

Table des matières

Résumé.....	iii
Liste des figures	viii
Liste des tableaux.....	ix
Liste des abréviations et des sigles	xi
Avant-Propos	xiii
1. Chapitre 1: Introduction générale	1
1.1. Contexte	1
1.2. Problématique	2
1.3. Objectifs	3
1.4. Plan du mémoire	4
1.5. Conclusion	5
2. Chapitre 2: Cas d'étude: La mine Éléonore	6
2.1. Introduction	6
2.2. La mine Éléonore – Information générale	6
2.2.1. Localisation	6
2.2.2. Réserves et ressources minérales	7
2.2.3. Méthode de minage	7
2.2.4. Géologie	7
2.3. Système sismique à la mine Éléonore	9
2.4. Base de données de tir à l'explosif de production	10
2.4.1. Paramètres d'entrées	11
2.4.1.1. Campagne géotechnique	11
2.4.1.2. Modélisation de la redistribution des contraintes	13
2.4.2. Paramètres de sortie	15
2.5. Conclusion	15
3. Chapitre 3: Campagne géotechnique à la mine Éléonore	16
3.1 Introduction	16
3.2 Méthodologie	16
3.2.1. Cartographie par traverse	16
3.2.2. Erreurs et biais.....	17
3.2.3. Méthode utilisée pour la cartographie	19
3.2.3.1. Matériels	19
3.2.3.2. Méthodologie	19
3.2.3.2.1. La distance le long de la traverse	21
3.2.3.2.2. Le type de structure	22
3.2.3.2.3. Orientation des discontinuités	23
3.2.3.2.4. Remplissage	24
3.2.3.2.5. Altération de la discontinuité J_a	24

3.2.3.2.6.	Ouverture.....	24
3.2.3.2.7.	Rugosité de la discontinuité et le coefficient de rugosité du joint (JRC).....	26
3.2.3.2.8.	Forme de la discontinuité	27
3.2.3.2.9.	Condition hydraulique	27
3.2.3.2.10.	Terminaison et Persistance (m)	27
3.2.3.2.11.	Espacement entre deux discontinuités d'une même famille (m)	27
3.2.3.2.12.	Type de roche	28
3.2.3.2.13.	Estimation de la résistance en compression uniaxiale	28
3.2.3.2.14.	Estimation de la qualité du massif rocheux	28
3.2.3.2.15.	Estimation du RQD (Rock Quality Designation)	29
3.2.3.2.16.	Calcul de l'indice Q' (Rock Tunneling Quality Index Q System).....	31
3.3.	Résultats	34
3.3.1.	Résultats de la campagne géotechnique à la mine Éléonore	34
3.3.2.	Paramètres géotechniques	36
3.3.2.1.	État des murs	36
3.3.2.2.	La distance le long de la traverse	37
3.3.2.3.	Le type de structure	37
3.3.2.4.	Orientation des discontinuités	38
3.3.2.5.	Le remplissage	40
3.3.2.6.	L'ouverture.....	41
3.3.2.7.	L'altération des discontinuités J_a	41
3.3.2.8.	Rugosité des discontinuités	42
3.3.2.9.	Forme des discontinuités	43
3.3.2.10.	Coefficient de rugosité J_r	43
3.3.2.11.	Conditions hydrauliques	44
3.3.2.12.	Type de roche et estimation de la résistance en compression uniaxiale	45
3.3.2.13.	Estimation du RQD	45
3.4.	Analyse	46
3.4.1.	Calcul de l'indice Q'	46
3.5.	Conclusion	47
4.	Chapitre 4: Blast induced seismic response at the Goldcorp Eleonore mine : identification, delineation and characterization.	49
4.1.	Résumé	50
4.2.	Abstract	51
4.3.	Keywords	51
4.4.	Introduction	52
4.5.	Clustering methodology	53
4.5.1.	Density-based clustering for short-term seismicity	53
4.5.2.	Clustering methodology performance	54
4.5.3.	Temporal delineation.....	55
4.5.4.	Maximum likelihood estimate (MLE) method	56
4.5.5.	Weighted MLE.....	56
4.6.	Quality filters applied to the database	57
4.6.1.	Range filter	57

