du minage est d'une importance majeure pour le fonctionnement de la carrière. La bonne fragmentation est décrite telle que la roche abattue puisse être facilement extraite par les engins de chargement et qu'il n'est pas nécessaire d'effectuer des tirs secondaires (pétardage).

Le coût et l'efficacité des opérations de concassage et de broyage sont sérieusement influencés par les résultats du tir. Dans les carrières, la qualité du produit final est partiellement déterminée suivant la manière dont l'abattage à l'explosif est mené. Il est donc possible de définir une bonne fragmentation au tir de telle façon à ce qu'elle soit l'instrument d'une profitabilité croissante de tout le processus minier.

C'est dans ce but d'optimisation que certains centres de recherche, universités et sociétés spécialisées dans l'implémentation de modèles mathématiques se sont mis à essayer de développer des logiciels d'optimisation des plans de tir qui tiennent compte de la granulométrie désirée (projetée, ciblée) du tas de roche abattu.

7.2.1. Mécanisme de l'abattage à l'explosif

Du moment que le degré de fragmentation est conditionné par les discontinuités naturelles au sein de la masse rocheuse, les propriétés de la matrice rocheuse, des propriétés de l'explosif et de la conception du tir, deux autres facteurs qui contribuent à la fragmentation induite par le tir doivent être considérés. Le premier est l'action dynamique de l'onde de choc, qui dure quelques millisecondes, et qui émanent de la détonation du trou de mines. Le second est l'action quasi-statique des hautes pressions des gaz générée pendant le tir.

Immédiatement après la détonation, le trou de mine est rempli de produits de la détonation des gaz sous de hautes pressions (quelques Gpa) à haute température. A proximité immédiate du trou de mines, la pression de ces gaz est suffisante pour générer une contrainte de compression dans la roche généralement plus élevée que la résistance à la compression de la roche elle-même. Cela crée un anneau de roche broyée autour du trou, les fragments de roches sont typiquement réduits à la taille millimétrique.

Plus loin à partir du trou de mines, cependant, l'onde de choc en propagation induit des contraintes de traction dans la matrice de roche, causant la propagation et l'union des pores et fissures naturelles. Ce processus de fragmentation particulier évolue par la suite par l'action des hautes pressions des gaz du tir qui pénètrent à l'intérieur de ces fissures en les élargissant ensuite. Cette fragmentation macroscopique du tir est accentuée par la réflexion de l'onde de choc sur les surfaces libres de la masse rocheuse.

La distribution granulométrique est contrôlée par l'extension de la propagation des fractures, adhésion, union et interaction de l'onde de choc en propagation avec quelques surfaces libres, ainsi que les propriétés physiques de la matrice rocheuse. Cette interdépendance est très complexe et chiffrer cela n'est pas possible encore car il n'existe pas de solution théorique complète pour ce problème. C'est la première raison qui nous oblige à utiliser les modèles empiriques de prédiction de la distribution granulométrique après le tir. Ces méthodes empiriques ne sont pas très précises mais sont encore populaires et utiles. La plus communément utilisée de nos jours est le modèle Kuz-Ram (Cunningham, Lilly, 1987).

7.3. Modèle Kuz-Ram

Le modèle Kuz-Ram combine deux formules semi empiriques dans le but de prédire la distribution des dimensions des fragments de roche abattus. La formule développée par Kuznetsov, 1973, a été utilisée pour prédire le diamètre du morceau moyen du tas de roche abattu, qui se base sur l'utilisation du TNT comme explosif. A son tour en 1982, Cunningham

a développé une formulation plus généralisée de l'équation de Kuznetsov valable pour les autres explosifs commercialisés. Plus tard, en 1987, Cunningham incorpore à ce modèle le concept de Lilly, concernant le facteur de tir (indice de tirabilité) comme mesure valable de la fragmentation des roches par le tir à l'explosif.

Conformément au modèle Kuz-Ram, le diamètre du morceau moyen peut être calculé par l'équation suivante:

$$X = A \times (V/Q)^{0,8} \times Q^{0,167} \times (E / 115)^{-0,633} \quad (7)$$

X : diamètre du morceau moyen (cm)

A : facteur de la roche (constante empirique déterminé à partir de la densité de la roche, de la résistance et des fissures)

V : volume de la roche abattue (m³)

Q : masse d'explosif par trou (kg)

E : puissance relative de l'explosif, (ANFO = 100)

Une estimation de la distribution des dimensions des fragments est donnée par l'équation de Rosin-Rammler, qui est une fonction exponentielle négative, de la forme :

$$R_{(x)} = 1 - \exp(- (X / X_c)^n) \quad (8)$$

Où:

R : proportion (%) du matériau passant le crible d'ouverture X

X : ouverture du crible (cm)

X_c : dimension caractéristique (D60, cm), (calculée à partir du diamètre moyen)

n : coefficient d'uniformité

Le coefficient d'uniformité est déterminé par le plan de tir et la hauteur du gradin, à travers l'équation (9), qui inclus le diamètre des trous, le fardeau (banquette), l'espacement entre trous, la longueur de la charge, la précision du forage (déviation) et la hauteur du gradin.

$$n = 2,2 - (14 \times (B/d)) \times (1 - (W/B)) \times ((1+(R-1)/2)^{0,5}) \times (L/H) \quad (9)$$

Où:

D : diamètre de la charge (mm)

B : fardeau (m)

W : déviation standard de la précision de forage (m)

R : espacement / fardeau

H : hauteur du gradin (m)

L : longueur de la charge (m)

Un coefficient d'uniformité qui augmente indique une distribution homogène des dimensions des fragments, avec une réduction des volumes des hors gabarit et des fractions fines. Les valeurs du coefficient d'uniformité varient habituellement entre 0.8 et 2.0.

La distribution des dimensions des fragments est présentée comme la fonction de Rosin-Rammler, avec une forme très similaire à l'équation décrivant la longueur des blocs intacts dans la masse rocheuse (Priest and Hudson, 1981). La probabilité d'une longueur intacte de la roche moins que la dimension spécifiée est donnée par l'équation (10) :

$$F_{(x)} = 1 - \exp(-a X) \quad (10)$$

a : densité moyenne des fractures

X : distance entre les fissures (m)

Cette équation indique que la forme de la courbe de distribution des fragments de Kuz-Ram dépend de la distribution des fissures et discontinuités préexistantes dans la masse rocheuse. Ainsi, le mécanisme de l'abattage à l'explosif décrit ci-dessus, assumé par le modèle Kuz-Ram, est une extension et union de fractures préexistantes dû aux contraintes de traction du massif générées par le trou de mines.

Le modèle Kuz-Ram est performant pour les roches dures. Cependant, pour les roches tendres, où l'extension de la zone de compression autour du trou de mines est plus grande, il devient nécessaire de tenir compte de l'estimation des fractions fines et développer en conséquence un autre modèle pour la prédiction des fractions fines.

7.4. Minage optimal

Dans le but de concevoir un minage qui produit une fragmentation optimale de la roche, il est nécessaire de considérer l'abattage comme le premier élément dans le processus de réduction de la dimension de la roche. Les produits du tir dans l'opération minière, après le chargement et le transport, sont usuellement déversés dans un concasseur primaire, suivi d'un concassage secondaire et tertiaire. Ainsi, le tir de fragmentation optimal, du point de vue du circuit de

concassage, devrait permettre de maximiser le rendement et minimiser la consommation d'énergie.

Les principaux paramètres du plan de tir sont : la hauteur du gradin, le diamètre du trou, la distance entre les rangées ou fardeau, la distance entre les trous le long des rangées, le sur forage, le bourrage et les propriétés de l'explosif. La hauteur du gradin et le diamètre du trou sont généralement déterminés par les conditions de terrain locales et de l'équipement disponible.

La sélection de l'explosif dépend largement des conditions du terrain réel. Pour les terrains secs, la densité de l'explosif (qui influe grandement sur la résistance au tir) peut varier de 800 à 1300 kg/m³. Dans des terrains humides, la densité des explosifs disponibles varie de 1100 à 1300 kg/m³.

Les approches triviales actuelles avec leurs erreurs dépendent de la communication technique entre l'ingénieur responsable de l'opération du tir et le minéralurgiste responsable de l'usine de traitement mécanique. Supposant, que l'information autour de la distribution granulométrique optimale soit disponible chez l'ingénieur des mines, il est possible d'optimiser le plan de tir qui devrait produire une distribution granulométrique telle que celle ciblée préalablement. La sélection du plan de tir se base sur l'application du modèle Kuz-Ram et la minimisation de la fonction erreur, définie comme la différence absolue entre la courbe de distribution granulométrique ciblée et la courbe de distribution granulométrique modélisée illustrée sur la (fig.68) suivante :

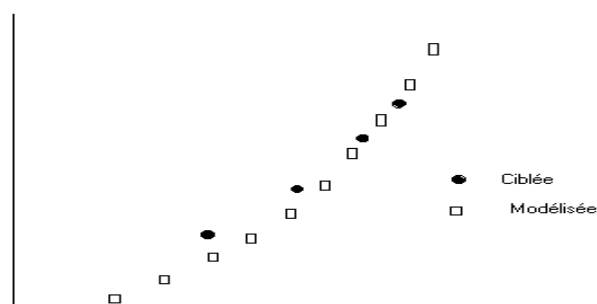


Figure 68 : Distributions granulométriques ciblée et modélisée

La courbe de distribution granulométrique modélisée est développée à partir des valeurs des paramètres du plan de tir et leurs interrelations, qui existent dans le système de la pratique normale du tir. Dans ce sens, il est possible d'éliminer l'approche coûteuse triviale et

entachée d'erreur du plan de tir en faveur de la prédiction instantanée d'un plan de tir optimal qui devrait donner la distribution granulométrique ciblée.

7.4.1. Logiciel d'optimisation du plan de tir D e l p a t, version 3.0

Possibilité d'organisation et d'analyse du forage et du tir suivant le modèle Kuz-Ram à l'aide d'un logiciel du commerce sous Windows, ce système d'optimisation de plan de tir comporte 08 blocs d'entrée des données sont présentés sur la (fig.69). Le menu principal du système comporte le choix des paramètres du massif rocheux étudié pour chaque bloc dans le but de l'optimisation du plan de tir dans les conditions d'exploitation du massif par l'unité Socar d'Héliopolis-Guelma.

Menu principal

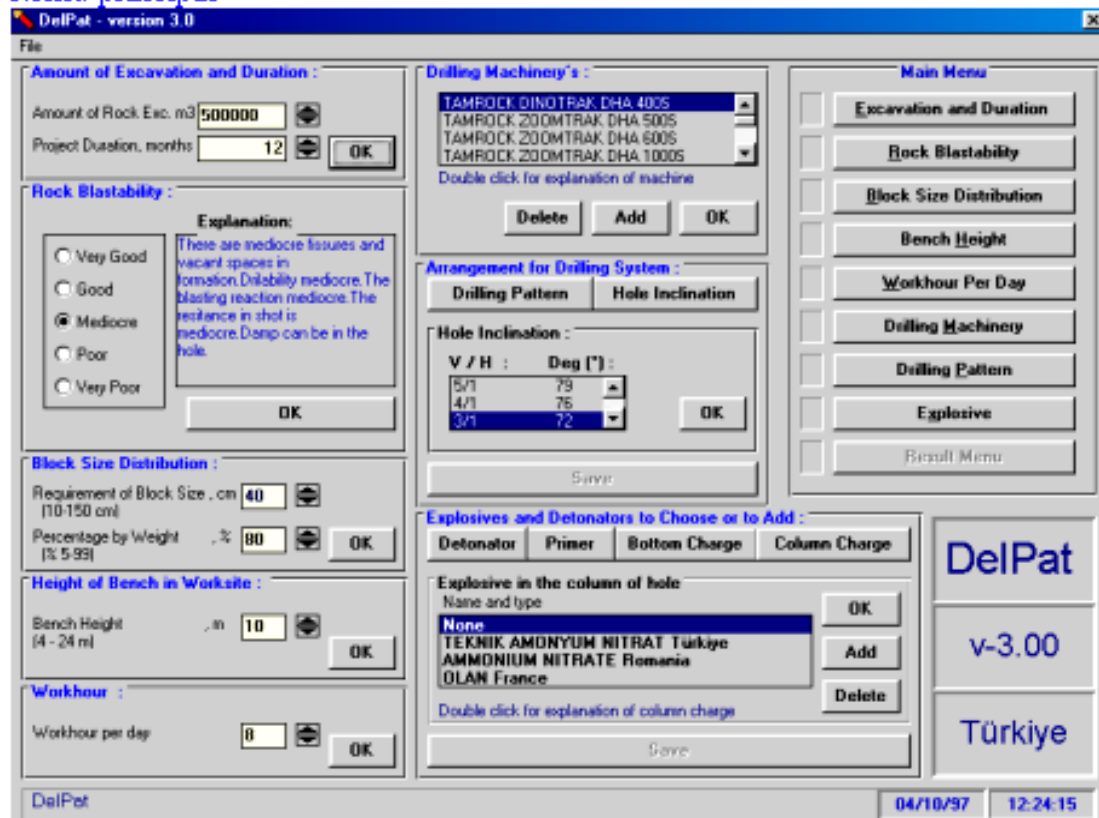


Figure 69 : Menu principal du logiciel d'optimisation du plan de tir, Delpat, version 3

Menu principal : Ce menu comprend 8 Blocs.

Premier Bloc

Choix du volume d'extraction des roches planifiées (m^3) : **120.000 m^3**

Durée du projet (mois) : **12 mois**

Second Bloc

Le choix de classification de la roche selon Bieniawski (5 catégories).

Qualité de la roche est médiocre (RMR moyenne d'après les résultats de classification du massif chapitre 3) : il existe des fissures médiocres avec des espaces libres dans la formation. La forabilité médiocre. La réaction au tir est médiocre. La résistance au tir est médiocre.

Troisième bloc

Choix de la granulométrie ciblée. Dimension de bloc ciblée (**40 cm**). Pourcentage en masse ciblée (**80%**).

Quatrième bloc

Choix de la hauteur du gradin : 15 m (hauteur de chaque gradin du massif de la carrière d'Héliopolis).

Cinquième bloc

Nombre d'heures de travail par jour : **08 heures**

Sixième bloc

Machine de forage : Type et modèle de machine de forage choisie : **Atlas Copco 920**.

Septième bloc

Choix de l'arrangement du système de forage : disposition des trous : **rectangulaire**,
Inclinaison des trous : **75°**.

Huitième bloc

Choix de l'explosif et détonateur : charge de pied, charge de colonne, charge d'amorçage et détonateur : **Marmanit III, détonateurs électriques**.

7.4.2. Optimisation du plan du tir

La géologie et la structure du massif rocheux sont largement reconnus dans la littérature comme étant le facteur d'influence à la fois le plus important et le moins contrôlable dans les tirs à l'explosif (Dagdalen, 2007). Elles dictent les choix d'équipement de foration et minage pour un site d'exploitation et ne sont pas négociables. Le composé explosif utilisé est adapté aux contextes technique, les explosifs utilisés industriellement ont des modes d'action divers, sont préférés les uns par rapport aux autres en fonction de la roche abattue et les conditions

stratigraphiques (Hastrulid, 1999, Dellile, 2012), ce qui fait que l'exploitant a le plus fréquemment un seul type d'explosif à sa disposition.

En se basant sur les caractéristiques du massif rocheux obtenues, et en utilisant l'algorithme d'optimisation du logiciel Delpat 3 et le modèle de prédiction des tirs Kuz-Ram pour les conditions de la carrière d'Héliopolis, les résultats ont montrées que pour obtenir des paramètres rationnels, nous avons obtenu les paramètres de tir indiqués sur le (tableau 51) dont la géométrie de chaque plan de tir est illustrée sur les (fig.70,71,72).

Tableau 52 : Paramètres d'optimisation du plan du tir, Delpat 3

Paramètres d'optimisation Delpat 3			
Diamètre du trou, mm	89	102	115
Distance entre les rangées, m	01.99	01.96	02.05
Distance entre les trous, m	02.58	03.22	03.66
Longueur de sous forage, m	00.85	01.01	01.13
Longueur du trou, m	16.36	16.43	16.52
Longueur de bourrage, m	02.27	02.47	02.72
Quantité de la charge de colonne, kg / trou	58.30	74.15	89.97
longueur de la charge de colonne, m	10.99	10.64	10.16
Quantité de la charge de pied, kg / trou	16.21	23.15	32.52
longueur de la charge de pied, m	02.95	03.20	03.54
Quantité totale d'explosif, kg / trou	76.01	98.79	123.99
Longueur totale de la charge, m	13.94	13.84	13.70
charge spécifique d'explosif, kg / m ³	0.63	0.67	0.70

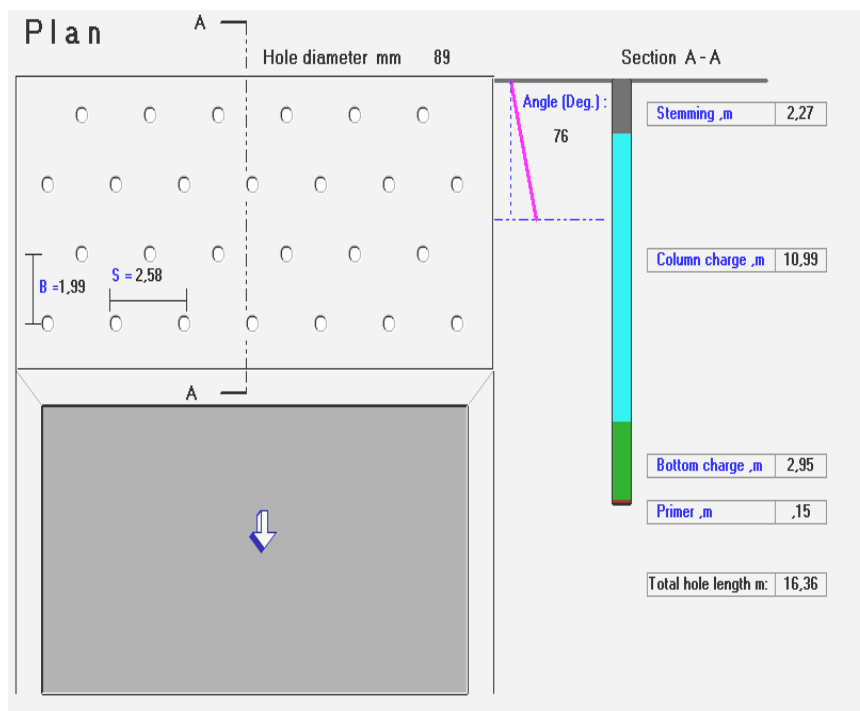


Figure 70 : Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 89 mm, Delpat 3

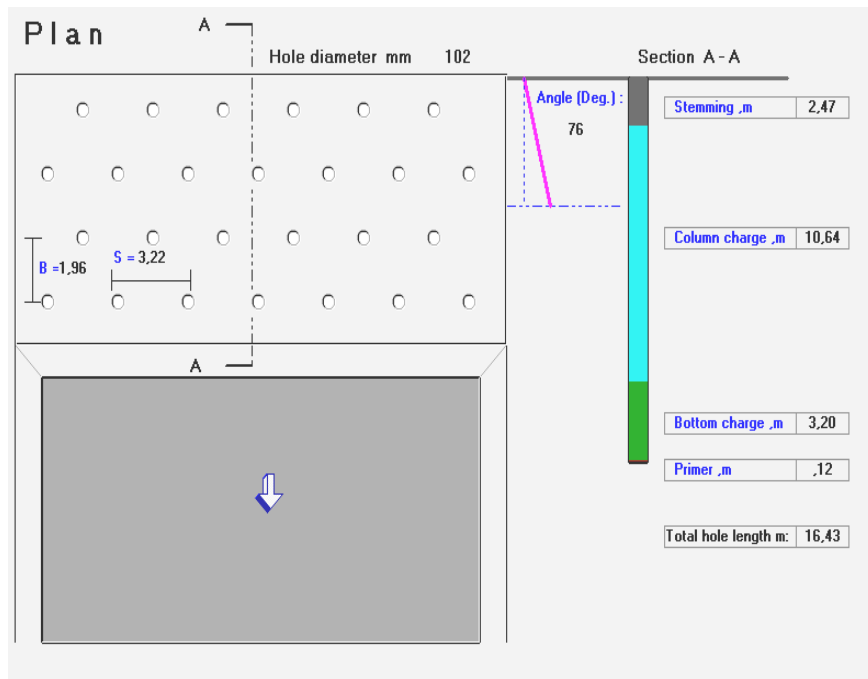


Figure 71 : Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 102 mm, Delpat 3

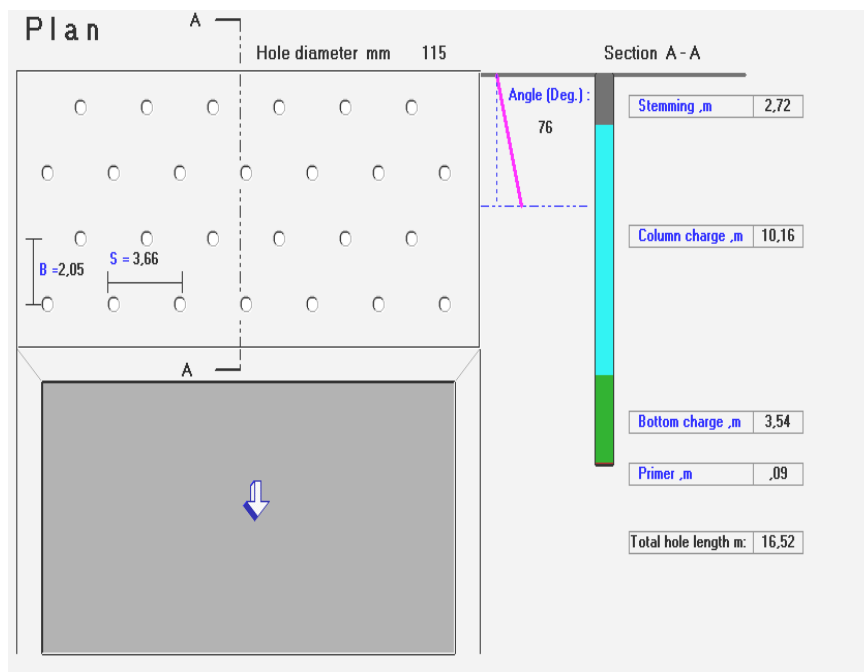


Figure 72 : Géométrie du plan de tir, diamètre du trou 115 mm, Delpat 3

L'optimisation des paramètres de tir a mis en évidence trois possibilités rationnels, l'une avec un diamètre de trou de forage 89 mm, la seconde solution avec un diamètre de trou de forage 102 mm et la troisième avec un diamètre de 115 mm. A chacun de ces 3 diamètres de forage possibles correspondent des paramètres de plan de tir rationnels. La granulométrie ciblée dans le modèle Kuz-Ram est 80% de 400 mm dans le tas abattu, (fig.73,74,75).

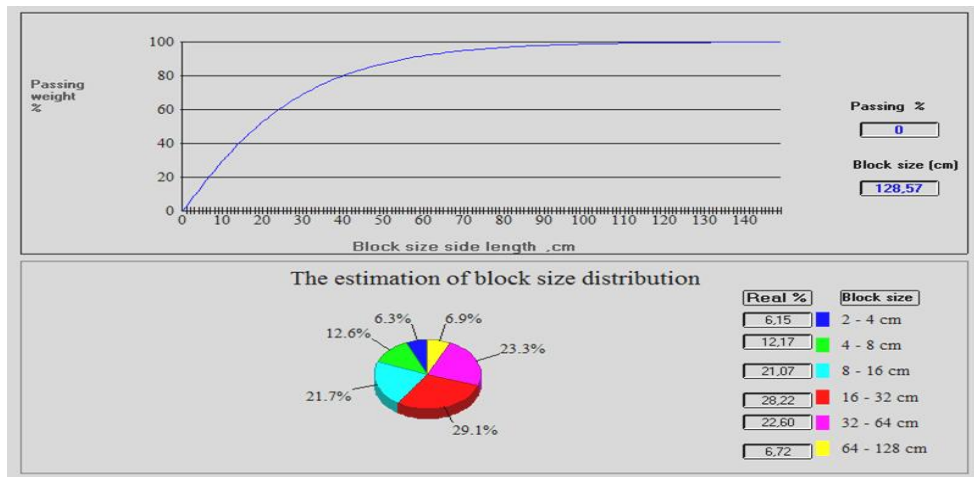


Figure 73 : distribution granulométrique du tas de roche abattue avec le diamètre de forage 89 mm, données sortie du logiciel Delpat 3

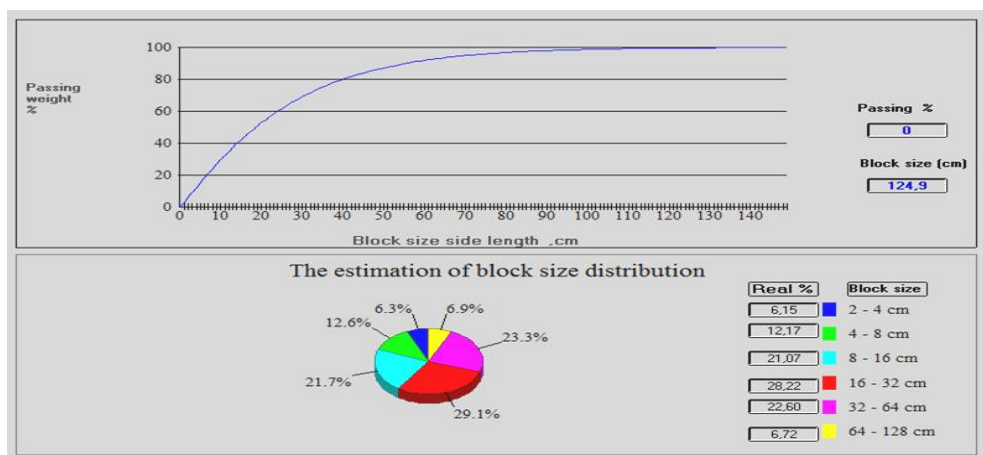


Figure 74: distribution granulométrique du tas de roche abattue avec le diamètre de forage 102 mm, données sortie du logiciel Delpat 3

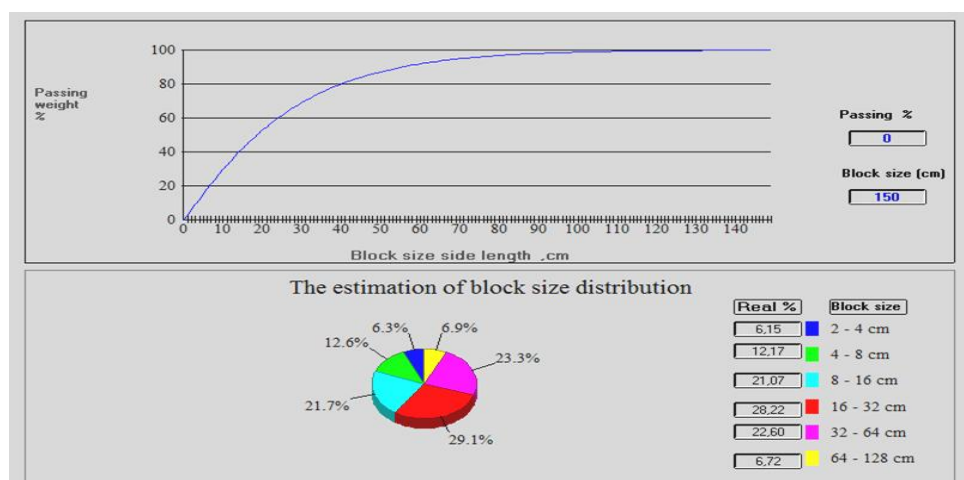


Figure 75: distribution granulométrique du tas de roche abattue avec le diamètre de forage 115 mm, données sortie du logiciel Delpat 3

8. Utilisation du modèle Kuz-Ram pour assurer la granulométrie ciblée

La capacité de pouvoir mesurer et prédire la granulométrie des tas de roches abattues issue du tir est la manière la plus efficace et la plus raisonnable pour juger des résultats d'un tir. Une question récurrente dans l'ingénierie du tir est quelles sont les modifications dans les paramètres du tir qui peuvent modifier la courbe granulométrique des roches abattues, il existe plusieurs méthodes d'évaluation, on emploie couramment le modèle de Kuzentsov-Rammler développé par Cunningham, 1987 pour prévoir la distribution de grandeurs de roches résultant du tir dans les conditions de la carrière d'agrégats d'Héliopolis, à comparer les granulométries obtenues (modélisées) à celles ciblées. Des photos de tas de roche abattue issue de deux tirs dans les conditions d'exploitation du massif de la carrière d'Héliopolis prises à l'aide d'un appareil photo numérique Canon 100 sont présentées sur les (fig.76,77).



Figure 76 : Tas de roche abattue issue de tir 1 du massif rocheux d'Héliopolis



Figure 77 : Tas de roche abattue issue de tir 2 du massif rocheux d'Héliopolis

8.1. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 1

Dans le modèle Kuz-Ram, on introduit premièrement les données du modèle du tableau 53a :

Tableau 53a : Données d'entrée de la modélisation Kuz-Ram

Propriétés de la roche intacte	
Type de roche	Calcaire
Densité de la roche	2,7 kg/ m ³
Module d'élasticité	0,01Gpa
Resistance a la compression simple	71,3Mpa

Fissuration	
Espacement	0.1612m
Pendage	31.69°
Direction	110°
Blocométrie	0,4 m
Explosif	
Densité	1
Energie relative	81 % (ANFO)
Vitesse de détonation nominale	4200 m/s
Vitesse de détonation effective	4200 m/s
Energie de l'explosif	1

En second lieu, nous introduisons les valeurs des paramètres de forage et de tir pour obtenir la consommation spécifique d'explosif, la densité de la charge et la quantité d'explosif par trou de mines. Les valeurs sont montées sur le tableau 53 b.

Tableau 53 b : Données d'entrée des paramètres de forage et de tir

	89	102	115
Diamètre du trou, mm			
longueur de la charge de colonne, m	10.99	10.64	10.16
Distance entre les rangées, m	01.99	01.96	02.05
Distance entre les trous, m	02.58	03.22	03.66
Longueur de sous forage, m	00.85	01.01	01.13
Hauteur du gradin, m	13.00	12.00	11.00
Direction du gradin, (°)	330	330	330
Valeurs obtenues			
Consommation spécifique de l'explosif, kg / t	00.23	00.23	00.23
Densité de la charge, kg/m³	00.63	00.67	00.70
Charge totale par trou, kg/trou	76.01	98.79	123.99

En troisième lieu, nous introduisons dans le modèle la fragmentation ciblée, autrement dit, 80% de 400 mm dans le tas abattu, la taille des hors gabarit est de 800 mm et les particules fines indésirables sont inférieures ou égales à 50 mm. Le modèle de fragmentation est montré sur le tableau 53 c.

Tableau 53 c : Données d'entrée du modèle de fragmentation ciblée

Taille des hors gabarit (non désirée)	0.80 m	800 mm
Taille optimale (ciblée)	0.40 m	400 mm
Taille des particules fines	0.05	50 mm

a. Pour le diamètre du trou 89 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 13 m au lieu de 15 mètre utilisée dans la carrière d'Héliopolis. Les résultats sont montrés sur le tableau 53 d et la figure 79 a.

Tableau 53 d : Fragmentation modélisée par Kuz-Ram du tas abattu pour le diamètre 89 mm

Diamètre du trou de mines	89 mm
Hors gabarits non désirées)	06.50 % de 800 mm

Optimales (désirées)	80.90 % de 400 mm
Particules fines non désirées	12.50 % de 50 mm

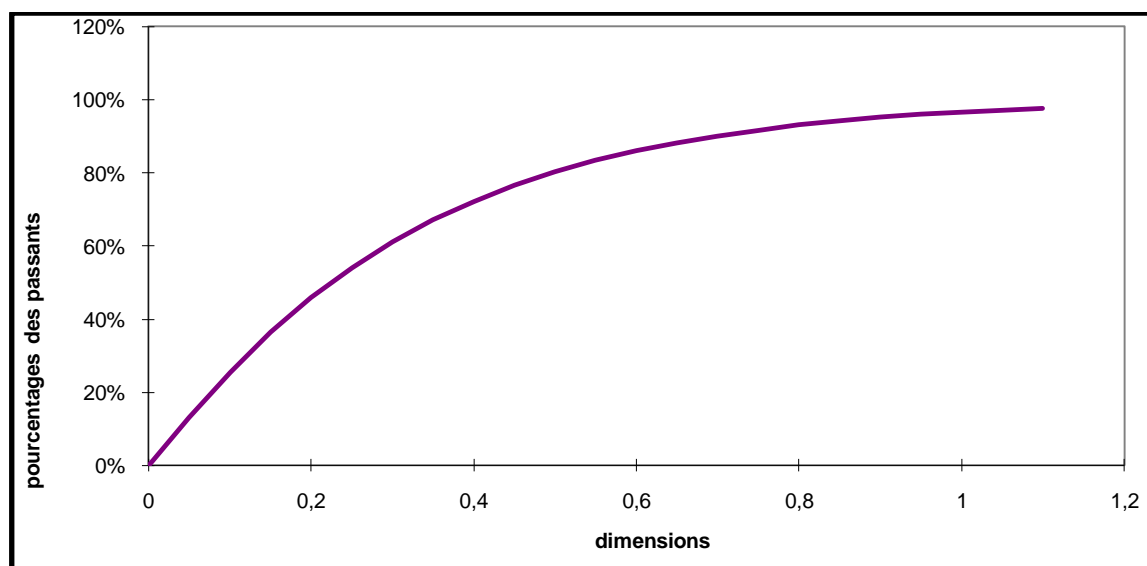


Figure 78 a : Courbe granulométrique, diamètre de trou 89 mm, gradin 1

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 53e suivant :

Tableau 53 e : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 89 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	23 cm
Coefficient d'uniformité	01.09
Taille caractéristique (D60)	0.32 m

b. Pour le diamètre 102 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 13 m au lieu de 15 mètre utilisée dans la carrière d'Héliopolis, les résultats sont montrés sur le tableau 53 f et la figure 79 b.

Tableau 53 f : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 102 mm

Diamètre du trou de mines	102 mm
Hors gabarits (non désirées)	07.20 % de 800 mm
Optimales (ciblées)	80.90 % de 400 mm
Particules fines	11.90 % de 50 mm

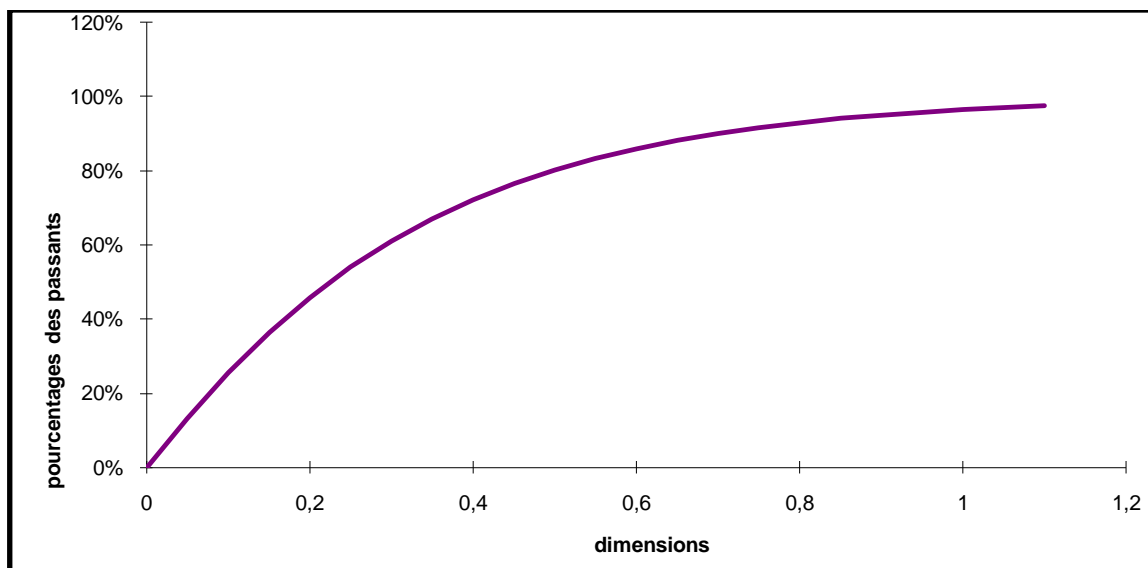


Figure 78 b : Courbe granulométrique, diamètre de trou 102 mm, gradin 1

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 53g suivant :

Tableau 53 g : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 102 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	24 cm
Coefficient d'uniformité	01.09
Taille caractéristique (D60)	0.33 m

c. Pour le diamètre 115 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 11 m au lieu de 15 mètres utilisée dans la carrière Héliopolis, les résultats sont montrés sur le tableau 53 h et la figure 79 c.

Tableau 53 h : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 115 mm

Diamètre du trou de mines	102 mm
Hors gabarits (non désirées)	06.90 % de 800 mm
Optimales (ciblées)	80.00 % de 400 mm
Particules fines	13.10 % de 50 mm

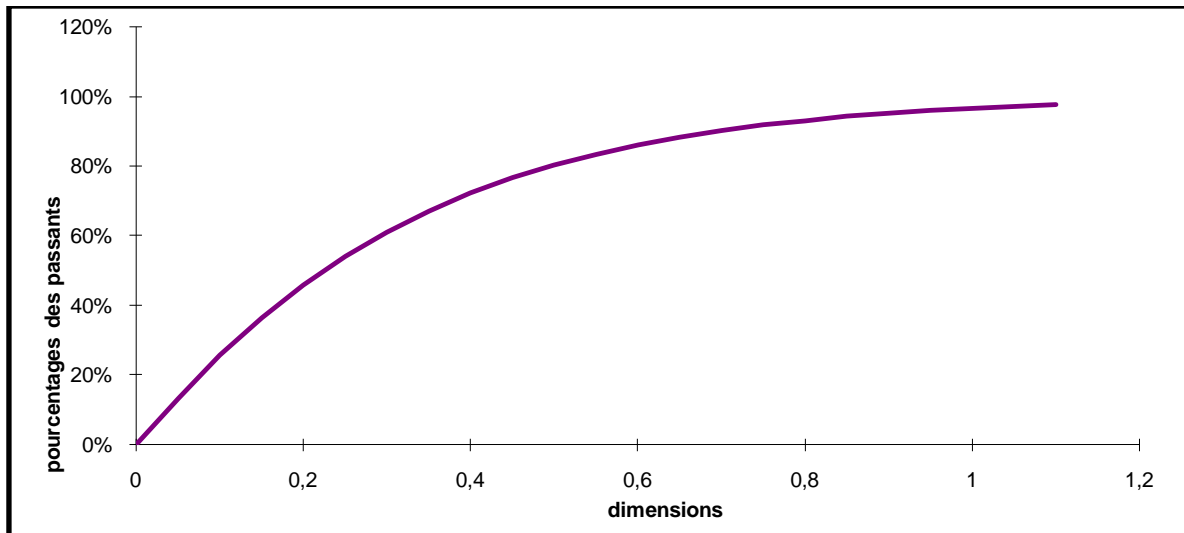


Figure 78 c : Courbe granulométrique, diamètre de trou 115 mm, gradin 1

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 53i suivant :

Tableau 53 i : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 115 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	22 cm
Coefficient d'uniformité	01.06
Taille caractéristique (D₆₀)	0.32 m

8.2. Modèle Kuz-Ram pour le gradin 2

Tableau 54 a : Données d'entrée de la modélisation Kuz-Ram gradin 2

Propriétés de la roche intacte	
Type de roche	Calcaire
Densité de la roche	2,7 kg/ m ³
Module d'élasticité	0,01Gpa
Resistance a la compression simple	71,3Mpa
Fissuration	
Espacement	0.1722 m
Pendage	33.94°
Azimut	60°
Blocométrie	0,4 m
Explosif	
Densité	1
Energie relative	81 % (ANFO)
Vitesse de détonation nominale	4200 m/s
Vitesse de détonation effective	4200 m/s
Energie de l'explosif	1

Tableau 54 b : Données d'entrée des paramètres de forage et de tir

Diamètre du trou, mm	89	102	115
longueur de la charge de colonne, m	10.99	10.64	10.16
Distance entre les rangées, m	01.99	01.96	02.05
Distance entre les trous, m	02.58	03.22	03.66
Longueur de sous forage, m	00.85	01.01	01.13
Hauteur du gradin, m	13.00	12.00	11.00
Direction du gradin, (°)	340	340	340
Valeurs obtenues			
Consommation spécifique de l'explosif, kg / t	00.23	00.23	00.23
Densité de la charge, kg/m³	00.63	00.67	00.70
Charge totale par trou, kg/trou	76.01	98.97	123.99

Tableau 54 c : Données d'entrée du modèle de fragmentation ciblée

Taille des hors gabarit (non désirée)	0.80 m	800 mm
Taille optimale (ciblée)	0.40 m	400 mm
Taille des particules fines	0.05	50 mm

a. Pour le diamètre du trou 89 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 13 m au lieu de 15 mètre utilisée dans la carrière d'Héliopolis. Les résultats sont montrés sur le tableau 54 d et la figure 79d.

Tableau 54 d : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 89 mm

Diamètre du trou de mines	89 mm	
Hors gabarits (non désirées)	07.40 %	de 800 mm
Optimales (ciblées)	80.60 %	de 400 mm
Particules fines	12.00 %	de 50 mm

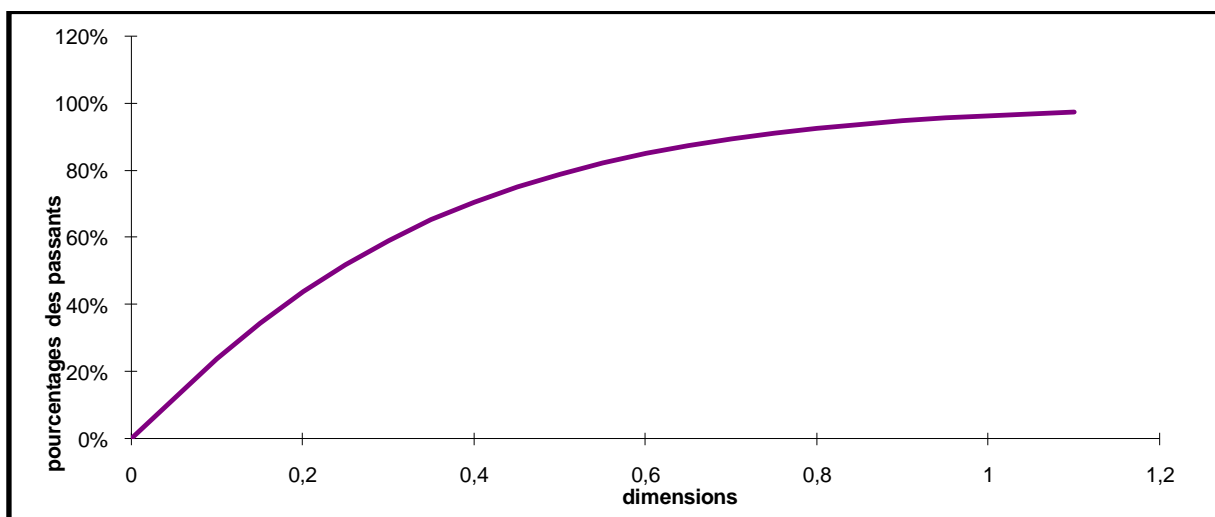


Figure 78 d : Courbe granulométrique, diamètre de trou 89 mm, gradin 2

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 54e suivant :

Tableau 54 e : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 89 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	24 cm
Coefficient d'uniformité	01.09
Taille caractéristique (D₆₀)	0.33 m

b. Pour le diamètre 102 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 12 m au lieu de 15 mètre utilisée dans la carrière d'Héliopolis. Les résultats sont montrés sur le tableau 54 f et la figure 79 e.