4.6.2.	Linear filter.....	58
4.7.	Plane fitting methodology	58
4.8.	Case Study – Eleonore mine	59
4.8.1.	General information	59
4.8.2.	Seismic monitoring system	60
4.8.3.	Structural campaign.....	60
4.9.	Results.....	62
4.9.1.	Spatial delineation and cluster filtering	62
4.9.1.1.	Spatial delineation.....	62
4.9.1.2.	Cluster filtering	63
4.9.2.	Clusters’ planes results.....	63
4.9.2.1.	Plane identification.....	63
4.9.2.2.	Comparison with the geotechnical campaign.....	64
4.9.3.	Discussion	65
4.10.	Conclusions	65
4.11.	Acknowledgements.....	66
5.	Chapitre 5: Multivariate statistical analysis to investigate the seismic response to production blasting at Goldcorp Eleonore.	67
5.1.	Résumé	68
5.2.	Abstract	69
5.3.	Introduction	70
5.4.	Case Study – Eleonore mine.....	71
5.4.1.	General Information	71
5.4.2.	Seismic Monitoring System	73
5.4.3.	Geotechnical Campaign	73
5.5.	Blast database	74
5.5.1.	Input Parameters.....	74
5.5.1.1.	General Input Parameters	74
5.5.1.2.	Geological Structures	76
5.5.1.3.	Q’ index	76
5.5.1.4.	Stress Input Parameters	76
5.5.2.	Output Parameters	77
5.5.2.1.	Spatial and Temporal Search Parameters Analysis Output	77
5.5.2.2.	Clustering Approach Output	78
5.5.2.3.	General output parameters	79
5.6.	Partial least squares analysis.....	80
5.7.	Results of the PLS Analysis	81
5.7.1.	Cluster Method Results	82
5.7.2.	STP 1 (11h-60m) Results	83
5.7.3.	STP 2 (23h-60m) Results	84
5.7.4.	STP 3 (11h-100m) Results	84
5.7.5.	STP 4 (23h-100m) Results	85
5.8.	Results Summary.....	86

5.9. Discussion	87
5.10. Conclusion	89
5.11. Acknowledgements	90
6. Chapitre 6 : Conclusion	91
6.1. Sommaire	91
6.2. Limitations du mémoire	93
6.3. Recommandations pour travaux futurs	94
Références.....	95
Annexes.....	101
Annexe 1 : Feuille utilisée pour le relevé structural à la mine Éléonore (MineDesign Engineering, 2017).....	101
Annexe 2 : Système de pointage associé à chaque critère de l'indice Q (NGI, 2005)	102
Annexe 3 : Ensemble des traverses faites à la mine Éléonore par horizon.....	105
Annexe 4 : Résultats stéréographiques pour les différents horizons de la mine.....	109