Tableau 54 f : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 102 mm

Diamètre du trou de mines	102 mm	
Hors gabarits (non désirées)	08.00 %	de 800 mm
Optimales (ciblées)	79.50 %	de 400 mm
Particules fines	12.50 %	de 50 mm

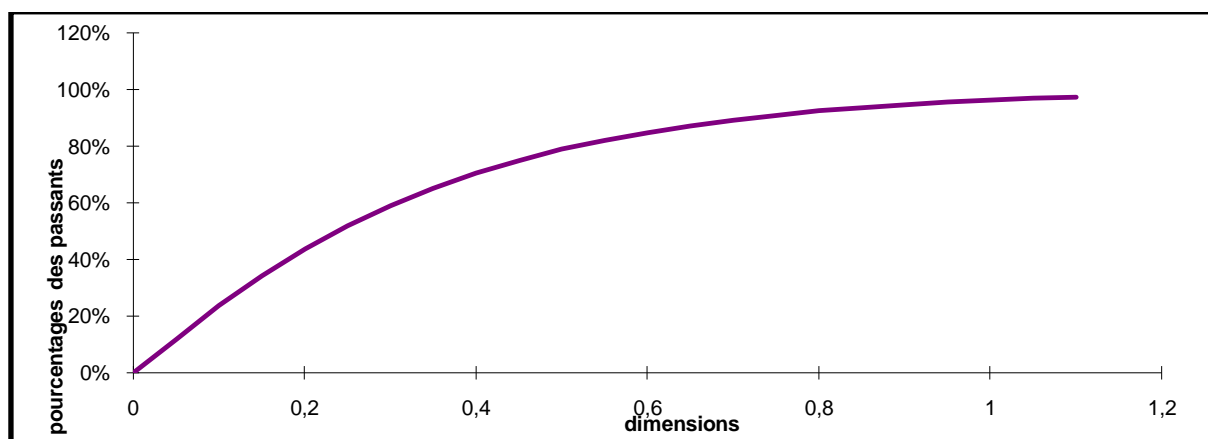


Figure 78 e : Courbe granulométrique, diamètre de trou 102 mm, gradin 2

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 54 g suivant :

Tableau 54 g : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 102 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	24 cm
Coefficient d'uniformité	01.09
Taille caractéristique (D₆₀)	0.33 m

c. Pour le diamètre 115 mm

Pour obtenir une granulométrie ciblée de 80% de 400 mm, la hauteur du gradin doit être de 11 m au lieu de 15 mètre utilisée dans la carrière Héliopolis, les résultats sont montrés sur le tableau 54 h et la figure 79 f.

Tableau 54 h : Fragmentation ciblée du tas abattu pour le diamètre 115 mm

Diamètre du trou de mines	102 mm
Hors gabarits (non désirées)	08.00 % de 800 mm
Optimales (ciblées)	79.50 % de 400 mm
Particules fines	12.50 % de 50 mm

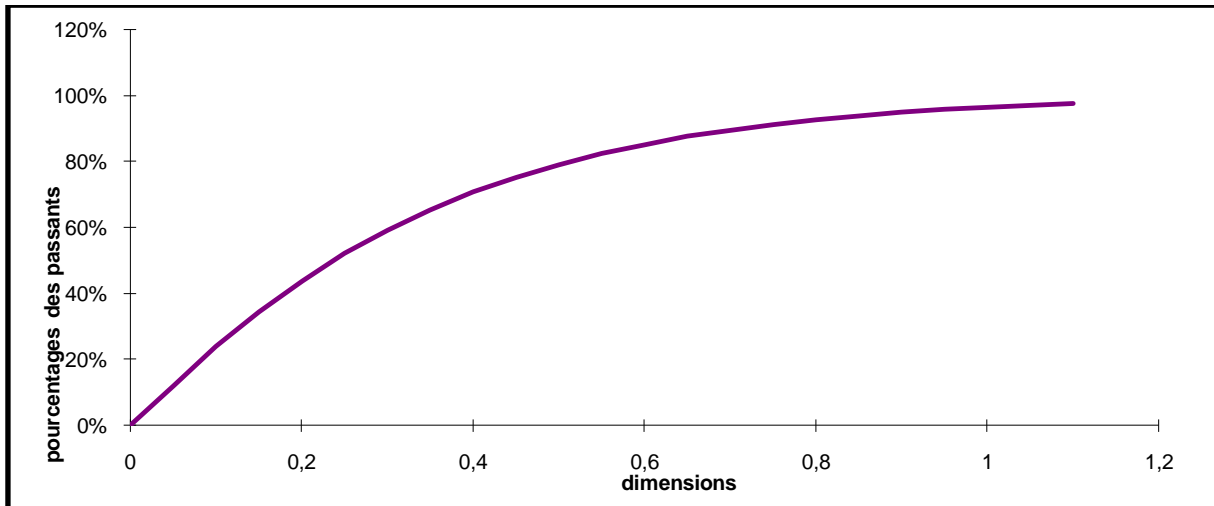


Figure 78 f : Courbe granulométrique, diamètre de trou 115 mm, gradin 2

Les paramètres de Kuz-Ram obtenus sont résumés sur le tableau 54 i suivant :

Tableau 54 i : Paramètres de Kuz-Ram obtenus pour le diamètre 115 mm

Indice de tirabilité	07.29
Dimension moyenne des morceaux de tas abattu	24 cm
Coefficient d'uniformité	01.06
Taille caractéristique (D₆₀)	0.3 m

Les pourcentages des dimensions des morceaux de tas de roches abattues pour les trois diamètres de trou de mines, modèle Kuz-Ram du gradin 1 pour obtenir la courbe granulométriques sont résumés sur le tableau 55 a.

Tableau 55 a : pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues du gradin 1

Diamètre de trou 89 mm		Diamètre de trou 102 mm		Diamètre de trou 115 mm	
passants	dimensions	passants	dimensions	passants	dimensions
0,0%	0	0,0%	0	0,0%	0
12,5%	0,05	11,9%	0,05	13,2%	0,05
24,7%	0,10	23,7%	0,10	25,5%	0,10
35,7%	0,15	34,4%	0,15	36,4%	0,15
45,3%	0,20	43,9%	0,20	45,9%	0,20
53,7%	0,25	52,2%	0,25	54,0%	0,25
60,9%	0,30	59,4%	0,30	61,1%	0,30
67,0%	0,35	65,6%	0,35	67,1%	0,35
72,3%	0,40	70,9%	0,40	72,2%	0,40
76,7%	0,45	75,5%	0,45	76,5%	0,45

80,5%	0,50	79,3%	0,50	80,2%	0,50
83,7%	0,55	82,6%	0,55	83,3%	0,55
86,4%	0,60	85,4%	0,60	86,0%	0,60
88,6%	0,65	87,8%	0,65	88,2%	0,65
90,5%	0,70	89,8%	0,70	90,1%	0,70
92,1%	0,75	91,4%	0,75	91,7%	0,75
93,5%	0,80	92,8%	0,80	93,1%	0,80
94,6%	0,85	94,0%	0,85	94,2%	0,85
95,5%	0,90	95,0%	0,90	95,1%	0,90
96,3%	0,95	95,8%	0,95	95,9%	0,95
96,9%	1,00	96,5%	1,00	96,6%	1,00
97,4%	1,05	97,1%	1,05	97,1%	1,05
97,9%	1,10	97,6%	1,10	97,6%	1,10

Les pourcentages des dimensions des morceaux de tas de roches abattues pour les trois diamètres de trou de mines, modèle Kuz-Ram du gradin 2 pour obtenir la courbe granulométriques sont résumés sur le tableau 55 b.

Tableau 55 b : pourcentage des passants en fonction des dimensions de tas de roches abattues du gradin 2

Diamètre de trou 89 mm		Diamètre de trou 102 mm		Diamètre de trou 115 mm	
passants	dimensions	passants	dimensions	passants	dimensions
0,0%	0	0,0%	0	0,0%	0
12,0%	0,05	12,5%	0,05	12,5%	0,05
23,7%	0,10	24,3%	0,10	24,3%	0,10
34,4%	0,15	34,9%	0,15	34,8%	0,15
43,8%	0,20	44,1%	0,20	44,0%	0,20
52,0%	0,25	52,1%	0,25	52,0%	0,25
59,1%	0,30	59,1%	0,30	59,0%	0,30
65,3%	0,35	65,1%	0,35	65,0%	0,35
70,6%	0,40	70,2%	0,40	70,1%	0,40
75,1%	0,45	74,7%	0,45	74,6%	0,45
79,0%	0,50	78,5%	0,50	78,4%	0,50
82,3%	0,55	81,7%	0,55	81,6%	0,55
85,1%	0,60	84,5%	0,60	84,4%	0,60
87,4%	0,65	86,8%	0,65	86,8%	0,65
89,4%	0,70	88,8%	0,70	88,8%	0,70
91,1%	0,75	90,5%	0,75	90,5%	0,75
92,6%	0,80	92,0%	0,80	92,0%	0,80
93,8%	0,85	93,2%	0,85	93,2%	0,85
94,8%	0,90	94,3%	0,90	94,2%	0,90
95,6%	0,95	95,2%	0,95	95,1%	0,95
96,4%	1,00	95,9%	1,00	95,9%	1,00
97,0%	1,05	96,6%	1,05	96,5%	1,05
97,5%	1,10	97,1%	1,10	97,1%	1,10

8.3. Modèle de Kuz-Ram pour le gradin 3

Nous introduisons les données d'entrée du modèle Kuz-Ram pour le gradin 3, par la procédure appliquée pour les gradins 1 et 2 nous obtenons les résultats suivants :

a). Pour le diamètre du trou 89 mm

Hauteur du gradin 13 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 6.09, Dimension moyenne des morceaux : 20 cm, Coefficient d'uniformité : 1.06, Taille caractéristique (D60) : 0.28

Hors gabarits : 4.2 %, optimales : 81.4 %, fines : 14.4 %.

b). Pour le diamètre de trou 102 mm

Hauteur du gradin 12 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 6.09, Dimension moyenne des morceaux : 20 cm, Coefficient d'uniformité : 1.06, Taille caractéristique (D60) : 0.28

Hors gabarits : 4.7%, optimales : 80.3%, fines : 15%.

c). Pour le diamètre du trou 115 mm

Hauteur du gradin 11 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 6.09, Dimension moyenne des morceaux : 20 cm, Coefficient d'uniformité : 1.06, Taille caractéristique (D60) : 0.28

Hors gabarits : 4.7%, optimales : 80.3%, fines : 14.9 %.

8.4. Modèle de Kuz-Ram pour le gradin 4

Nous introduisons les données d'entrée du modèle Kuz-Ram pour le gradin 3, par la procédure appliquée pour les gradins 1 et 2 nous obtenons les résultats suivants :

a). Pour le diamètre du trou 89 mm

Hauteur du gradin 13 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 7.29, Dimension moyenne des morceaux : 24 cm, Coefficient d'uniformité : 1.09, Taille caractéristique (D60) : 0.33

Hors gabarits : 7.2 %, optimales : 80.6 %, fines : 12.0 %.

b). Pour le diamètre de trou 102 mm

Hauteur du gradin 12 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 7.29, Dimension moyenne des morceaux : 24 cm, Coefficient d'uniformité : 1.06, Taille caractéristique (D60) : 0.33

Hors gabarits : 8.0 %, optimales : 79.5 %, fines : 12.5 %.

c). Pour le diamètre du trou 115 mm

Hauteur du gradin 11 mm au lieu de 15 mm, Indice de tirabilité : 7.29, Dimension moyenne des morceaux : 24 cm, Coefficient d'uniformité : 1.06, Taille caractéristique (D60) : 0.33

Hors gabarits : 8.0 %, optimales : 79.5 %, fines : 12.5 %.

Les résultats de correction de la hauteur de chaque gradin d'exploitation du massif de la carrière d'Héliopolis pour les trous de mines proposés sont résumés sur la (fig.79) suivante :

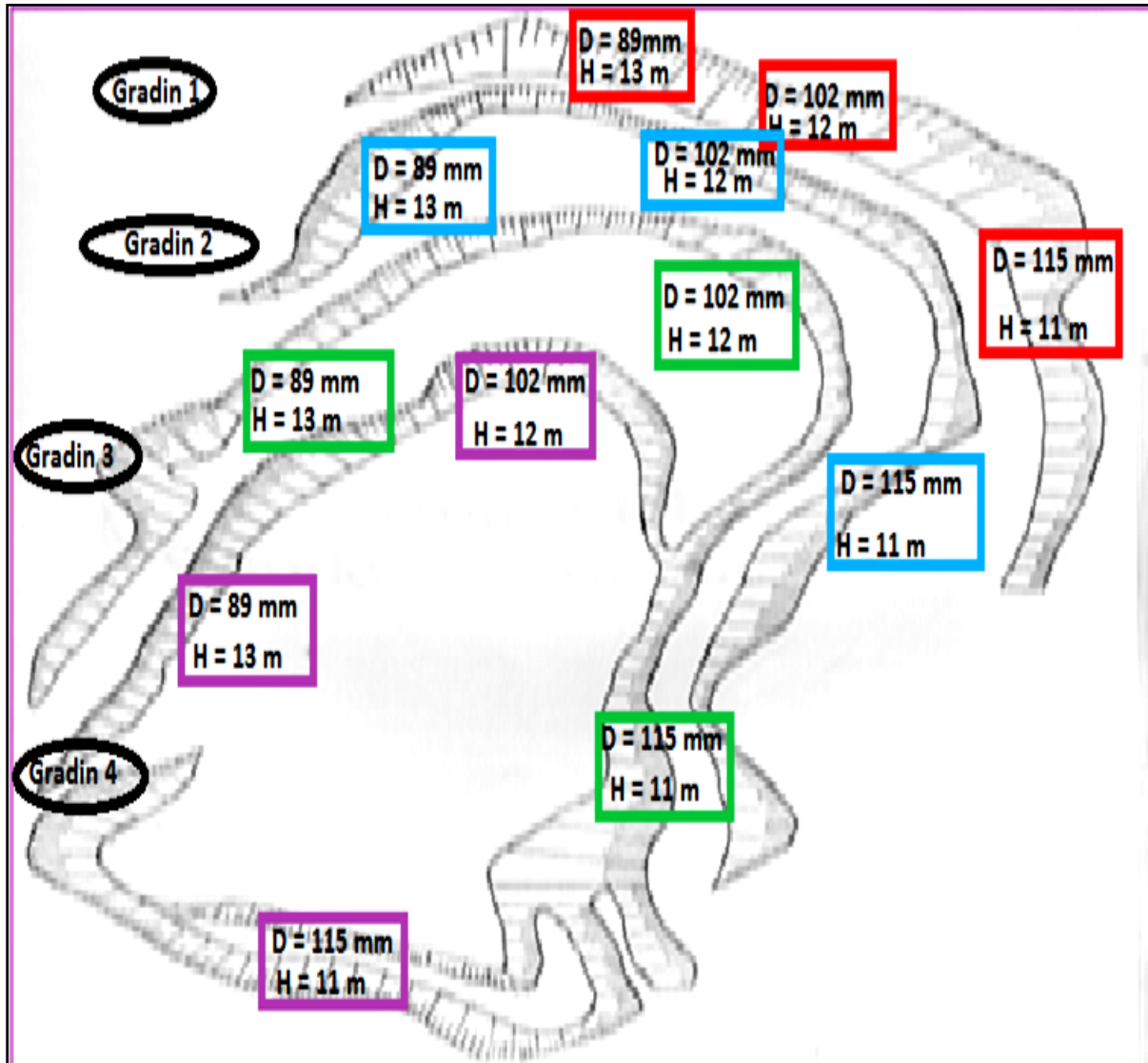


Figure 79 : Correction de la hauteur du gradin pour chaque tir par les trous de mines proposés

9. Conclusion sur le modèle Kuz-Ram

L'objectif principal de toute entreprise minière est la fragmentation satisfaisante et acceptable. Dans les conditions de la carrière d'agrégats d'Héliopolis, la détermination des paramètres optimaux des tirs et la prédiction de la granulométrie du tas de roche abattue, permettent aux récepteurs d'être très proche de la réalité. Les résultats de prédiction sont influencés par la caractérisation du massif, les données sur les propriétés d'un massif ainsi que sa classification doivent être mises à jour au fur et à mesure de la progression des travaux miniers par l'apparition de nouvelles informations sur les discontinuités in situ.

La combinaison de différentes nouvelles techniques d'optimisation et d'analyse nous ont permis de concevoir des plans de tirs rationnels qui donnent un tas de roche qui contient des fragments de dimension appropriées pour améliorer l'exploitation de la carrière sur le plan technique et économique.

L'optimisation des paramètres optimaux de forage et de tir dans les conditions d'exploitation du massif de la carrière d'Héliopolis basé sur la caractérisation et la classification du massif a donnée trois possibilités de trou de mines pour obtenir les paramètres rationnels ; 89 mm, 102 mm et 115 mm a l'aide du système Delpat version 3.

Les résultats d'analyse par le modèle de Kuz-Ram de la fragmentation dans les quatre gradins de la carrière d'Héliopolis montrent que pour obtenir une granulométrie ciblée de 80 % de 400 mm de la taille des fragments pour un tir avec un trou de mines de 89 mm ; la hauteur du chaque gradin est de 13 m au lieu de 15 m appliqué dans la carrière , pour un tir avec un trou de mines de 102 mm ; la hauteur de chaque gradin est de 12 m au lieu de 15 m, pour un tir avec un trou de mines de 115 mm ; la hauteur de chaque gradin est de 11 m au lieu de 15 m.

CONCLUSION ET PERSPECTIVES

L'objectif principal de toute entreprise minière est la fragmentation satisfaisante et acceptable, cependant la détermination des paramètres caractérisant le massif rocheux par les discontinuités naturelles qui les découpent de la carrière d'agrégats d'Héliopolis de Guelma-Algérie est le fil conducteur de notre travail. Nous sommes conscients de certaines insuffisances des modèles de caractérisation et d'estimation de ces structures importantes dans le domaine de la Géologie structurale et le Génie minier. Néanmoins ils permettent aux récepteurs d'être très proche de la réalité, les résultats sont influencés par la tectonique du massif, sa caractérisation est laborieuse et bénéfique, les données sur les propriétés d'un massif ainsi que sa classification doivent être mise à jour au fur et à mesure de la progression des travaux miniers par l'apparition de nouvelles sur les discontinuités.

La combinaison de différentes nouvelles techniques d'analyse, nous ont permis d'estimer et caractériser adéquatement le massif rocheux, d'analyser un certains paramètres géométriques tel que l'orientation et le nombre de familles qui le constituent, l'espacement, la fréquence, la surface spécifique et la densité de fracturation pour chaque famille, à présent des logiciels de projection stéréographique tel que le Stereonet, 2015 fournit une bonne évaluation de traitement des discontinuités structurales et de concevoir des plans de tir rationnels en fonction de ces propriétés analysées, qui donnent un tas de roche abattue contient des fragments de dimensions appropriés pour améliorer l'exploitation du massif sur le plan technique et économique. Les principales conclusions de ce travail de recherche peuvent être résumées comme suit :

1. Du point de vue présentation des familles de discontinuités

Le gradin 1 est découpé par trois familles de discontinuités principales, une famille primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N110°, de pendage 32°, effectif total 110, valeur pourcentage des courbes, 18% et nombre de lignes de mesure 16. La famille secondaire prédominante à position d'orientation horizontale de direction N70°, de pendage 16°, effectif total 52, nombre de lignes de mesure 16, valeur pourcentage des courbes, 6%. La famille tertiaire in dominante à position verticale de direction N340°, de pendage 61°, effectif total 38, nombre de lignes de mesure 09, valeur pourcentage des courbes, 5%.

Le gradin 2 est découpé par trois familles de discontinuités principales, une famille primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N60°, pendage 34°, effectif total 101,

nombre de lignes de mesure 19, valeur pourcentage des courbes, 15%. La famille secondaire prédominante à position d'orientation verticale de direction N150°, pendage 64°, effectif total 84, nombre de lignes de mesure 19, valeur pourcentage des courbes, 14% et une famille tertiaire in dominante à position horizontale de direction N70°, pendage 17°, effectif total 43, nombre de lignes de mesure 17, valeur pourcentage des courbes, 11%.

Le gradin 3 est découpé par trois familles de discontinuités principales, une famille primaire dominante à position d'orientation inclinée de direction N160°, pendage 50°, effectif total 89, nombre de lignes de mesure 15, valeur pourcentage des courbes, 7%. La famille secondaire prédominante à position d'orientation inclinée de direction N60°, pendage 41°, effectif total 76, nombre de lignes de mesure 13, valeur pourcentage des courbes, 7%, la famille tertiaire in dominante à position horizontale N80°, pendage 12°, valeur pourcentage des courbes, 4%.

Le gradin 4 est découpé par trois familles de discontinuités principales, une famille primaire dominante à position d'orientation inclinée, de direction N80°, pendage 41°, effectif total 57, nombre de lignes de mesure 12, valeur pourcentage des courbes, 9%. La famille secondaire prédominante à position d'orientation horizontale de direction N110°, pendage 14°, effectif total 38, nombre de lignes de mesure 9, valeur pourcentage des courbes, 5%. La famille tertiaire in dominante à position verticale N160°, pendage 66°, effectif total 33, nombre de lignes de mesure 9, valeur pourcentage des courbes, 5%.

2. Du point de vue caractérisation géométrique

Le gradin 1, L'espace entre les discontinuités de la famille 1, est de l'ordre de 0.1617m, [16.17 cm], fait appartenir à la classe [6-20cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espace rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1888m, [18.88cm], se situe dans l'intervalle [6 -20 cm], densité de fracturation forte. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.3573 Fr/m. la surface spécifique des discontinuités est de l'ordre de 3.2157m²/m³. La famille 2, l'espace est de l'ordre 0.1612 m, [16.12cm], classe [6-20cm], discontinuités rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.3093 m [30.93cm], fait appartenir à la classe [20-60cm], discontinuités moyenne. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.3877 fr/m. La surface spécifique des discontinuités est de l'ordre de 6.2032m²/m³. La famille 3, l'espace entre les discontinuités est de l'ordre de grandeur de 0.3804m, [38.04cm], en terme descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de

grandeur 0.1031m, [10.31cm], densité forte en termes de description. La fréquence est de l'ordre de 0.1643fr/m. la surface spécifique est de l'ordre de 2.6289 m²/m³.

Le gradin 2, L'espace entre les discontinuités de la famille 1, est de l'ordre de 0.1309 m, [13.09 cm], fait appartenir à la classe [6-20cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espace rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1710 m, [17.10 cm], se situe dans l'intervalle [6-20 cm], densité de fracturation forte. La fréquence des discontinuités est de l'ordre de 0.4020 Fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 7.6388 m²/m³. La famille 2, l'espace est de l'ordre 0.1722 m, [17.22cm], classe [6-20cm], discontinuités rapprochées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.2078 m [20.78cm], fait appartenir à la classe [20-60 cm], discontinuités moyenne. La fréquence est de l'ordre de 0.3055 fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 5.8057 m²/m³. La famille 3, l'espace entre les discontinuités est de l'ordre de grandeur de 0.4595 m, [45.95cm], en terme descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de grandeur 0.1031m, [10.31cm], densité forte en termes de description. La fréquence est de l'ordre de 0.1279 fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 2.1957 m²/m³.

Le gradin 3, L'espace entre les discontinuités de la famille 1, est de l'ordre de 0.1532 m, [15.32cm], fait appartenir à la classe ES₂ [6-20 cm], en termes de description, ces discontinuités sont d'espace espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.2466m, [24.66 cm], se situe dans l'intervalle ID₃ [20 -60 cm], densité de fracturation moyenne. La fréquence des fractures est de l'ordre de 0.4349 Fr/m. La surface spécifique est de l'ordre de 6.5245 m²/m³. La famille 2, l'espace est de l'ordre 0.2666 m, [26.66 cm], classe ES₃ [20 - 60cm], discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.3884 m [21.92cm], fait appartenir à la classe ID₃ [20-60 cm], densité de discontinuités moyenne, la fréquence des fractures est de l'ordre de 0.3801fr / m, la surface spécifique est de l'ordre de 4.9420 m²/ m³. La famille 3, l'espace entre les discontinuités est de l'ordre de grandeur de 0.9523 m, [95.25cm], classe ES₂ [60 - 200 cm], en terme descriptive, se sont des discontinuités espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de grandeur 0.0444 m, [04.44 cm], classe ID₅ [< 6 cm], densité forte en termes de description, la fréquence des fractures est de l'ordre de 0.1191fr / m, la surface spécifique est de l'ordre de 1.0719 m² / m³.

Le gradin 4, L'espace entre les discontinuités de la famille 1, est de l'ordre de 0.2590 m, [25.90 cm], fait appartenir à la classe ES₃ [20 - 60 cm], en termes de description, ces discontinuités sont moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.1388 m, [13.88 cm], se situe dans l'intervalle ID₄ [6 -20 cm], densité de fracturation forte, la fréquence est de l'ordre de 0.4289 Fr/m, la surface spécifique est de l'ordre de 3.8601m²/m³.

La famille 2, l'espace est de l'ordre 0.2727m, [27.27cm], classe ES₃ [20 - 60 cm], discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de 0.2375 m [23.75cm], fait appartenir à la classe ID₃ [20-60 cm], densité de discontinuités moyenne, la fréquence est de l'ordre de 0.3055 Fr /m, la surface spécifique est de l'ordre de 3.6669 m²/m³.

La famille 3, l'espace entre les discontinuités est de l'ordre de grandeur de 0.5245m, [52.45cm], classe ES₃, en terme descriptive, se sont des discontinuités moyennement espacées. La densité de fracturation est de l'ordre de grandeur 0.1333m, [13.33cm].

3. Du point de vue classification

Le gradin 1, le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.74 % fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne, le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 49.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Le gradin 2, le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.00 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne, le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 51.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Le gradin 3, le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 59.42 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne, le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 60.00, fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

Le gradin 4, le RQD moyenne des trois familles est de l'ordre de 65.50 %, fait appartenir à la classe [50-75], la qualité globale du massif est moyenne, le RMR moyenne des trois familles est de l'ordre de 53.00 fait appartenir à la classe [41-60], la qualité globale du massif est moyenne.

4. Du point de vue application en adaptation de plan de tir

Le gradin 1, Dans les fronts de taille (Fr₁, Fr₂, Fr₃), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage, dans les fronts de taille (Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₇, Fr₈, Fr₉, Fr₁₀, Fr₁₁, Fr₁₂, Fr₁₆, Fr₁₇), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60°, le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif. Dans les fronts de taille (Fr₁₃, Fr₁₄, Fr₁₅), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90°, le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif.

Le gradin 2, dans les fronts de taille (Fr₁, Fr₃, Fr₆, Fr₈, Fr₁₀, Fr₁₁, Fr₁₂, Fr₁₃, Fr₁₅), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90°, le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif, dans les fronts de taille (Fr₄, Fr₇, Fr₉, Fr₁₄, Fr₁₇, Fr₁₈, Fr₁₉, Fr₂₀), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60°, le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif. Dans les fronts de taille (Fr₂, Fr₁₆), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage.

Le gradin 3, dans les fronts de taille (Fr₁, Fr₄, Fr₅, Fr₈, Fr₉, Fr₁₁), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90°, le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif, dans les fronts de taille (Fr₂, Fr₆, Fr₇, Fr₁₀, Fr₁₄, Fr₁₅, Fr₁₆, Fr₁₇, Fr₁₈, Fr₂₀), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60°, le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif. Dans les fronts de taille (Fr₃, Fr₁₂), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage.

Le gradin 4, dans les fronts de taille (Fr₁, Fr₇, Fr₁₄, Fr₁₅), les discontinuités sont verticale ou le pendage est situé entre 60° et 90°, le tir est alors effectué en travers bancs contre le pendage et vers l'intérieur du massif, dans les fronts de taille (Fr₂, Fr₃, Fr₉, Fr₁₀, Fr₁₃), les discontinuités sont inclinée, le pendage est situé entre 30° et 60°, le tir est effectué en travers bancs et avec le pendage vers la face libre du massif. Dans les fronts de taille (Fr₄, Fr₅, Fr₆, Fr₈, Fr₁₁), les discontinuités sont horizontale ou le pendage est situé entre 0° et 30°, le tir est alors effectué en direction de pendage.

5. Du point de vue optimisation de plan de tir

L'optimisation des paramètres optimaux de forage et de tir dans les conditions d'exploitation du massif de la carrière d'Héliopolis basé sur la caractérisation et la classification du massif a donnée trois possibilités de trou de mines pour obtenir les paramètres rationnels 89 mm, 102 mm, 115 mm à l'aide du système Delpat version 3. L'entrée des données de la roche intacte, la fissuration, l'explosif, le plan de tir obtenu par le logiciel Delpat dans le modèle de Kuz-Ram dans le but d'obtenir une granulométrie ciblée 80 % de 400 mm de tas de roche abattu.

Les résultats d'analyse par le modèle de Kuz-Ram de la fragmentation dans les quatre gradins de la carrière d'Héliopolis montrent que pour obtenir une granulométrie ciblée de 80 % de 400 mm de la taille des fragments pour un tir avec un trou de mines de 89 mm ; la hauteur du chaque gradin est 13 m au lieu de 15 m. Pour un tir avec un trou de mines de 102 mm ; la hauteur de chaque gradin est 12 m au lieu de 15 m. Pour un tir avec un trou de mines de 115 mm la hauteur de chaque gradin est 11 m au lieu de 15 m.

Les perspectives de ce travail de recherche sont multiples, en rapport avec les différents thèmes de recherche abordés, ouvrent de larges perspectives de ce travail. Nous présentons quelques axes :

- L'étude structurale du massif recèle la difficulté liée au manque des connaissances sur le comportement mécanique des discontinuités. Des recherches plus poussées sur les liens entre les propriétés mécaniques et les paramètres géométriques d'autre part, permettraient de résoudre en partie cette difficulté.
- La caractérisation des massifs rocheux à petite échelle et quantification des discontinuités rocheuses sur les carottes de sondage pour une étude de corrélation entre les deux modèles géologiques de caractérisation des massifs rocheux, à grande et à petite échelle.
- La caractérisation de la roche intacte des massifs rocheux, description, échantillonnage, quantification des différentes propriétés par les analyses de laboratoire pour valider et confirmer son influence directe ou indirecte sur la conception minière.
- Une étude détaillée sur la caractérisation des hétérogénéités des massifs rocheux incluant les pores, les cavités, karsts, altération et les variations lithologiques, les conditions hydrogéologiques et hydrologiques du massif, afin d'établir son influence sur la conception minière.

- L'étude d'un massif rocheux doit être commencée par une observation éloignée, les photos aériennes ou les photos élaborées par les satellites, résoudre cette difficulté rencontrée lors de la réalisation de l'étude. La caractérisation des discontinuités tectoniques sur des cartes géologiques en utilisant des techniques avancées, le système d'information géographique par exemple, est un outil moderne dans le domaine de géologie de terrain pour la confirmation, la validation de la caractérisation des discontinuités des massifs rocheux in situ sur le terrain.
- L'auscultation des massifs rocheux par les méthodes indirectes ou l'application de la géophysique en surface et en profondeur, pour caractériser et détecter les anomalies structurales du massif rocheux. L'application des techniques et des appareils géophysiques très développées employées aujourd'hui dans le domaine de l'auscultation des discontinuités des massifs rocheux.
- La validation de système de classification RQD et RMR par d'autres méthodes de classification, le Rock Tunneling Index Q de Barton ou le Geological Strength Index GSI de Hoek et Brown et le Slope Mass Rating SMR de Romana.
- Application des nouvelles techniques de traitement numérique d'images utilisé aujourd'hui dans l'étude des discontinuités des massifs rocheux pour faciliter l'analyse et l'interprétation.
- Application des résultats pour la conception des plans de tirs avec utilisation d'autres méthodes de conception Ash, Konia, etc.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

1. **Allmendinger. R.W, 2015:** Structural geology Algorithms, vectors et tensors: Cambridge, England, Cambridge university press, 289 p.
2. **Allmendinger. R.W, Cardozo. N, 2013:** Spherical projections with OSX Stéreonet: Computers and Geosciences, V.51,no,0,l.193-205,doi:10.1016/j.cageo.2012.07.021.
3. **AFTES, 2001:** Association française des travaux d'exploitations sous terrains. Texte provisoire des recommandations pour une description des massifs rocheux utiles à l'étude de la stabilité des ouvrages sous terrains. GT1 : géologie- géotechniques.
4. **AGAP, 1992 :** Géophysique appliquée : code de bonne pratique, UFG 77,1992.
5. **Alfonsi. P, Fouché.O, 2003 :** Les fondations au rocher : influence de la fracturation sur la répartition des tassements au pied des piles d'un viaduc, fondations superficielles. Magnan et Droniuc (ed) 2003, presses de l'ENPC/LCPC, Paris.
6. **Asroun. A, Durville.J.L, 2005:** Stabilité des massifs rocheux fissurés, Revue française de géotechnique N° 112, 3^{eme} trimestre, 2005.
7. **Armatys, M, 2012 :** Modification des classifications géotechniques pour les massifs rocheux schisteux, thèse de doctorat, 198 p, Génie minérale, Montréal, 2012.
8. **Bieniawski. Z.T, 1989:** Engineering Rocks Mass Classification. 251 p (John Wiley & Sons: New York).
9. **Belousov. V, 1978:** Géologie structurale, Edition Mir Moscow, 1978, P 9-20.
10. **Barton. N,Lien. R, Lunde. J, 1974:** Engineering classification of Rock Mass for the Design Support. Rock Mechanics, Vol 6, pp.189 - 236.
11. **Beaujoint. N et Duffaut. P, 1971 :** La surveillance du comportement des fondations de barrages ; Industrie Minérale, n° spécial 15 juillet, P 134-149, 1971.
12. **Barton. N, Choubey. V, 1977:** The shear strength of rock joints in theory and practice, Rock Mechanics, v10, issue 1, pp 1-54.
13. **Billings. M.P, 1972:** Structural geology. Prentice - Hall. Inc, 606 p,1972.
14. **CFMR-MMR, 2000 :** Comité Français de Mécanique des Roches (2000), Manuel de mécanique des roches. Tome 1 : Fondements. Les Presses de l'Ecole des Mines de Paris, coordonné par F. Homand et P. Duffaut, 265 p.

15. **Cunningham. C.V, 1982:** the Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting, trans. 1st Int. Symp. Rock fragmentation by blasting, Lulea, pp 439- 454.
16. **Cunningham. C.V, 1987:** fragmentation estimations and the Kuz-Ram model-four years on, 1st int. Symp. Rock fragmentation by blasting, Colorado, pp 475-487.
17. **Chalhoub. M, 2006 :** Apports des méthodes d'homogénéisation numériques à la classification des massifs rocheux fracturés, thèse de doctorat, Paris, 225p.
18. **Danell. R.E, Luan.V. K, 1997:** Influence of discontinuity en presplitting effectiveness - fragblast, vol.1, p 27-29.
19. **Durville. J.L, 2001:** Mécanique des roches. Généralités et description des massifs rocheux. C350. Techniques de l'ingénieur, traités construction, p 1-11.
20. **Dessureault. S, 2006:** Mining and geological engineering rocks Excavation, Mne 415-515: Course Notes - spring 2006, University of Arizona.
21. **Deer. D, 1967:** The Rock quality designation index (RQD).
22. **Delga. D, 1969:** Mise en point sur la structure du N-E de la Berberie. Bull.serv.Carte géologique d'Algérie (nouvelle série) n 39. P 89 - 131.
23. **DPAT, 2008 :** Direction de La Planification et de l'Aménagement du Territoire. Rapport Interne, Monographie de La wilaya de Guelma, 36 p.
24. **Dagdalen. K, 2007:** Strategic Open Pit Mine Planning Course Outline, Mars 2007, Antofagasta, Chile.
25. **Delille. F, 2012 :** Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert, thèse de doctorat, Paris.
26. **Fourmaintraux. D, 1973:** Structure des massifs rocheux et quantifications des familles des discontinuités du massif, v 118, p 69-75.
27. **Foucault. A, J.F. Raoult, 1995 :** Dictionnaire de géologie, 4eme édition, Masson, Paris, 1995.
28. **Héraud. H et al, 1991:** Caractérisation des massifs rocheux. Mines et carrières, le technique n° spécial tirs : 4-5/91, p10-17.
29. **Héraud. H, Livret. M, 1987:** Reconnaissance du massif rocheux prise d'emprunte dans un forage, mine et carrière, vol. 69, p 27-30.

- 30. Hastrulid. W, 1999:** Blasting principles for open pit mining: General design concepts, Colorado school of mines, golden, USA.
- 31. Henry. M.J, 1983:** Méthodes modernes de géologie de terrains, 2 a manuel d'analyse structurale, méthode d'observation de mesure et notation. 2b manuel d'analyse structurale, traitement des données, 2c interprétation des données, Edition technique, 323 p.
- 32. Homand - Etienne. F, Berthout. B, Houpert. R, Chapot.P, 1987:** Comparaison de diverses méthodes de reconnaissance de la fracturation des massifs rocheux, approche géostatistique, bull. Lais labo p, et ch. 152-nov., déc.1987- réf.3212.
- 33. Hoek et al, 1995:** Support of underground excavation in hard rock.a.a. balkima /Rotterdam/brook field.
- 34. Hills E.S, 1963:** Elements of structural geology. Meuthuen and co, 483p, 1963.
- 35. ISRM, 1997:** Société Internationale de Mécanique des Roches : Suggested methods for the quantitative descriptions of discontinuities in Rock Mass- Int. J. Rock. Mech.Min.Sci.Geomech. Abstr, Vol, 15, p 319 -368.
- 36. Kuznetsov. R, 1973:** The mean diameter of fragments formed by blasting rock, soviet mining science, 9, 1973.
- 37. Jimeno. J.L, 1995:** Drilling and blasting of rocks.
- 38. Kiszlo. M, 1995:** Tir d'abattage à l'explosif et protection de l'environnement. Mines et carrière, Nov.1995, p 87-91.
- 39. Louis. C, 1974 :** Reconnaissance des massifs rocheux par sondage et classification géotechniques des roches.ann.ist.tech.paris, n.108, pp.97-122.
- 40. Lambardi. J, 2000 :** La classification des masses rocheuses utile, adéquate et suffisante, Ass. Suisse des Géologues, Bellinzona, 2000.
- 41. Langfords. U, 1974:** The modern technic of the rock blasting, Stockholm.
- 42. Lilly. P.A, 1986 :** An empirical method of assessing rock mass blastability, the Aus. Imm/ IE Aust. Newman Combined Group, Large Open Pit Mining Conference, pp 41- 44.
- 43. LTPE, 2006 :** Laboratoire des travaux publics subdivision Est-Guelma. Rapport des analyses, 2006.

- 44. Muller. B, 1997:** Adapting technologies to the characteristic of rock mass in order to improve blasting results and reduce blasting vibration. *Fragblast*, vol 1, n°3, 1997, p 361-378.
- 45. Mouza. J.D, Hadj Hassen.F, 2002 :** Caractérisation du massif rocheux, les techniques de l'industrie minérales, N° 13/Mars, 2002.
- 46. Priest. S.D, Hudson. J.A, 1981:** Estimation of discontinuity spacing and trace length using scan line survey. *int j.rock mech. min.sciet geomech.Abst.18.3*, pp 183-197.
- 47. Palmström. A, 1982:** The volumetric joints count a useful and simple measure of the degree of rock jointing.*proc.4th.int.congres.int.assoc.eng.geol.delhi,vol.5, and pp.221-228.*
- 48. Palmström. A, 1995:** RMI - a rock mass characterization system for rock engineering purposes. PhD. thesis, Oslo University, Norway, 400 p.
- 49. Priest. S.D, 1993:** Discontinuity analysis for rock engineering, Chapman & Hall, 473p.
- 50. Panet. M, 1967 :** Etude de la structure d'un massif rocheux, *bull. lais labo, routiers p. et ch. N° 28-Nov - Déc, 1967-Réf, 391.*
- 51. Ruhland. M, 1973:** Méthodes géologique d'études de la fracturation naturelle de roches associées à divers modèles structuraux, *Bull. Sc. Geol. Strasbourg, 1973.*
- 52. Ramsay. J.G, 1967:** folding and fracturing of rocks. Mc Graw-Hill, 568p, 1967.
- 53. Serratrice. J.F, 1997 :** La représentation de l'exploitation des données de fracturation, session de formation continue de l'ENPC, travaux et ouvrages en milieu rocheux, p70.
- 54. Sirieys. P, 2001, Palmström. A 2002:** Structure, contrainte litho statiques, et notion des massifs rocheux, *Rev. F.Géotech. 97, 4^{eme} trim.2001.*
- 55. Schmidt. B, 1987:** Learning from Nuclear Repository design: the Ground Control Plan.*Proc.6th Aus. Tunneling Conf. Australian Geomechanics Society, Melbourne, pp.11-19.*
- 56. Stéreonet visible geology, 2015:** Orientation data, pik planes and lines 3D, roses diagrams, Beta version.
- 57. Sitter L.U, 1964:** Structural geology. Mc Graw-Hill, 551p, 1964.

- 58. Serratrice. J.F, Durville. J.L, 1997 :** Description des roches et des massifs rocheux, exploitation de deux bases de données, Bulletin des laboratoires des Ponts et Chaussées-211-Septembre - Octobre, 1997-réf.4154 - pp.73 - 87.
- 59. Vila.J.M, 1980 :** La chaîne alpine d'Algérie orientale et des couffins d'Algéro-Tunisiens I.II.III thèse Es- sciences Paris, pp 139-174.
- 60. Wyllie, D.C, Mah, C.W, 2004:** Rock slope engineering: civil and mining, Spon Press, New York.

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Université Badji Mokhtar-Annaba-

Badji Mokhtar-Annaba-University



جامعة باجي مختار- عنابة-

Année: 2016

Faculté des Sciences de la Terre

Département des Mines

ANNEXES

**DEVELOPPEMENT D'UNE MÉTHODOLOGIE D'ESTIMATION
DES DISCONTINUITÉS DU MASSIF ROCHEUX EN VUE DE SON
UTILISATION EN CONCEPTION MINIÈRE**

Option :

Exploitation des Mines

Par

KIMOUR Mohamed

Devant le jury composé de :

Président :	BOUKELLOUL M.L	Pr. Université Badji Mokhtar-Annaba.
Rapporteur :	SERRADJ. T	Pr. Université Badji Mokhtar-Annaba.
Examineurs :	CHOUABI. A	M.C.A. Université Badji Mokhtar-Annaba.
	KHIARI. A	Pr. Université Oum El Bouaghi.
	BOUMEZBEUR.A	Pr. Université de Tébessa.
	DJAIZ. F	M.C.A. Université de Batna.

Année Universitaire : 2015 / 2016

Annexe 01 : Fiche type de prélèvements des discontinuités du gradin 1

Carrière : Socar. Héliopolis. Guelma			Type de roche : Calcaire massif										
Ouvrage : Gradin 1			Relevé effectué par : M. KIMOUR, 2007										
Orientation : discontinuités naturelles													
Lignes de levés ou d'échantillonnage	points	Orientations		Extension			Propriétés de surface			remplissage			
		Azimut	pendage	G	M	P	L	O	R	Argile	calcite	Quartz	
Gradin 1. front de taille 1 Gr ₁ . Fr ₁ Azimut : N280 Pendage : 15NW x : 0 - 20 m y : 0 - 15 m	1	N 280	20 NW			•	•				•		
	2	N 260	15 SW			•	•				•		
	3	N 290	40 NW		•			•			•		
	4	N 270	0 NW			•	•				•		
	5	N 220	45 NW		•			•			•		
	6	N 260	10 SW			•	•				•		
	7	N 300	30 NW		•			•			•		
	8	N 310	30 NW		•			•			•		
	9	N 350	40 NW		•			•			•		
	10	N 290	35 NW		•			•			•		
	11	N 300	35 NW		•			•			•		
	12	N 300	25 NW		•			•			•		
	13	N 290	30 NW		•			•			•		
	14	N 290	32 NW		•			•			•		
	15	N 310	40 NW		•			•			•		
	16	N 306	30 NW		•			•			•		
Gradin 1. front de taille 2 Gr ₁ . Fr ₂ Azimut : N290 Pendage : 20NW x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	17	N 250	22 SW			•	•				•		
	18	N 240	25 SW		•			•			•		
	19	N 231	25 SW		•			•			•		
	20	N 260	20 SW			•	•				•		
	21	N 254	15 SW			•	•				•		
	22	N 210	25 SW		•			•			•		

	23	N 262	40 SW		•			•		•		
	24	N 328	22 NW			•	•			•		
	25	N 260	35 SW		•			•		•		
	26	N 298	30 NW		•			•		•		
	27	N 298	36 SW		•			•		•		
<p>Gradin 1. front de taille 3 Gr₁. Fr₃ Azimut : N300 Pendage : 30NW x : 40 - 60 m y : 0 - 15 m</p>	28	N 284	10 NW			•	•			•		
	29	N 298	30 NW		•			•		•		
	30	N 330	60 NW	•					•	•		
	31	N 292	28 SW		•			•		•		
	32	N 290	30 NW		•			•		•		
	33	N 250	25 SW		•			•		•		
	34	N 304	30 NW		•			•		•		
	35	N 282	22 NW			•	•			•		
	36	N 290	40 NW		•			•		•		
	37	N 322	50 NW	•					•	•		
	38	N 340	60 NW	•					•	•		
	39	N 290	32 NW		•			•		•		
<p>Gradin 1. front de taille 4 Gr₁. Fr₄ Azimut : N310 Pendage : 40NW x : 60 - 80 m y : 0 - 15 m</p>	40	N 348	70 NW	•					•	•		
	41	N 290	40 NW		•			•		•		
	42	N 290	44 NW		•			•		•		
	43	N 290	35 NW		•			•		•		
	44	N 260	30 SW		•			•		•		
	45	N 250	20 SW			•	•			•		
	46	N 280	10 NW			•	•			•		
	47	N 310	25 NW		•			•		•		
	48	N 300	30 NW		•			•		•		
	49	N 300	20 NW			•	•			•		
	50	N 350	60 NW	•					•	•		
	51	N 340	60 NW	•					•	•		
	52	N 300	35 NW		•			•		•		

<p>Gradin 1. front de taille 5 Gr₁. Fr₅ Azimut : N320 Pendage : 50NW x : 80 - 100 m y : 0 - 15 m</p>	53	N 300	25 NW		•			•		•		
	54	N 12	60 NE	•					•	•		
	55	N 14	50 NE	•					•	•		
	56	N 18	56 NE	•					•	•		
	57	N 20	60 NE	•					•	•		
	58	N 70	20 NE			•	•				•	
	59	N 48	65 NE	•					•	•		
	60	N 308	30 NW		•				•		•	
	61	N 290	25 NW		•				•		•	
	62	N 290	40 NW		•				•		•	
	63	N 290	35 NW		•				•		•	
	64	N 296	30 NW		•				•		•	
	65	N 254	20 SW			•	•				•	
	66	N 280	10 SW			•	•				•	
67	N 290	30 NW		•				•		•		
<p>Gradin 1. front de taille 6 Gr₁. Fr₆ Azimut : N330 Pendage : 60NW x : 100 - 120 m y : 0 - 15 m</p>	68	N 306	25 NW		•			•		•		
	69	N 292	25 NW		•			•		•		
	70	N 294	44 NW		•			•		•		
	71	N 293	38 NW		•			•		•		
	72	N 290	30 NW		•			•		•		
	73	N 290	32 NW		•			•		•		
	74	N 290	30 NW		•			•		•		
	75	N 330	28 NW		•			•		•		
	76	N 284	15 NW			•	•				•	
	77	N 318	35 NW		•						•	
<p>Gradin 1. front de taille 7 Gr₁. Fr₇</p>	78	N 308	28 NW		•			•		•		
	79	N 308	30 NW		•			•		•		
	80	N 294	32 NW		•			•		•		
	81	N 294	40 NW		•			•		•		
	82	N 290	40 NW		•			•		•		

Azimut : N340 Pendage : 70NW x : 120 -140 m y : 0 -15 m	83	N 270	10 NW			•	•			•		
	84	N 292	28 NW		•			•		•		
	85	N 292	30 SW		•			•		•		
	86	N 320	40 NW		•			•		•		
	87	N 308	25 NW		•			•		•		
	88	N 286	18 NW			•	•			•		
	89	N 270	10 NW			•	•			•		
	90	N 290	30 NW		•			•		•		
	91	N 291	32 NW		•			•		•		
Gradin 1. front de taille 8 Gr ₁ . Fr ₈ Azimut : N340 Pendage : 70NW x : 120 -140 m y : 0 -15 m	92	N 248	22 SW			•	•			•		
	93	N 250	20 SW			•	•			•		
	94	N 254	22 SW			•	•			•		
	95	N 260	20 SW			•	•			•		
	96	N 268	28 SW		•			•		•		
	97	N 248	25 SW		•			•		•		
	98	N 250	20 SW			•	•			•		
	99	N 240	30 SW		•			•		•		
	100	N 240	32 SW		•			•		•		
	101	N 290	30 NW		•			•		•		
	102	N 290	35 NW		•			•		•		
	103	N 254	20 SW			•	•			•		
	104	N 300	40 NW		•			•		•		
Gradin 1. front de taille 9 Gr ₁ . Fr ₉ Azimut : N280 Pendage : 10NW x : 160 - 180 m y : 0 - 15 m	105	N 260	15 SW			•	•			•		
	106	N 264	22 SW			•	•			•		
	107	N 270	10 SW			•	•			•		
	108	N 278	10 NW			•	•			•		
	109	N 280	10 NW			•	•			•		
	110	N 272	15 NW			•	•			•		
	111	N 260	20 SW			•	•			•		
	112	N 292	28 NW		•			•		•		

	113	N 294	32 NW		•			•		•		
	114	N 298	28 NW		•			•		•		
	115	N 294	35 NW		•			•		•		
	116	N 298	40 NW		•			•		•		
Gradin 1. front de taille 10 Gr ₁ . Fr ₁₀ Azimut : N290 Pendage : 20NW x : 180 – 200 m y : 0 -15 m	117	N 284	15 NW			•	•			•		
	118	N 306	40 NW		•			•		•		
	119	N 310	42 NW		•			•		•		
	120	N 0	80 NE	•					•	•		
	121	N 16	68 NE	•					•	•		
	122	N 50	40 NE		•			•		•		
	123	N 40	35 NE		•			•		•		
	124	N 80	20 NE			•	•			•		
	125	N 60	30 NE		•			•		•		
	126	N 10	70 NE	•					•	•		
	127	N 12	75 NE	•					•	•		
	128	N 15	70 NE	•					•	•		
	Gradin 1. front de taille 11 Gr ₁ . Fr ₁₁ Azimut : N300 Pendage : 10NW x : 200 - 220 m y : 0 -15 m	129	N 70	15 NE			•	•			•	
130		N 65	25 NE		•			•		•		
131		N 54	35 NE		•			•		•		
132		N 64	30 NE		•			•		•		
133		N 60	30 NE		•			•		•		
134		N 50	40 NE		•			•		•		
135		N 72	25 NE		•			•		•		
136		N 68	22 NE			•	•			•		
137		N 80	10 NE			•	•			•		
Gradin 1. front de taille 12 Gr ₁ . Fr ₁₂		138	N 340	60 NW	•					•	•	
	139	N 350	68 NW	•					•	•		
	140	N 300	35 NW		•			•		•		
	141	N 300	30 NW		•			•		•		
	142	N 342	50 NW	•					•	•		

Azimut : N310 Pendage : 40NW x : 220 - 240 m y : 0 -15 m	143	N 10	70 NE	●					●	●		
	144	N 20	70 NE	●					●	●		
	145	N 324	40 NW		●			●		●		
	146	N 312	38 NW		●			●		●		
	147	N 300	28 NW		●			●		●		
	148	N 301	25 NW		●			●		●		
	149	N 305	28 NW		●			●		●		
	150	N 300	40 NW		●			●		●		
Gradin 1. front de taille 13 Gr ₁ .Fr ₁₃ Azimut : N320 Pendage : 65NW x : 240 - 260 m y : 0 -15 m	151	N 304	38 NW		●			●		●		
	152	N 340	65 NW	●					●	●		
	153	N 330	50 NW	●					●	●		
	154	N300	44 NW		●			●		●		
	155	N300	40 NW		●			●		●		
	156	N340	70 NW	●					●	●		
	157	N14	75 NW	●					●	●		
	158	N20	70 NE	●					●	●		
	159	N60	60 NE	●					●	●		
	160	N90	10 NE			●	●				●	
	161	N10	80 NE	●					●	●		
Gradin 1. front de taille 14 Gr ₁ . Fr ₁₄ Azimut : N330 Pendage : 60NW x : 260 - 280 m y : 0 -15 m	162	N 110	20 SE			●	●				●	
	163	N 104	10 SE			●	●				●	
	164	N 120	20 SE			●	●				●	
	165	N 128	22 SE			●	●				●	
	166	N 144	35 SE		●			●			●	
	167	N 130	40 SE		●			●			●	
	168	N 124	25 SE		●			●			●	
	169	N 120	30 SE		●			●			●	
	170	N 100	20 SE			●	●				●	
	171	N 280	25 NW		●			●			●	
	172	N 276	20 NW			●	●				●	

Gradin 1. front de taille 15 Gr ₁ . Fr ₁₅ Azimut : N340 Pendage : 70NW x : 280 - 300 m y : 0 -15 m	173	N 270	10 NW			•	•			•		
	174	N 280	22 NW			•	•			•		
	175	N 282	24 NW		•			•		•		
	176	N 330	50 NW	•					•	•		
	177	N 330	60 NW	•					•	•		
	178	N 300	40 NW		•			•		•		
	179	N 300	42 NW		•			•		•		
	180	N 300	35 NW		•			•		•		
	181	N 301	30 NW		•			•		•		
	182	N 300	28 NW		•			•		•		
	183	N 320	40 NW		•			•		•		
Gradin 1. front 16 Gr ₁ . Fr ₁₆ Azimut : N350 Pendage : 70NW x : 300 - 320m y : 0 - 15m	184	N 38	60 NE	•					•	•		
	185	N 16	70 NE	•					•	•		
	186	N 84	10 NE			•	•			•		
	187	N 48	50 NE	•					•	•		
	188	N 52	45 NE	•					•	•		
	189	N 70	20 NE			•	•			•		
	190	N 90	0 NE			•	•			•		
191	N 82	10 NE			•	•			•			
Gradin 1. front de taille 17 Gr ₁ . Fr ₁₇ Azimut : N360 Pendage : 80NW x : 320 - 350 m y : 0-15 m	192	N 120	25 NE		•			•		•		
	193	N 118	28 NE		•			•		•		
	194	N 100	10 NE			•	•			•		
	195	N 130	40 NE		•			•		•		
	196	N 152	60 NE	•					•	•		
	197	N 160	70 NE	•					•	•		
	198	N 178	70 NE	•					•	•		
	199	N 62	50 NE	•					•	•		
	200	N 30	30 NE		•			•		•		

Annexe 02 : Fiche type de prélèvements des discontinuités du gradin 2

Carrière : Socar. Héliopolis. Guelma.				Type de roche : Calcaire massif								
Ouvrage : Gradin 2				Relevé effectué par : M. KIMOUR, 2007								
Orientation : discontinuités naturelles												
Lignes de levé ou d'échantillonnage	points	Orientations		Extension			Propriétés de surface			Remplissage		
		Azimut	Pendage	G	M	P	L	O	R	Argile	calcite	Quartz
Gradin 2. front de taille 1 Gr ₂ . Fr ₁ Azimut : N230 Pendage : 40 SW x : 0 - 20 m y : 0 -15 m	1	N 140	60 SW	●					●	●		
	2	N 200	60 SW	●					●	●		
	3	N 246	20 SW			●	●			●		
	4	N 190	75 SW	●					●	●		
	5	N 198	67 SW	●					●	●		
	6	N 260	05 SW			●	●			●		
	7	N 190	75 SW	●					●	●		
	8	N 188	77 SW	●					●	●		
	9	N 220	45 SW		●				●	●		
	10	N 222	43 SW		●				●	●		
	11	N 228	37 SW	●	●				●	●	●	
	12	N 214	51 SW							●		
	13	N 226	39 SW		●				●	●		
Gradin 2. front de taille 2 Gr ₂ . Fr ₂ Azimut : N240 Pendage : 30 SW x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	14	N 240	25 SW		●				●	●		
	15	N 242	22 SW		●				●	●		
	16	N 246	20 SW			●	●			●		
	17	N 240	25 SW		●				●	●		
	18	N 250	20 SW			●	●			●		
	19	N 260	25 SW		●					●		
	20	N 250	20 SW			●	●			●		
	21	N 250	20 SW			●	●			●		
	22	N 220	40 SW		●				●	●		

Gradin 2. front de taille 3 Gr ₂ . Fr ₃ Azimut : N250 Pendage : 20 SW x : 40 - 60 m y : 0 - 15 m	23	N 210	50 SW	●					●	●		
	24	N 196	70 SW	●					●	●		
	25	N 164	60 SW	●					●	●		
	26	N 192	68 SW	●					●	●		
	27	N 198	65 SW	●					●	●		
	28	N 152	62 SW	●					●	●		
	29	N 184	75 SW	●					●	●		
	30	N 226	44 SW		●			●		●		
	31	N 206	48 SW		●			●		●		
	32	N 210	52 SW	●					●	●		
	33	N 192	82 SW	●					●	●		
	34	N 196	65 SW	●					●	●		
Gradin 2. front de taille 4 Gr ₂ . Fr ₄ Azimut : N290 Pendage : 20NW x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	35	N 200	605 SW	●					●	●		
	36	N 214	58 SW	●					●	●		
	37	N 254	255 SW		●			●		●		
	38	N 242	22 SW			●	●			●		
	39	N 254	25 SW		●			●		●		
	40	N 260	15 SW			●	●			●		
	41	N 260	20 SW			●	●			●		
	42	N 240	30 SW		●			●		●		
	43	N 236	32 SW		●			●		●		
	44	N 236	32 SW		●			●		●		
Gradin 2. front de taille 5 Gr ₂ . Fr ₅ Azimut : N290 Pendage : 20NW	45	N 224	48 SW	●					●	●		
	46	N 222	40 SW		●			●		●		
	47	N 220	40 SW		●			●		●		
	48	N 226	44 SW		●			●		●		
	49	N 230	50 SW	●					●	●		
	50	N 228	42 SW		●			●		●		
	51	N 240	30 SW		●			●		●		
	52	N 228	40 SW		●			●		●		

x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	53	N 224	44 SW		●			●		●		
	54	N 266	18 SW		●			●		●		
	55	N 228	40 SW		●			●		●		
	56	N 228	40 SW		●			●		●		
	57	N 224	30 SW		●			●		●		
	58	N 222	52 SW	●						●		
Gradin 2. front de taille 6 Gr ₂ . Fr ₆ Azimut : N280 Pendage : 20NW x : 100 - 120 m y : 0 - 15 m	59	N 26	70 NE	●						●		
	60	N 244	20 SW			●	●			●		
	61	N 34	72 NE	●					●	●		
	62	N 200	60 SW	●					●	●		
	63	N 210	62 SW	●					●	●		
	64	N 330	60 SW	●					●	●		
	65	N 320	40 NW		●			●		●		
Gradin 2. front de taille 7 Gr ₂ . Fr ₇ Azimut : N290 Pendage : 30NW x : 120 - 140 m y : 0 - 15 m	66	N 316	32 NW		●			●		●		
	67	N 310	30 NW		●	●	●	●		●		
	68	N 244	20 SW							●		
	69	N 304	32 NW		●			●		●		
	70	N 300	25 NW		●			●		●		
	71	N 320	40 NW		●			●		●		
	72	N 344	66 NW	●					●	●		
	73	N 232	48 SW	●					●	●		
	74	N 230	40 SW		●			●		●		
75	N 250	20 SW			●	●			●			
Gradin 2. front de taille 8 Gr ₂ . Fr ₈ Azimut : N300 Pendage : 35 NW x : 140-160 m	76	N 290	20 NW			●	●			●		
	77	N 288	18 NW			●	●			●		
	78	N 250	20 SW			●	●			●		
	79	N 262	15 SW			●	●			●		
	80	N 250	20 SW			●	●			●		
	81	N 262	16 SW			●	●			●		
	82	N 270	10 SW			●	●			●		

y : 0-15 m	83	N 270	0 SW			•	•			•		
	84	N 330	60 NW	•					•	•		
	85	N 320	45 NW		•			•		•		
	86	N 186	80 SW	•					•	•		
	87	N 206	66 SW	•					•	•		
Gradin 2. front de taille 9 Gr ₂ . Fr ₉ Azimut : N310 Pendage : 45 NW x : 160 - 180 m y : 0 - 15 m	88	N 230	30 SW		•			•		•		
	89	N 220	32 SW		•			•		•		
	90	N 230	40 SW		•			•		•		
	91	N 330	50 NW	•					•	•		
	92	N 300	25 NW		•			•		•		
	93	N 164	50 SE	•						•		
	94	N 260	22 SW			•	•			•		
	95	N 256	25 SW		•			•		•		
Gradin 2. front de taille 10 Gr ₂ . Fr ₁₀ Azimut : N320 Pendage : 60 NW x : 180 - 200 m y : 0 - 5 m	96	N 38	66 NE	•					•	•		
	97	N 30	60 NE	•					•	•		
	98	N 162	52 SE	•					•	•		
	99	N 274	10 NW			•	•			•		
	100	N 340	72 NW	•					•	•		
	101	N 300	58 NW	•					•	•		
	102	N 320	62 NW	•					•	•		
	103	N 310	60 NW	•					•	•		
Gradin 2. front de taille 11 Gr ₂ . Fr ₁₁ Azimut : N330 Pendage : 65 NW x : 200 - 220m	104	N 310	60 NW	•					•	•		
	105	N 90	5 NE			•	•			•		
	106	N 340	68 NW	•					•	•		
	107	N 328	65 NW	•					•	•		
	108	N 310	44 NW		•			•		•		
	109	N 330	62 NW	•					•	•		
	110	N 318	57 NW	•					•	•		
111	N 42	40 NE		•			•		•			
	112	N 20	70 NE	•					•	•		

y : 0 - 15 m	113	N 312	38 NE		•			•		•		
	114	N 340	68 NE	•					•	•		
	115	N 330	65 NW	•					•	•		
	116	N 340	67 NW	•					•	•		
	117	N 330	65 NW	•					•	•		
Gradin 2. front de taille 12 Gr ₂ . Fr ₁₂ Azimut : N310 Pendage : 70 NW x : 220 - 240 m y : 0 - 15 m	118	N 46	43 NE		•			•		•		
	119	N 254	20 SW			•	•			•		
	120	N 58	32 NE		•			•		•		
	121	N 330	60 NW	•					•	•		
	122	N 320	58 NW	•					•	•		
	123	N 326	62 NW	•					•	•		
	124	N 330	55 NW	•					•	•		
	125	N 310	38 NW		•			•		•		
	126	N 60	32 NE		•			•		•		
	127	N 40	48 NE		•			•		•		
128	N 50	38 NE		•			•		•			
Gradin 2. front de taille 13 Gr ₂ . Fr ₁₃ Azimut : N345 Pendage : 70 NW x : 240 - 260 m y : 0 - 15 m	129	N 320	60 NW	•					•	•		
	130	N 322	65 NW	•					•	•		
	131	N 310	35 NW		•			•		•		
	132	N 330	60 NW	•					•	•		
	133	N 340	65 NW	•					•	•		
	134	N 346	67 NW	•					•	•		
	135	N 70	20 NE			•	•			•		
	136	N 40	30 NE		•			•		•		
	137	N 50	22 NE		•			•		•		
	138	N 60	30 NE		•			•		•		
Gradin 2. front de taille 14	139	N 72	28 NE		•			•		•		
	140	N 62	30 NE		•			•		•		
	141	N 60	25 NE		•			•		•		
	142	N 72	25 NE		•			•		•		

Gr ₂ . Fr ₁₄ Azimut : N350 Pendage : 70 NW x : 260 - 280 m y : 0 - 15 m	143	N 82	25 NE			●			●		●		
	144	N 50	31 NE			●			●		●		
	145	N 62	42 NE			●			●		●		
	146	N 90	10 NE				●	●			●		
	147	N 55	43 NE			●			●		●		
	148	N 320	48 NE			●			●		●		
Gradin 2. front de taille 15 Gr ₂ . Fr ₁₅ Azimut : N360 Pendage : 70 NW x : 180 - 300 m y : 0 - 15 m	149	N 50	45 NE			●			●		●		
	150	N 20	60 NE	●					●		●		
	151	N 80	20 NE				●	●			●		
	152	N 60	30 NE			●			●		●		
	153	N 10	70 NE	●					●		●		
	154	N 70	30 NE			●			●		●		
	155	N 330	65 NW	●					●		●		
	156	N 340	65 NW	●					●		●		
157	N 350	70 NW	●					●		●			
Gradin 2. front de taille 16 Gr ₂ . Fr ₁₆ Azimut : N10 Pendage : 60 NE x : 300 - 320 m y : 0 - 15 m	158	N 80	20 NE			●	●				●		
	159	N 70	20 NE			●	●				●		
	160	N 82	22 NE			●	●				●		
	161	N 0	80 NE	●					●		●		
	162	N 10	80 NE	●					●		●		
	163	N 20	60 NE	●					●		●		
	164	N 25	62 NE	●					●		●		
	165	N 80	10 NE			●	●				●		
	166	N 70	20 NE			●	●				●		
	167	N 330	58 NW	●					●		●		
	168	N 50	40 NW			●			●		●		
	169	N 290	25 NW			●			●		●		
	1170	N 60	22 NE			●			●		●		
	171	N 80	20 NE				●	●			●		
	172	N 20	30 NE	●					●		●		

	173	N 50	20 NE			•	•			•		
	174	N 60	30 NE		•			•		•		
Gradin 2. front de taille 17 Gr ₂ . Fr ₁₇ Azimut : N20 Pendage : 65 NE x : 320 - 340 m y : 0 - 15 m	175	N 280	15 NW			•	•			•		
	176	N 30	60 NE							•		
	177	N 88	20 NE			•	•			•		
	178	N 340	66 NW	•					•	•		
	179	N 350	60 NW	•					•	•		
	180	N 300	42 NW		•			•		•		
	181	N 320	44 NW		•			•		•		
	182	N 280	25 NW		•			•		•		
	183	N 290	30 NW		•			•		•		
	184	N 300	25 NW		•			•		•		
Gradin 2. front de taille 18 Gr ₂ . Fr ₁₈ Azimut : N30 Pendage : 45 NE x : 340 - 360 m y : 0 - 15 m	185	N 300	25 NW		•			•		•		
	186	N 320	40 NW		•			•		•		
	187	N 310	42 NW		•			•		•		
	188	N 70	20 NE			•	•			•		
	189	N 60	30 NE		•			•		•		
	190	N 60	25 NE		•			•		•		
	191	N 130	40 SE		•			•		•		
	192	N 120	35 SE		•			•		•		
	193	N 170	68 SE	•					•	•		
	194	N 160	35 SE		•			•		•		
	195	N 330	40 NW		•			•		•		
	196	N 300	30 NW		•			•		•		
	197	N 50	30 NE		•			•		•		
198	N 290	25 NW		•			•		•			
Gradin 2. front de taille 19 Gr ₂ . Fr ₁₉	199	N 280	20 NW			•	•			•		
	200	N 300	35 NW		•			•		•		
	201	N 30	60 NE	•					•	•		
	202	N 10	70 NE	•					•	•		

Azimut : N40 Pendage : 50 NE x : 360 - 380 m y : 0 - 15 m	203	N 20	75 NE	●					●	●			
	204	N 30	62 NE	●					●	●			
	205	N 50	40 NE		●			●		●			
	206	N 310	42 NW		●			●		●			
	207	N 320	40 NW		●			●		●			
	208	N 260	20 SE			●	●			●			
	209	N 30	60 NE	●					●	●			
	210	N 280	10 NW			●	●			●			
	211	N 290	25 NW		●			●		●			
	Gradin 2. front de taille 20 Gr ₂ . Fr ₂₀ Azimut : N50 Pendage : 40 NE x : 380 - 400 m y : 0 - 15 m	212	N 50	40 NE		●			●		●		
		213	N 10	70 NE	●					●	●		
214		N 50	38 NE		●			●		●			
215		N 280	20 NW			●	●			●			
216		N 300	31 NW		●			●		●			
217		N 300	32 NW		●			●		●			
218		N 310	38 NW		●			●		●			
219		N 0	80 NW	●					●	●			
220		N 20	78 NE	●					●	●			
221		N 10	75 NE	●					●	●			
222		N 70	25 NE		●			●		●			
223		N 60	30 NE		●			●		●			
224		N 280	20 NW			●	●			●			
225		N 280	25 NW		●			●		●			
226		N 260	20 SW			●	●			●			
227		N 290	30 NW		●			●		●			
228		N 280	30 NW		●			●		●			

Annexe 03 : Fiche type de prélèvements des discontinuités du gradin 3

Carrière : Socar. Héliopolis. Guelma.				Type de roche : Calcaire massif								
Ouvrage : Gradin 3				Relevé effectué par : M. KIMOUR, 2007								
Orientation : discontinuités naturelles												
Lignes de levé ou d'échantillonnage	points	Orientations		Extension			Propriétés de surface			Remplissage		
		Azimut	Pendage	G	M	P	L	O	R	Argile	Calcite	Quartz
Gradin 3. front de taille 1 Gr ₃ . Fr ₁ Azimut : N160 Pendage : 60 SE x : 0 - 20 m y : 0 - 15 m	1	N 190	60 SW	●					●	●		
	2	N 192	65 SW	●					●	●		
	3	N 230	50 SW	●					●	●		
	4	N 160	60 SE	●					●	●		
	5	N 140	60 SE	●					●	●		
	6	N 150	55 SE	●					●	●		
	7	N 145	50 SE	●					●	●		
	8	N 160	62 SE	●					●	●		
	9	N 220	40 SW		●			●		●		
	10	N 170	70 SE	●					●	●		
	11	N 190	80 SW	●					●	●		
Gradin 3. front de taille 2 Gr ₃ . Fr ₂ Azimut : N170 Pendage : 60 SE x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	12	N 190	75 SW	●					●	●		
	13	N 250	25 SW		●			●		●		
	14	N 240	30 SW		●			●		●		
	15	N 220	40 SW		●			●		●		
	16	N 300	35 SW		●			●		●		
	17	N 190	66 SW	●					●	●		
	18	N 250	22 SW		●			●		●		
	19	N 200	62 SW	●					●	●		
Gradin 3. front de taille 3 Gr ₃ . Fr ₃ Azimut : N190	20	N 260	20 SW			●	●			●		
	21	N 265	25 SW		●			●		●		
	22	N 230	28 SW		●			●		●		
	23	N 240	38 SW		●			●		●		

Pendage : 70 SW x : 40 - 60 m y : 0 - 15 m	24	N 230	30 SW		•			•		•		
	25	N 230	35 SW		•			•		•		
	26	N 300	42 NW		•			•		•		
	27	N 310	44 NW			•	•			•		
	28	N 320	52 NW	•					•	•		
Gradin 3. front de taille 4 Gr ₃ . Fr ₄ Azimut : N200 Pendage : 70 SW x : 60 - 80 m y : 0 - 15 m	29	N 160	66 SE	•					•	•		
	30	N 165	70 SE	•					•	•		
	31	N 170	50 SE	•					•	•		
	32	N 210	60 SW	•					•	•		
	33	N 194	72 SW	•					•	•		
	34	N 220	50 SW	•					•	•		
	35	N 200	63 SW	•					•	•		
	36	N 260	15 SW			•	•			•		
	37	N 240	42 SW		•			•		•		
	38	N 250	33 SW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 5 Gr ₃ . Fr ₅ Azimut : N210 Pendage : 50 SW x : 80 - 100 m y : 0 - 15 m	39	N 280	16 SW			•	•			•		
	40	N 160	78 SE	•					•	•		
	41	N 200	65 SW	•					•	•		
	42	N 190	70 SW	•					•	•		
	43	N 190	70 SW	•					•	•		
	44	N 195	72 SW	•					•	•		
	45	N 240	45 SW		•			•		•		
	46	N 242	38 SW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 6 Gr ₃ . Fr ₆ Azimut : N220	47	N 250	42 SW		•			•		•		
	48	N 240	40 SW		•			•		•		
	49	N 230	30 SW		•			•		•		
	50	N 170	72 SE	•					•	•		
	51	N 240	42 SW		•			•		•		
	52	N 220	48 SW		•			•		•		
	53	N 290	18 NW			•	•			•		

Pendage : 65 SW x : 100 - 120 m y : 0 - 15 m	54	N 240	30 SW		•			•		•		
	55	N 260	25 SW		•			•		•		
	56	N 250	22 SW			•	•			•		
	57	N 230	33 SW		•			•		•		
	58	N 245	35 SW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 7 Gr ₃ . Fr ₇ Azimut : N230 Pendage : 65 SW x : 120 - 140 m y : 0 - 15 m	59	N 200	62 SW	•					•	•		
	60	N 300	40 SW		•			•		•		
	61	N 250	20 SW			•	•			•		
	62	N 300	42 SW		•			•		•		
	63	N 310	38 NW		•			•		•		
	64	N 230	33 SW		•			•		•		
	65	N 240	39 SW		•			•		•		
	66	N 242	38 SW		•			•		•		
67	N 240	38 SW		•			•		•			
Gradin 3. front de taille 8 Gr ₃ . Fr ₈ Azimut : N240 Pendage : 40 SW x : 140 - 160 m y : 0 - 15 m	68	N 160	70 SE	•					•	•		
	69	N 150	66 SE	•					•	•		
	70	N 170	72 SE	•					•	•		
	71	N 200	60 SW	•					•	•		
	72	N 210	60 SW	•					•	•		
	73	N 175	80 SE	•					•	•		
	74	N 200	63 SW	•					•	•		
	75	N 190	75 SW	•					•	•		
	76	N 160	70 SE	•					•	•		
77	N 190	75 SW	•					•	•			
Gradin 3. front de taille 9 Gr ₃ . Fr ₉ Azimut : N250 Pendage : 45 SW	78	N 230	35 SW		•			•		•		
	79	N 235	30 SW		•			•		•		
	80	N 210	60 SW	•					•	•		
	81	N 220	60 SW	•					•	•		
	82	N 150	40 SE	•					•	•		
	83	N 170	68 SE		•			•		•		

x : 160 - 180 m y : 0 - 15 m	84	N 240	28 SW	•					•	•		
	85	N 220	65 SW		•			•		•		
	86	N 160	67 SE	•					•	•		
	87	N 150	55 SE	•					•	•		
Gradin 3. front de taille 10 Gr ₃ . Fr ₁₀ Azimut : N260 Pendage : 20 SW x : 180 - 200 m y : 0 - 15 m	88	N 170	65 SE	•					•	•		
	89	N 170	65 SE	•					•	•		
	90	N 230	25 SW							•		
	91	N 230	25 SW		•			•		•		
	92	N 220	30 SW		•			•		•		
	93	N 260	10 SW		•			•		•		
	94	N 250	15 SW			•	•			•		
	95	N 220	28 SW			•	•			•		
	96	N 220	30 SW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 11 Gr ₃ . Fr ₁₁ Azimut : N250 Pendage : 45 SW x : 160 - 180 m y : 0 - 15 m	97	N 10	85 NE		•			•		•		
	98	N 350	70 NW	•					•	•		
	99	N 320	66 NW	•					•	•		
	100	N 330	68 NW	•					•	•		
	101	N 340	75 NW	•					•	•		
	102	N 350	73 NW	•					•	•		
	103	N 335	66 NW	•					•	•		
	104	N 345	72 NW	•					•	•		
	105	N 320	58 NW	•					•	•		
	106	N 325	50 NW	•					•	•		
Gradin 3. front de taille 12 Gr ₃ . Fr ₁₂ Azimut : N300 Pendage : 30 NW x : 240 - 260 m	107	N 270	10 SW			•	•			•		
	108	N 280	12 NW			•	•			•		
	109	N 240	30 SW		•			•		•		
	110	N 260	20 SW		•			•		•		
	111	N 220	32 SW		•			•		•		
	112	N 250	22 SW		•			•		•		
	113	N 280	10 SW			•	•			•		

y : 0 -15 m	114	N 270	5 SW			•	•			•		
	115	N 242	32 SW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 13 Gr ₃ . Fr ₁₃ Azimut : N310 Pendage : 35 NW x : 240 - 260 m y : 0 - 15 m	116	N 190	72 SW	•					•	•		
	117	N 180	70 SW	•					•	•		
	118	N 195	68 SW	•					•	•		
	119	N 170	60 SW	•					•	•		
	120	N 200	66 SW	•					•	•		
	121	N 200	60 SW	•					•	•		
	122	N 210	50 SW	•					•	•		
	123	N 178	70 SE	•					•	•		
Gradin 3. front de taille 14 Gr ₃ . Fr ₁₄ Azimut : N320 Pendage : 45 NW x : 260 - 280 m y : 0 - 15 m	124	N 184	65 SE	•					•	•		
	125	N 340	70 NW	•					•	•		
	126	N 350	70 NW	•					•	•		
	127	N 342	66 NW	•					•	•		
	128	N 330	40 NW		•			•		•		
	129	N 326	44 NW		•			•		•		
	130	N 310	40 NW		•			•		•		
	131	N 320	40 NW		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 15 Gr ₃ . Fr ₁₅ Azimut : N330 Pendage : 60 NW x : 280 - 300 m y : 0 - 15 m	132	N 322	38 NW		•			•		•		
	133	N 340	68 NW	•					•	•		
	134	N 320	48 NW		•			•		•		
	135	N 330	50 NW	•					•	•		
	136	N 340	60 NW	•					•	•		
	137	N 310	38 NW		•			•		•		
	138	N 330	52 NW	•					•	•		
	139	N 346	65 NW	•					•	•		
	140	N 348	60 NW	•					•	•		
	141	N 350	70 NW	•					•	•		
	142	N 332	40 NW		•			•		•		
	143	N 335	52 NW	•					•	•		

Gradin 3. front de taille 16 Gr ₃ . Fr ₁₆ Azimut : N340 Pendage : 60 NW x : 300 - 320 m y : 0 - 15 m	144	N 330	55 NW	●					●	●		
	145	N 335	52 NW		●			●		●		
	146	N 320	44 NW	●					●	●		
	147	N 322	60 NW	●					●	●		
	148	N 340	75 NW	●					●	●		
	149	N 300	39 NW		●			●		●		
	150	N 342	60 NW	●					●	●		
	151	N 338	66 NW	●					●	●		
Gradin 3. front de taille 17 Gr ₃ . Fr ₁₇ Azimut : N350 Pendage : 75 NW x : 320 - 340 m y : 0 - 15 m	152	N 70	10 NE			●	●			●		
	153	N 40	60 NE	●					●	●		
	154	N 50	30 NE		●			●		●		
	155	N 60	32 NE		●			●		●		
	156	N 45	26 NE		●			●		●		
	157	N 60	30 NE		●			●		●		
	158	N 72	15 NE			●	●			●		
	159	N 62	28 NE		●			●		●		
Gradin 3. front de taille 18 Gr ₃ . Fr ₁₈ Azimut : N30 Pendage : 50 NE x : 340 - 360 m y : 0 - 15 m	160	N 82	10 NE			●	●			●		
	161	N 90	5 NE			●	●			●		
	162	N 55	40 NE		●			●		●		
	163	N 80	15 NE			●	●			●		
	164	N 20	66 NE	●					●	●		
	165	N 85	10 NE			●	●			●		
	166	N 65	42 NE		●			●		●		
	167	N 70	25 NE		●			●		●		
	168	N 330	50 NE	●					●	●		
169	N 340	42 NW		●			●		●			
170	N 350	70 NW	●					●	●			
Gradin 3. front de taille 19	171	N 80	15 NE			●	●			●		
	172	N 70	28 NE		●			●		●		
	173	N 82	12 NE			●	●			●		

Gr ₃ . Fr ₁₉ . Azimut : N50 Pendage : 40 NW x : 360 - 380 m y : 0 - 15 m	174	N 0	75 NE	•					•	•		
	175	N 85	10 NE			•	•			•		
	176	N 50	38 NE		•			•		•		
	177	N 280	30 NW		•				•	•		
	178	N 88	5 NE			•				•		
	179	N 340	70 NW	•			•			•		
	180	N 30	30 NE		•			•		•		
Gradin 3. front de taille 20 Gr ₃ . Fr ₂₀ Azimut : N70 Pendage : 20 NE x : 380 - 400 m y : 0 - 15 m	181	N 60	45 NE		•			•		•		
	182	N 50	43 NE		•			•		•		
	183	N 70	25 NE		•			•		•		
	184	N 0	80 NE	•						•		
	185	N 300	38 NW		•			•		•		
	186	N 300	30 NW		•			•		•		
	187	N 320	40 NW		•			•		•		

Annexe 04 : Fiche type de prélèvements des discontinuités du gradin 4

Carrière : Socar. Héliopolis. Guelma				Type de roche : Calcaire massif								
Ouvrage : Gradin 4				Relevé effectué par : M. KIMOUR. 2007								
Orientation : Fissures et discontinuités naturelles												
Lignes de levés ou d'échantillonnage	Points	Orientations		Extension			Propriétés de surface			Remplissage		
		Azimut	Pendage	G	M	P	L	O	R	Argile	Calcite	Quartz
Gradin 4. front de taille 1 Gr ₄ . Fr ₁ Azimut : N190 Pendage : 20 SW x : 0 - 20 m y : 0 - 15 m	1	N 184	68 SW	●					●	●		
	2	N 170	65 SE	●					●	●		
	3	N 190	60 SW	●					●	●		
	4	N 190	60 SW	●					●	●		
	5	N 175	70 SW	●					●	●		
	6	N 180	80 SE	●					●	●		
	7	N 180	72 SE	●					●	●		
	8	N 160	65 SE	●					●	●		
	9	N 165	60 SW	●						●		
	10	N 158	40 SE		●				●		●	
Gradin 4. front de taille 2 Gr ₄ . Fr ₂ Azimut : N220 Pendage : 60 SW x : 20 - 40 m y : 0 - 15 m	11	N 220	44 SW		●				●		●	
	12	N 210	40 SW		●				●		●	
	13	N 222	50 SW		●				●		●	
	14	N 200	45 SW		●				●		●	
	15	N 240	30 SW		●				●		●	
	16	N 300	25 NW		●				●		●	
	17	N 190	60 SW	●						●	●	
	18	N 230	35 SW		●				●		●	
	19	N 260	25 SW		●				●		●	
	20	N 170	30 SW		●				●		●	
	21	N 242	38 SW		●				●		●	
22	N 220	35 SW		●				●		●		

Gradin 4. front de taille 3 Gr ₄ . Fr ₃ Azimut : N220 Pendage : 30 SW x : 40 - 60 m y : 0 - 15 m	23	N 200	40 SW		•			•		•		
	24	N 260	20 SW			•	•			•		
	25	N 240	42 SW		•			•		•		
	26	N 242	32 SW		•			•		•		
	27	N 250	25 SW		•			•		•		
	28	N 190	60 SW	•					•		•	
	29	N 230	38 SW		•			•		•		
	30	N 233	30 SW		•			•		•		
	31	N 225	25 SW		•			•		•		
	Gradin 4. front de taille 4 Gr ₄ . Fr ₄ Azimut : N260 Pendage : 20 SW x : 60 - 80 m y : 0 - 15 m	32	N 250	20 SW			•	•			•	
33		N 270	0 SW			•	•			•		
34		N 268	10 SW			•	•			•		
35		N 255	15 SW			•	•			•		
36		N 260	20 SW			•	•			•		
37		N 265	20 SW			•	•			•		
38		N 240	40 SW		•			•		•		
39		N 248	45 SW		•			•		•		
40		N 230	30 SW		•			•		•		
41		N 261	20 SW			•	•			•		
Gradin 4. front de taille 5 Gr ₄ . Fr ₄ Azimut : N300 Pendage : 40 NW x : 80 - 100 m y : 0 - 15 m	42	N 250	30 SW		•			•		•		
	43	N 280	20 SW			•	•			•		
	44	N 285	15 NW			•	•			•		
	45	N 280	25 NW		•			•		•		
	46	N 290	30 NW		•			•		•		
	47	N 292	25 NW			•	•			•		
	48	N 283	20 SW			•	•			•		
	49	N 290	30 SW		•			•		•		
	50	N 282	25 NW		•			•		•		
	51	N 300	35 NW		•			•		•		
52	N 275	20 NW			•	•			•			

Gradin 4. front de taille 6 Gr ₄ . Fr ₆ Azimut : N330 Pendage : 50 NW x : 100 - 120 m y : 0 - 15 m	53	N 300	32 NW		●			●		●		
	54	N 305	30 NW		●			●		●		
	55	N 310	32 SW		●			●		●		
	56	N 306	10 NW		●			●		●		
	57	N 320	60 NW	●					●	●		
	58	N 290	20 NW			●	●			●		
	59	N 280	10 NW			●	●			●		
	60	N 295	20 NW			●	●			●		
Gradin 4. front de taille 7 Gr ₄ . Fr ₇ Azimut : N320 Pendage : 50 NW x : 120 - 140 m y : 0 - 15 m	61	N 340	66 NW	●					●	●		
	62	N 342	58 NW	●					●	●		
	63	N 350	70 NW	●					●	●		
	64	N 345	60 NW	●					●	●		
	65	N 330	50 NW	●					●	●		
	66	N 332	55 NW	●					●	●		
	67	N 340	60 NW	●					●	●		
	68	N 355	62 NW	●					●	●		
Gradin 4. front de taille 8 Gr ₄ . Fr ₈ Azimut : N350 Pendage : 75 NW x : 140 - 160 m y : 0 - 15 m	69	N 70	10 NE			●	●			●		
	70	N 40	60 NE	●					●	●		
	71	N 50	30 NE		●			●		●		
	72	N 60	32 NE		●			●		●		
	73	N 45	26 NE		●			●		●		
	74	N 60	30 NE		●			●		●		
	75	N 72	20 NE			●	●			●		
	76	N 82	10 NE			●	●			●		
Gradin 4. front de taille 9 Gr ₄ . Fr ₉ Azimut : N30 Pendage : 50 NE	77	N 90	5 NE			●	●			●		
	78	N 55	40 NE		●			●		●		
	79	N 80	15 NE			●	●			●		
	80	N 20	66 NE	●				●		●		
	81	N 85	10 NE			●	●			●		
	82	N 65	42 NE		●			●		●		

x : 160-180 m y : 0-15 m	83	N 70	25 NE		•			•		•		
	84	N 330	50 NW	•					•	•		
	85	N 340	42 NW		•			•		•		
	86	N 350	70 NW	•					•	•		
Gradin 4. front de taille 10 Gr ₄ . Fr ₁₀ Azimut : N50 Pendage : 40 NE x : 180 - 200 m y : 0 - 15 m	87	N 80	15 NE			•	•			•		
	88	N 70	28 NE		•			•		•		
	89	N 82	12 NE			•	•			•		
	90	N 0	75 NE	•					•	•		
	91	N 85	15 NE			•	•			•		
	92	N 50	38 NE		•			•		•		
	93	N 280	30 NW		•			•		•		
	94	N 88	5 NE			•	•			•		
	95	N 340	70 NW	•					•	•		
	96	N 30	30 NE		•			•		•		
Gradin 4. front de taille 11 Gr ₄ . Fr ₁₁ Azimut : N70 Pendage : 25 NE x : 160 - 180 m y : 0 - 15 m	97	N 80	10 NE			•	•			•		
	98	N 85	10 NE			•	•			•		
	99	N 82	15 NE			•	•			•		
	100	N 70	25 NE		•			•		•		
	101	N 75	25 NE		•			•		•		
	102	N 80	20 NE			•	•			•		
	103	N 88	10 NE			•	•			•		
	104	N 90	0 NE			•	•			•		
105	N 82	5 NE			•	•			•			
Gradin 4. front de taille 12 Gr ₄ . Fr ₁₂ Azimut : N120 Pendage : 30 SE x : 220 - 240 m y : 0 - 15 m	106	N 100	20 SE			•	•			•		
	107	N 102	20 SE			•	•			•		
	108	N 110	30 SE		•			•		•		
	109	N 105	20 SE			•	•			•		
	110	N 120	30 SE		•			•		•		
	111	N 122	35 SE		•			•		•		
	112	N 90	10 NE			•	•			•		

Gr ₄ . Fr ₁₃ Azimut : N140 Pendage : 60 SE x : 240 - 260 m y : 0 - 15 m	113	N 130	40 SE		●			●		●		
	114	N 135	42 SE		●			●		●		
	115	N 140	40 SE		●			●		●		
	116	N 150	38 SE		●			●		●		
	117	N 145	35 SE		●			●		●		
Gr ₄ . Fr ₁₄ Azimut : N140 Pendage : 60 SE x : 260 - 280 m y : 0 - 15 m	118	N 160	60 SE	●					●	●		
	119	N 150	65 SE	●					●	●		
	120	N 165	65 SE	●					●	●		
	121	N 170	70 SE	●					●	●		
	122	N 175	75 SE	●					●	●		
Gr ₄ . Fr ₁₅ Azimut : N160 Pendage : 40 SE x : 280 - 300 m y : 0 - 15 m	123	N 172	60 SE	●					●	●		
	124	N 124	60 SE	●					●	●		
	125	N 179	65 SE	●					●	●		
	126	N 150	40 SE		●			●		●		
	127	N 20	30 NE		●			●		●		
	128	N 130	35 SE		●			●		●		

Annexe 05 : Paramètres géométriques des discontinuités du Gradin 1

1. Famille1 : Extension grande

Effectif total : $N_1=38$, longueur de la ficelle : $L_1=180$ m, nombres des lignes de mesure : $l_1=9$ lignes, nombre d'intervalles $n_1-1 = 37$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_1 = 60,97$,
 $\text{Cos}\alpha_1 = 0,5753$.

1.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_1 / N_1 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 180 / 37 = 4.4686 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = \text{ES moyen} \times \text{cos}\alpha_1 \quad (2)$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 4.4686 \times 0.5753 = 2.7987 \text{ m} = 279.87 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 279.87 \text{ cm}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} / l_1 \quad (3)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 2.7987 / 9 = 0.3109 \text{ m} = 31.09 \text{ cm}$$

1.2. La fréquence

$$\bullet F_1 = 1 / \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_1 = 1 / 2.7987 = 0.3557 \text{ Fr / m}$$

1.3. La surface spécifique

$$\bullet S_1 = \sum_{k=1}^9 F_1 \quad (5)$$

$$S_1 = 9 \times 0.3557 = 3.2157 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

1.4. La densité de fracturation

$$D_1 = \text{ID}_1 + \text{ID}_2 + \text{ID}_3 + \dots + \text{ID}_9 / L_1 \quad (6)$$

$$D_1 = 34 / 180 = 0.1888 \text{ m}$$

$$D_1 = 0.1888 \text{ m} = 18.88 \text{ cm}$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Effectif total = $N_2=110$, longueur de la ficelle : $L_2=320$ m, nombres des lignes de mesure : $l_2=16$ lignes, nombre d'intervalles $N_2-1=109$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_2 = 31,69$,
 $\text{Cos}\alpha_2 = 0,8786$.

2.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_2 / N_2 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_2 \text{ moyen} = 320 / 109 = 2.9357 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = \text{ES moyen} \times \text{cos}\alpha_2 \quad (2)$$

$$\text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = 2.9357 \times 0.8786 = 2.5793 \text{ m} = 257.93 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = 257.93 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_1 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_2 \text{ vrai moyen} / l_2 \quad (3)$$

$$ES_2 \text{ moyen} = 2.5793 / 16 = 0.1612 \text{ m} = 16.12 \text{ cm}$$

2.2. La fréquence

$$\bullet F_2 = 1 / ES_2 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_2 = 1 / 2.5793 = 0.3877 \text{ Fr} / \text{m}$$

2.3. La surface spécifique

$$\bullet S_2 = \sum_{k=1}^{16} F_2 \quad (5)$$

$$S_1 = 16 \times 0.3877 = 6.2032 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

2.4. La densité de fracturation

$$D_2 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{16} / L_2 \quad (6)$$

$$D_2 = 98 / 320 = 0.3093 \text{ m}$$

$$D_2 = 0.3093 \text{ m} = 30.93 \text{ cm}$$

3. Famille 3 : Extension petite

Effectif total : $N_3=52$, longueur de la ficelle : $L_3=320 \text{ m}$, nombre des lignes de mesure : $l_3=16$ lignes, nombre d'intervalles $N_3-1=51$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_3 = 15,59$,

$$\text{Cos}\alpha_3 = 0,9701.$$

3.1. L'espace

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_3 / N_3-1 \quad (1)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 320 / 51 = 6.2745 \text{ m}$$

$$\bullet ES_3 \text{ vrai moyen} = ES \text{ moyen} \times \text{cos}\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 6.2745 \times 0.9701 = 6.086 \text{ m} = 608.60 \text{ cm}$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 608.60 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_3 \text{ vrai moyen} / l_3 \quad (3)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 6.086 / 16 = 0.3804 \text{ m} = 38.04 \text{ cm}$$

3.2. La fréquence

$$\bullet F_3 = 1 / ES_3 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_3 = 1 / 6.086 = 0.1643 \text{ Fr} / \text{m}$$

3.3. La surface spécifique

$$\bullet S_3 = \sum_{k=1}^{16} F_3 \quad (5)$$

$$S_3 = 16 \times 0.1643 = 2.6289 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

3.4. La densité de fracturation

$$D_3 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{16} / L_3 \quad (6)$$

$$D_3 = 33 / 320 = 0.1031 \text{ m}$$

$$D_3 = 0.1031 \text{ m} = 10.31 \text{ cm}$$

Annexe 06 : Classification RQD du Gradin 1

1. Famille1:Extension grande

Effectif total : $N_1 = 38$, surface spécifique : $S_1 = 3,2157 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_1 \dots\dots\dots 38$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots\dots\dots j_{v1}$

$J_{v1} = 38 / 3.2157 = 12$ joints de fissures

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v1}$ (1)

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 12 = 115 - 39.6 = 75.4\%$

$RQD_1 = 75.40 \%$

2. Famille2: Extension moyenne

Effectif total : $N_2 = 110$, surface spécifique : $S_2 = 6.2032 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_2 \dots\dots\dots 110$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots\dots\dots j_{v2}$

$J_{v2} = 110 / 6.2032 = 18$ joints de fissures

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v2}$ (2)

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 18 = 115 - 58.51 = 56.49\%$

$RQD_2 = 56.49\%$

3. Famille3: Extension petite

Effectif total : $N_3 = 52$, surface spécifique : $S_3 = 2,6289 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_3 \dots\dots\dots 52$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots\dots\dots j_{v3}$

$J_{v2} = 52 / 2.6289 = 20$ joints de fissures

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v3}$ (1)

$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 20 = 115 - 65.27 = 49.73\%$

$RQD_3 = 49.73\%$

$RQD_{\text{moyenne}} = RQD_1 + RQD_2 + RQD_3 / 3$ (2)

$RQD_{\text{moyenne}} = 75.40 + 56.49 + 49.73 / 3 =$

$RQD_{\text{moyenne gradin 1}} = 60.54\%$

Annexe 07 : Classification RMR du Gradin 1

1. Famille1 : Extension grande

paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J_1 : Compression (C_0) de la roche intacte	71.30 MPa	50-100 MPa	07
J_2 : Qualité du massif estimé RQD_1	75.40 %	75-90 %	17

J ₃ : Espacement entre les discontinuités ES ₁	31.09 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, faces dures	rugueuses, faces dures	25
J ₅ : Disposition des discontinuités	Discrète	Rating pente discrète	- 25
J ₆ : Venues d'eaux souterraines	sec	Condition générale sec	15

$$RMR_1 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (1)$$

$$RMR_1 = 7 + 17 + 10 + 25 - 25 + 15 = 49$$

$$RMR_1 = 49$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀) de la roche intacte	71.30 MPa	50-100 MPa	07
J ₂ : Qualité du massif RQD ₂	56.49 %	50 -75 %	13
J ₃ : Espacement entre les discontinuités ES ₂	16.12 cm	0.06 - 0.20 m	8
J ₄ : Conditions des discontinuités	faiblement rugueuses, ouvertes	Conditions 3	20
J ₅ : Disposition des discontinuités	favorable	Disposition 2 pour rating pente	- 5
J ₆ : Venues d'eaux souterraines	sec	Condition générale sec	15

$$RMR_2 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (2)$$

$$RMR_2 = 7 + 13 + 8 + 20 - 5 + 15 = 58$$

$$RMR_2 = 58$$

3. Famille 3 : Extension petite

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀) de la roche intacte	71.30 MPa	50-100 MPa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₃	49.73 %	25 - 50 %	8
J ₃ : Espacement ES ₃	38.04 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	Lisses	Condition 4, lisses	10
J ₅ : Disposition des discontinuités	Très favorable	Disposition 1 Rating pente	0
J ₆ : conditions venues d'eaux souterraines	Sec	Condition 1 sec	15

$$RMR_3 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (3)$$

$$RMR_3 = 7 + 10 + 10 + 8 + 0 + 15 = 50$$

$$RMR_2 = 50$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = RMR_1 + RMR_2 + RMR_3 / 3 \quad (4)$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 49 + 58 + 50 / 3 = 52$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 52$$

Annexe 08 : Paramètres géométriques Gradin 2

1. Famille1 : Extension grande

Effectif total : $N_1=84$, longueur de la ficelle : $L_1 = 380$ m, nombre des lignes de mesure : $l_1=19$ lignes, nombre d'intervalles $N_1-1 = 83$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_1 = 63,42$,

$\text{Cos}\alpha_1 = 0,543$.

1.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_1 / N_1 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 380 / 83 = 4.5733 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = \text{ES moyen} \times \text{cos}\alpha_1 \quad (2)$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 4.5733 \times 0.5433 = 4.4873 \text{ m} = 448.73 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 448.73 \text{ cm}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} / l_1 \quad (3)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 4.4873 / 19 = 0.1309 \text{ m} = 13.09 \text{ cm}$$

1.2. La fréquence

$$\bullet F_1 = 1 / \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_1 = 1 / 4.4873 = 0.4020 \text{ Fr / m}$$

1.3. La surface spécifique

$$\bullet S_1 = \sum_{k=1}^{19} F_1 \quad (5)$$

$$S_1 = 19 \times 0.4020 = 7.6388 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

1.4. La densité de fracturation

$$D_1 = \text{ID}_1 + \text{ID}_2 + \text{ID}_3 + \dots + \text{ID}_{19} / L_1 \quad (6)$$

$$D_1 = 65 / 380 = 0.1710 \text{ m}$$

$$D_1 = 0.1710 \text{ m} = 17.10 \text{ cm}$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Effectif total : $N_2=101$, longueur de la ficelle : $L_2=380$ m, nombre des lignes de mesure : $l_2=19$ lignes, nombre d'intervalles $N_2-1= 100$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_2 = 33,94$,

$\text{Cos}\alpha_2 = 0,8612$.

2.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_2 / N_2 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_2 \text{ moyen} = 380 / 100 = 3.800 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = \text{ES moyen} \times \text{cos}\alpha_2 \quad (2)$$

$$\text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = 3.800 \times 0.8786 = 3.2726 \text{ m} = 327.26 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_2 \text{ vrai moyen} = 327.26 \text{ cm}$$

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = \text{ES}_2 \text{ vrai moyen} / l_2 \quad (3)$$

$$ES_2 \text{ moyen} = 3.2726 / 19 = 0.1722 \text{ m} = 17.22 \text{ cm}$$

2.2. La fréquence

$$\bullet F_2 = 1 / ES_2 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_2 = 1 / 3.2726 = 0.3055 \text{ Fr / m}$$

2.3. La surface spécifique

$$\bullet S_2 = \sum_{k=1}^{19} F_2 \quad (5)$$

$$S_2 = 19 \times 0.3055 = 5.8057 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

2.4. La densité de fracturation

$$D_2 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{19} / L_2 \quad (6)$$

$$D_2 = 79 / 380 = 0.2078 \text{ m}$$

$$D_2 = 0.2078 \text{ m} = 20.78 \text{ cm}$$

3. Famille 3 : Extension petite

Effectif total = $N_3=43$, longueur de la ficelle : $L_3=340 \text{ m}$, nombre des lignes de mesure : $l_3=17$ lignes, nombre d'intervalles $N_3-1=42$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_3 = 16,86$, $\text{Cos}\alpha_3 = 0,9651$.

3.1. L'espacement

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_3 / N_3 - 1 \quad (1)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 340 / 42 = 8.0952 \text{ m}$$

$$\bullet ES_3 \text{ vrai moyen} = ES_3 \text{ moyen} \times \text{cos}\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 8.0952 \times 0.9651 = 7.8127 \text{ m} = 781.27 \text{ cm}$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 781.27 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_3 \text{ vrai moyen} / l_3 \quad (3)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 7.8127 / 17 = 0.4595 \text{ m} = 45.95 \text{ cm}$$

3.2. La fréquence

$$\bullet F_3 = 1 / ES_3 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_3 = 1 / 7.8127 = 0.1279 \text{ Fr / m}$$

3.3. La surface spécifique

$$\bullet S_3 = \sum_{k=1}^{17} F_3 \quad (5)$$

$$S_3 = 17 \times 0.1279 = 2.1759 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

3.4. La densité de fracturation

$$D_3 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{17} / L_3 \quad (6)$$

$$D_3 = 0.0529 \text{ m} = 05.29 \text{ cm}$$

Annexe 09 : Classification RQD du Gradin 2

1. Famille1: Extension grande

Effectif total : $N_1 = 84$, surface spécifique : $S_1 = 7.6388 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_1 \dots \dots \dots 84$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v1}$

$J_{v1} = 84 / 7.6388 = 11$ joints de fissures

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v1} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 11 = 115 - 36.3 = 78.70\%$$

$$RQD_1 = 78.70\%$$

2. Famille2: Extension moyenne

Effectif total : $N_2 = 101$, surface spécifique : $S_2 = 5.8057 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_2 \dots \dots \dots 101$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v2}$

$J_{v2} = 101 / 5.8057 = 18$ joints de fissures

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v2} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 18 = 115 - 57.75 = 57.25\%$$

$$RQD_2 = 57.25\%$$

3. Famille3: Extension petite

Effectif total : $N_3 = 43$, surface spécifique : $S_3 = 2.1759 \text{ m}^2/\text{m}^3$

$S_3 \dots \dots \dots 43$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v3}$

$J_{v2} = 43 / 2.1759 = 20$ joints de fissures

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v3} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 20 = 115 - 66 = 49.00 \%$$

$$RQD_3 = 49.00\%$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = RQD_1 + RQD_2 + RQD_3 / 3 \quad (2)$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = 78.70 + 57.25 + 49.00 / 3 =$$

$$RQD_{\text{moyenne gradin 2}} = 61.65\%$$

Annexe 10 : Classification RMR du Gradin 2

1. Famille 1 : Extension grande

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀) de la roche intacte	71.30 MPa	50 - 100 MPa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₁	78.70 %	75 - 90 %	17
J ₃ : Espacement entre les discontinuités ES ₁	13.09 cm	0.06 - 0.20 m	8
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, face dures	Condition 2	25
J ₅ : Disposition des Discontinuités	discrète	Condition 3 pour Rating pente	-25
J ₆ : condition des venus d'eaux	sec	Condition générale 1 sec	15

$$RMR_1 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (1)$$

$$RMR_1 = 7 + 17 + 8 + 25 - 25 + 15 = 47$$

$$RMR_1 = 47$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 MPa	50-100 MPa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₂	57.25 %	50 - 75 %	13
J ₃ : Espacement ES ₂	17.22 cm	0.06 - 0.20 m	8
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, faces souples	Conditions 3	20
J ₅ : Disposition des discontinuités	Favorable	Disposition 2 pour Rating pente.	-5
J ₆ : Venus d'eaux souterraines	sec	Condition générale sec	15

$$RMR_2 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (2)$$

$$RMR_2 = 7 + 13 + 8 + 20 - 5 + 15 = 58$$

$$RMR_2 = 58$$

3. Famille 3 : Extension petite

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 MPa	50-100 MPa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₃	49.00 %	25-50 %	8
J ₃ : Espacement ES ₃	45.95 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	Lisses	Condition 4	10
J ₅ : Disposition des discontinuités	Très favorable	Disposition 1 Rating pente	-0
J ₆ : conditions venues d'eaux souterraines	Sec	Condition 1	15

$$RMR_3 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (3)$$

$$RMR_3 = 7 + 8 + 10 + 10 - 0 + 15 = 50$$

$$RMR_3 = 50$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = RMR_1 + RMR_2 + RMR_3 / 3 \quad (4)$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 47 + 58 + 50 / 3 = 52$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 52$$

Annexe 11 : Paramètres géométriques Gradin 3

1. Famille 1 : Extension grande

Effectif total : $N_1=89$, longueur de la ficelle : $L_1 = 260$ m, nombre des lignes de mesure : $l_1=15$ lignes, nombre d'intervalles $N_{1-1} = 88$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_1 = 47.59$,

$$\text{Cos}\alpha_1 = 0.6744.$$

1.1. L'espacement

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_1 / N_1 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 300 / 88 = 3.4090 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = \text{ES}_1 \text{ moyen} \times \text{cos}\alpha_1 \quad (2)$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 3.4090 \times 0.6744 = 2.2990 \text{ m} = 229.90 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 229.90 \text{ cm.}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} / l_1 \quad (3)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 2.2990 / 15 = 0.1532 \text{ m} = 15.32 \text{ cm}$$

1.2. La fréquence

$$\bullet F_1 = 1 / \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_1 = 1 / 2.2990 = 0.4349 \text{ Fr / m}$$

1.3. La surface spécifique

$$\bullet S_1 = \sum_{k=1}^{15} F_1 \quad (5)$$

$$S_1 = 15 \times 0.4349 = 6.5245 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

1.4. La densité de fracturation

$$D_1 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{15} / L_1 \quad (6)$$

$$D_1 = 74 / 300 = 0.2466 \text{ m}$$

$$D_1 = 0.2466 \text{ m} = 24.66 \text{ cm}$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Effectif total : $N_2=76$, longueur de la ficelle : $L_2=260$ m, nombre des lignes de mesure : $l_2=13$ lignes, nombre d'intervalles $N_{2-1} = 75$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_2 = 40.64$,

$$\text{Cos}\alpha_2 = 0.7588.$$

2.1. L'espacement

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_2 / N_2 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_2 \text{ moyen} = 260 / 75 = 3.4666 \text{ m}$$

$$\bullet ES_2 \text{ vrai moyen} = ES \text{ moyen} \times \cos\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_2 \text{ vrai moyen} = 3.4666 \times 0.7588 = 2.6305 \text{ m} = 263.05 \text{ cm}$$

$$ES_2 \text{ vrai moyen} = 263.05 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_2 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_2 \text{ vrai moyen} / l_2 \quad (3)$$

$$ES_2 \text{ moyen} = 3.4666 / 13 = 0.2666 \text{ m} = 26.66 \text{ cm}$$

2.2. La fréquence

$$\bullet F_2 = 1 / ES_2 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_2 = 1 / 2.6305 = 0.3801 \text{ Fr / m}$$

2.3. La surface spécifique

$$\bullet S_2 = \sum_{k=1}^{13} F_2 \quad (5)$$

$$S_2 = 13 \times 0.3801 = 4.9420 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

2.4. La densité de fracturation

$$D_2 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{13} / L_2 \quad (6)$$

$$D_2 = 101 / 260 = 0.3884 \text{ m}$$

$$D_2 = 0.3884 \text{ m} = 38.84 \text{ cm}$$

3. Famille 3 : Extension petite

Effectif total = $N_3 = 22$, longueur de la ficelle : $L_3 = 180 \text{ m}$, nombre des lignes de mesure : $l_3 = 09$ lignes, nombre d'intervalles $N_3 - 1 = 21$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_3 = 11.76$, $\cos\alpha_3 = 0.9790$.

3.1. L'espace

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_3 / N_3 - 1 \quad (1)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 180 / 21 = 8.5714 \text{ m}$$

$$\bullet ES_3 \text{ vrai moyen} = ES_3 \text{ moyen} \times \cos\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 8.5714 \times 0.9790 = 8.3914 \text{ m} = 839.14 \text{ cm}$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 839.14 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_3 \text{ vrai moyen} / l_3 \quad (3)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 8.5714 / 09 = 0.9523 \text{ m} = 95.23 \text{ cm}$$

3.2. La fréquence

$$\bullet F_3 = 1 / ES_3 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_3 = 1 / 8.3914 = 0.1191 \text{ Fr / m}$$

3.3. La surface spécifique

$$\bullet S_3 = \sum_{k=1}^{09} F_3 \quad (5)$$

$$S_3 = 09 \times 0.1191 = 1.0719 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

3.4. La densité de fracturation

$$D_3 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_9 / L_3 \quad (6)$$

$$D_3 = 08 / 180 = 0.0444\text{m}$$

$$D_3 = 0.0444 \text{ m} = 04.44 \text{ cm}$$

Annexe 12 : Classification RQD du Gradin 3

1. Famille1: Extension grande

Effectif total : $N_1 = 89$, surface spécifique : $S_1 = 6.5245 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_1 \dots \dots \dots 89$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v1}$

$$J_{v1} = 89 / 6.5245 = 14 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v1} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 14 = 115 - 46.2 = 69 \%$$

$$RQD_1 = 68.80\%$$

2. Famille2: Extension moyenne

Effectif total : $N_2 = 76$, surface spécifique : $S_2 = 4.9420 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_2 \dots \dots \dots 76$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v2}$

$$J_{v2} = 76 / 4.9420 = 16 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v2} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 16 = 115 - 52.80 = 62.20\%$$

$$RQD_2 = 62.20\%$$

3. Famille3: Extension petite

Effectif total : $N_3 = 22$, surface spécifique : $S_3 = 1.0719 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_3 \dots \dots \dots 22$ joints de fissures

$1\text{m}^2/\text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v3}$

$$J_{v2} = 22 / 1.0719 = 20 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v3} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 20.50 = 115 - 67.73 = 47.27 \%$$

$$RQD_3 = 47.27\%$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = RQD_1 + RQD_2 + RQD_3 / 3 \quad (2)$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = 68.80 + 62.20 + 47.27 / 3 =$$

$$RQD_{\text{moyenne gradin 3}} = 59.42\%$$

Annexe 13 : Classification RMR du Gradin 3

1. Famille 1 : Extension grande

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀) de la roche intacte	71.30 M Pa	50 - 100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₁	68.80 %	50 - 75 %	13
J ₃ : Espacement entre les discontinuités ES ₁	15.32 cm	0.06 - 0.20 m	8
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, face dures	Condition 2	25
J ₅ : Disposition des Discontinuités	discrète	Condition 3 pour Rating pente	-25
J ₆ : condition des venues d'eaux	sec	Condition générale 1 sec	15

$$RMR_1 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (1)$$

$$RMR_1 = 7 + 13 + 8 + 25 - 25 + 15 = 43$$

$$RMR_1 = 43$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 M Pa	50-100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₂	62.20 %	50 -75 %	13
J ₃ : Espacement ES ₂	26.66 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, faces souples	Conditions 3	20
J ₅ : Disposition des discontinuités	Favorable	Disposition 2 pour Rating pente.	-5
J ₆ : Venues d'eaux souterraines	sec	Condition générale sec	15

$$RMR_2 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (2)$$

$$RMR_2 = 7 + 13 + 10 + 20 - 5 + 15 = 60$$

$$RMR_2 = 60$$

3. Famille 3 : Extension petite

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 M Pa	50-100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₃	47.27 %	25 - 50 %	8
J ₃ : Espacement ES ₃	95.23 cm	0.60 - 2.00 m	15
J ₄ : Conditions des discontinuités	Lisses	Condition 4	10
J ₅ : Disposition des discontinuités	Très favorable	Disposition 1 Rating pente	-0
J ₆ : conditions venues d'eaux souterraines	Sec	Condition 1	15

$$RMR_3 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (3)$$

$$RMR_3 = 7 + 8 + 15 + 10 - 0 + 15 = 55$$

$$RMR_3 = 55$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = RMR_1 + RMR_2 + RMR_3 / 3 \quad (4)$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 43 + 60 + 55 / 3 = 53$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 53$$

Annexe 14 : Paramètres géométriques du Gradin 4

1. Famille1 : Extension grande

Effectif total : $N_1=33$, longueur de la ficelle : $L_1 = 180$ m, nombre des lignes de mesure : $l_1=09$ lignes, nombre d'intervalles $N_1-1 = 32$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_1 = 65.51$,

$$\text{Cos}\alpha_1 = 0.4145.$$

1.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_1 / N_1 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 180 / 32 = 5.625 \text{ m}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = \text{ES moyen} \times \text{cos}\alpha_1 \quad (2)$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 5.625 \times 0.4145 = 2.3315 \text{ m} = 233.15 \text{ cm}$$

$$\text{ES}_1 \text{ vrai moyen} = 233.15 \text{ cm}$$

$$\bullet \text{ES}_1 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} / l_1 \quad (3)$$

$$\text{ES}_1 \text{ moyen} = 2.3315 / 09 = 0.2590 \text{ m} = 25.90 \text{ cm}$$

1.2. La fréquence

$$\bullet F_1 = 1 / \text{ES}_1 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_1 = 1 / 2.3315 = 0.4289 \text{ Fr / m}$$

1.3. La surface spécifique

$$\bullet S_1 = \sum_{k=1}^{09} F_1 \quad (5)$$

$$S_1 = 9 \times 0.4289 = 3.8601 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

1.4. La densité de fracturation

$$D_1 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_9 / L_1 \quad (6)$$

$$D_1 = 25 / 180 = 0.1388 \text{ m}$$

$$D_1 = 0.1388 \text{ m} = 13.88 \text{ cm}$$

Famille 2 : Extension moyenne

Effectif total : $N_2=57$, longueur de la ficelle : $L_2=240$ m, nombre des lignes de mesure : $l_2=12$ lignes, nombre d'intervalles $N_2-1 = 56$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_2 = 40.21$,

$$\text{Cos}\alpha_2 = 0.7636.$$

2.1. L'espace

$$\bullet \text{ES}_2 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_2 / N_2 - 1 \quad (1)$$

$$\text{ES}_2 \text{ moyen} = 240 / 56 = 4.2857 \text{ m}$$

$$\bullet ES_2 \text{ vrai moyen} = ES \text{ moyen} \times \cos\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_2 \text{ vrai moyen} = 4.2857 \times 0.7636 = 3.2725 \text{ m} = 327.25 \text{ cm}$$

$$ES_2 \text{ vrai moyen} = 327.25 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_2 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_2 \text{ vrai moyen} / l_2 \quad (3)$$

$$ES_2 \text{ moyen} = 3.2725 / 12 = 0.2727 \text{ m} = 27.27 \text{ cm}$$

2.2. La fréquence

$$\bullet F_2 = 1 / ES_2 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_2 = 1 / 3.2725 = 0.3055 \text{ Fr / m}$$

2.3. La surface spécifique

$$\bullet S_2 = \sum_{k=1}^{12} F_2 \quad (5)$$

$$S_2 = 12 \times 0.3055 = 3.6669 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

2.4. La densité de fracturation

$$D_2 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_{12} / L_2 \quad (6)$$

$$D_2 = 57 / 240 = 0.2375 \text{ m}$$

$$D_2 = 0.2375 \text{ m} = 23.75 \text{ cm}$$

Famille 3 : Extension petite

Effectif total = $N_3=38$, longueur de la ficelle : $L_3=180 \text{ m}$, nombre des lignes de mesure : $l_3=09$ lignes, nombre d'intervalles $N_3-1=37$, l'angle moyenne du pendage : $\alpha_3 = 13.94$, $\cos\alpha_3 = 0.9705$.

3.1. L'espace

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de la ficelle} = L_3 / N_3 - 1 \quad (1)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 180 / 37 = 4.8648 \text{ m}$$

$$\bullet ES_3 \text{ vrai moyen} = ES_3 \text{ moyen} \times \cos\alpha_2 \quad (2)$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 4.8648 \times 0.9705 = 4.7213 \text{ m} = 472.13 \text{ cm}$$

$$ES_3 \text{ vrai moyen} = 472.13 \text{ cm}$$

$$\bullet ES_3 \text{ moyen le long de chaque ligne de mesure} = ES_3 \text{ vrai moyen} / l_3 \quad (3)$$

$$ES_3 \text{ moyen} = 4.7213 / 9 = 0.5245 \text{ m} = 52.45 \text{ cm}$$

3.2. La fréquence

$$\bullet F_3 = 1 / ES_3 \text{ vrai moyen} \quad (4)$$

$$F_3 = 1 / 4.7213 = 0.2118 \text{ Fr / m}$$

3.3. La surface spécifique

$$\bullet S_3 = \sum_{k=1}^9 F_3 \quad (5)$$

$$S_3 = 9 \times 0.2118 = 1.9062 \text{ m}^2 / \text{m}^3$$

3.4. La densité de fracturation

$$D_3 = ID_1 + ID_2 + ID_3 + \dots + ID_9 / L_3 \quad (6)$$

$$D_3 = 24 / 180 = 0.1333 \text{ m}$$

$$D_3 = 0.1333 \text{ m} = 13.33 \text{ cm}$$

Annexe 15 : Classification RQD du Gradin 4

1. Famille1: Extension grande

Effectif total : $N_1 = 33$, surface spécifique : $S_1 = 3.8601 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_1 \dots \dots \dots 89$ joints de fissures

$$1 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v1}$$

$$J_{v1} = 33 / 3.8601 = 09 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v1} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 9 = 115 - 29.7 = 85.30 \%$$

$$RQD_1 = 85.30\%$$

2. Famille2: Extension moyenne

Effectif total : $N_2 = 57$, surface spécifique : $S_2 = 3.6669 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_2 \dots \dots \dots 76$ joints de fissures

$$1 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v2}$$

$$J_{v2} = 57 / 3.6669 = 16 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v2} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 16 = 115 - 52.80 = 62.20\%$$

$$RQD_2 = 62.20\%$$

3. Famille3: Extension petite

Effectif total : $N_3 = 38$, surface spécifique : $S_3 = 1.9062 \text{ m}^2 / \text{m}^3$

$S_3 \dots \dots \dots 22$ joints de fissures

$$1 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \dots \dots \dots j_{v3}$$

$$J_{v2} = 38 / 1.9062 = 20 \text{ joints de fissures}$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times j_{v3} \quad (1)$$

$$RQD_1 = 115 - 3.3 \times 20 = 115 - 66 = 49.00 \%$$

$$RQD_3 = 49.00\%$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = RQD_1 + RQD_2 + RQD_3 / 3 \quad (2)$$

$$RQD_{\text{moyenne}} = 85.30 + 62.20 + 49.00 / 3 =$$

$$RQD_{\text{moyenne gradin 4}} = 65.50\%$$

Annexe 16 : Classification RMR du gradin 4

1. Famille 1 : Extension grande

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀) de la roche intacte	71.30 M Pa	50 - 100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₁	85.30 %	75 - 90 %	17
J ₃ : Espacement entre les discontinuités ES ₁	25.90 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, faces dures	Condition 2	25
J ₅ : Disposition des discontinuités	discrète	Condition 3 pour Rating pente	-25
J ₆ : condition des venues d'eaux	sec	Condition générale 1 sec	15

$$RMR_1 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (1)$$

$$RMR_1 = 7 + 17 + 10 + 25 - 25 + 15 = 49$$

$$RMR_1 = 49$$

2. Famille 2 : Extension moyenne

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 M Pa	50 - 100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₂	62.20 %	50 - 75 %	13
J ₃ : Espacement ES ₂	27.27 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	rugueuses, faces souples	Conditions 3	20
J ₅ : Disposition des discontinuités	Favorable	Disposition 2 pour Rating pente.	-5
J ₆ : Venues d'eaux souterraines	sec	Condition générale sec	15

$$RMR_2 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (2)$$

$$RMR_2 = 7 + 13 + 10 + 20 - 5 + 15 = 60$$

$$RMR_2 = 60$$

3. Famille 3 : Extension petite

Paramètres de Bieniawski	Paramètres estimés	Classes	Rating
J ₁ : Compression (C ₀)	71.3 M Pa	50 - 100 M Pa	7
J ₂ : Qualité du massif estimé RQD ₃	49.00 %	25 - 50 %	8
J ₃ : Espacement ES ₃	52.45 cm	0.20 - 0.60 m	10
J ₄ : Conditions des discontinuités	Lisses	Condition 4	10
J ₅ : Disposition des discontinuités	Très favorable	Disposition 1 Rating pente	-0
J ₆ : conditions venues d'eaux souterraines	Sec	Condition 1	15

$$RMR_3 = J_1 + J_2 + J_3 + J_4 + J_5 + J_6 \quad (3)$$

$$RMR_3 = 7 + 8 + 10 + 10 - 0 + 15 = 50$$

$$RMR_3 = 50$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = RMR_1 + RMR_2 + RMR_3 / 3 \quad (4)$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 49 + 60 + 50 / 3 = 53$$

$$RMR_{\text{moyenne}} = 53$$

Annexe 17 : Analyse pétrochimique des échantillons de roche calcaire par (LTPE, 2006)

Echantillons de calcaire	CaO ₃ %	Si O ₂ %	Al ₂ O ₃ %	Fe ₂ O ₃ %	S %	P %
1	43,12	0,25	0,58	-	traces	-
2	43,20	10,30	1,27	0,76	traces	0,08
3	43,20	10,40	1,12	0,76	0,089	0,076
4	42,91	10,68	1,07	0,76	-	0,009
5	48,38	0,45	1,07	1,95	traces	0,082

Annexe 18 : Propriétés physiques de la roche intacte, (LTPE, 2006)

Propriétés physiques	Valeurs	Unité
Masse volumique	2,7	Kg / m ³
Densité	2,6 – 2,7	-
Dureté	7 – 9	-
Coefficient de foisonnement	1,5	Kg / m ³
Module d'élasticité	0.01	Gpa
Porosité (p)	0-5	%
Perméabilité (km)	< 10 ⁻⁸	m/s
Abrasivité (A _{BR})	0-500	-

Annexe 19 : Essai de compression simple sur deux échantillons de carottes par (LTPE, 2006)

Echantillon de carottes de calcaire	Hauteur (cm)	Diamètre (cm)	Surface (cm ²)	Poids livres (gr)	Volume (cm ³)	Densité g/cm ³	H /D	Charge KN	Résistance sec (Bar)
1	10,0	05	19,63	500,85	188,41	2,66	2,0	140	713
2	10,0	05	19,63	499,99	182,79	2,68	2,0	120	611

Annexe 20 : Différentes orientations du gradin 1

Direction et pendage					Azimut et pendage				
Direction de 0 à 180° sens dextre		Direction de 0 à 360° sens dextre		Direction de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche		Azimut de 0 à 360° sens dextre		Azimut de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche	
N60	70 NW	N60	70	E30N	70N	N340	70	W70N	70

Annexe 21 : Différentes orientations du gradin 2

Direction et pendage						Azimut et pendage			
Direction de 0 à 180° sens dextre		Direction de 0 à 360° sens dextre		Direction de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche		Azimut de 0 à 360° sens dextre		Azimut de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche	
N60	70 NW	N60	70	E30N	70N	N340	70	W70N	70

Annexe 22 : Différentes orientations du gradin 3

Direction et pendage						Azimut et pendage			
Direction de 0 à 180° sens dextre		Direction de 0 à 360° sens dextre		Direction de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche		Azimut de 0 à 360° sens dextre		Azimut de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche	
N40	30 NW	N40	30	E50N	40N	N300	30	W30N	30

Annexe 23 : Différentes orientations du gradin 4

Direction et pendage						Azimut et pendage			
Direction de 0 à 180° sens dextre		Direction de 0 à 360° sens dextre		Direction de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche		Azimut de 0 à 360° sens dextre		Azimut de 0 à 45° A partir du point cardinal le plus proche	
N30	20 NW	N30	20	E60N	20N	N290	20	W20N	20

Annexe 24 : Les différents types d'explosifs et leurs caractéristiques, ONEX

Désignation commerciale	Résistance a l'eau	densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance	Utilisation
Géonit	Très Bonne	1.50	5800	1.15	Explosif pour roches dures
Gélanit I	Bonne	1.40	6300	1.33	Abattage en carrière Roches dures
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carinnit	Médiocre	1.00	4500	1.27	Explosif pour roches dures à mi dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	Explosif pour les roches de dureté moyenne
Marmanit II	Médiocre	0.98	4000	1.27	Explosif pour les roches de dureté moyenne.
Marmanit III	Médiocre	1.00	4200	1.18	Explosif pour les roches tendres
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	Roches tendres

Annexe 25 : Caractéristiques techniques de l'engin de foration, Atlas Copco

Engin de perforation	Marteau F.D.T	Poids S/taillant mm	Longueur S/taillant mm	Fre de Percussion Coup/mn	Nombre de service bars	Diamètre de service mm	Prix d'achat en TTC K DA
CRAWL ROC 405 ATLAS COPCO	Cop 32	23	1300 à 1650	925	6 à 12	85 à 100	23000,9

Annexe 26 : Plan de tir de la Carrière d'Héliopolis

Paramètres	Unités	Valeurs	Symboles
Hauteur du gradin	m	15	Hg
Diamètre du trou	mm	100	D _t
Angle d'inclinaison du trou	Degré	75-80°	μ
Longueur du bourrage	m	3,00	Lb
Consommation spécifique d'explosif	Kg/ton	0,30	Q
Ligne de moindre Résistance	m	3,00	W
Longueur du sous-forage	m	1,50	L _s
Profondeur du trou	m	16,50	L _t
Espacement entre les trous	m	3,00	S
Espacement entre deux rangé	m	3,00	B
Avancement	m	3,00	C
Nombres de trous	-	14	Nt
Cordeau détonant total	ml	125	Lc
Détonation électrique	P	02	Nd
Détonation microretard	P	06	Ndmr
Nature d'explosif	-	-	Marmanit III diam 80 mm
Quantité d'explosif/trou	Kg	67,50	Qe/trou
Quantité totale d'explosifs	Kg	500	QT
Densité du calcaire	-	2,65	ρ
Dureté du calcaire	-	7-9	d