Liste des figures

Figure 1. 1: Chantier par chambre ouverte dans une mine souterraine associée avec différentes sources de sismicité (droite) et les mécanismes sources associés avec cette sismicité (gauche) (Hudyma <i>et al.</i> , 2003).	2
Figure 2. 1: Localisation de la mine Éléonore	6
Figure 2. 2: Vue longitudinale verticale de la mine Éléonore avec les différents horizons identifiés (tiré Guido <i>et al.</i> , 2017).	8
Figure 2. 3: Différents types de roche rencontrés à la mine Éléonore (tiré de Lajoie, 2006).	8
Figure 2. 4: Illustration (non à l'échelle) d'un chantier de production où les mesures de contraintes ont été faites dans l'éponte supérieure.	14
Figure 3. 1: Exemple d'une traverse le long d'une paroi rocheuse présentant plusieurs discontinuités (adapté de Hudson, 1989).	17
Figure 3. 2: Calcul du coefficient de Terzaghi afin de compenser le biais d'orientation le long d'une traverse (adapté de l'aide de DIPS™ Rocscience, 2017).	18
Figure 3. 3: Relation entre la fréquence des discontinuités et du RQD (adapté de Priest et Hudson, 1976).	22
Figure 3. 4: Illustration du pendage et de la direction de pendage le long du plan d'une discontinuité (adapté de Ducan et Mah, 2005).	23
Figure 3. 5: Charte pour estimer le JRC (tiré de Barton et Choubey, 1977)	26
Figure 3. 6: Illustration de la différence entre le massif rocheux et le roc intact (adapté de Hoek et Brown, 1980).	29
Figure 3. 7: Calcul du RQD à partir d'une carotte de forage (adapté de Deere <i>et al.</i> , 1967).	30
Figure 3. 8: Estimation du RQD sur une paroi rocheuse (adapté de Hutchinson et Diederichs, 1996).	31
Figure 3. 9: État du mur lors de la cartographie	36
Figure 3. 10: État du mur pendant la cartographie par horizon	36
Figure 3. 11: Espacement entre les discontinuités	37
Figure 3. 12 : Structures géologiques dominantes dans le massif rocheux	37
Figure 3. 13: Structures géologiques dominantes dans le massif rocheux par horizon	38
Figure 3. 14: Type de remplissage dans le massif rocheux	40
Figure 3. 15: Type de remplissage rencontré dans le massif rocheux par horizon	41
Figure 3. 16: Distribution de J_a dans le massif rocheux.	42
Figure 3. 17: Texture des discontinuités dans le massif rocheux	43
Figure 3. 18: Courbure des discontinuités dans le massif rocheux	43
Figure 3. 19: Condition hydraulique par horizon.	44
Figure 3. 20: Type de roche constituant le massif rocheux	45
Figure 4. 1: Hypothetic open stope mining environment showing sources of seismicity (right) and seismicity typically associated with these sources (left) (Hudyma <i>et al.</i> , 2003).	52
Figure 4. 2: The definition of core (green dot), boundary (blue dot), and noise elements (grey dot) for density-based clustering with N_{\min} of four elements and a search distance D_s (Woodward <i>et al.</i> , 2017a).	54
Figure 4. 3: The framework for response identification, spatial delineation, temporal delineation and response removal, Woodward <i>et al.</i> , 2017c).	57

Figure 4. 4: Number of events through time plots from a well-modelled seismic response (A) and a linear response identified as noise (B) from the Eleonore mine’s seismic database from mXrap.	58
Figure 4. 5: Illustration of plane fitting through a seismic cluster using a PCA method..	59
Figure 4. 6: Location of cluster centroid colored by number of events.....	60
Figure 4. 7: Stereographic plots for the major planes obtained from the seismic clusters (left) compared with the in-situ major planes obtained from structural mapping (right).	61
Figure 5. 1: Hypothetic open stope mining environment showing sources of seismicity (left) and seismicity typically associated with these sources (right) (Hudyma <i>et al.</i> , 2003).	70
Figure 5. 2: Location of cluster centroids colored by number of events from mxrap at the Goldcorp Eleonore mine.	72
Figure 5. 3: Plan view of the faults’ locations at the Goldcorp Eleonore mine 650-level (From Lajoie, 2016).	72
Figure 5. 4: (a) Dice 5 drilling pattern with parallel hanging wall drilling and (b) fanned drilling pattern with fanned hanging wall drilling (From Guido <i>et al.</i> , 2017).	76
Figure 5. 5: Transversal vertical view of Horizon 2 with seismic events location (red dots) and stress distribution (σ_1) after a production blast.	77
Figure 5. 6: The framework for response identification, spatial delineation, temporal delineation and response removal (Woodward <i>et al.</i> , 2017b).....	78

Liste des tableaux

Tableau 2. 1: Réserves et ressources de la mine Éléonore en date du 30 juin 2016 (Goldcorp, 2017).....	7
Tableau 2. 2: Résumé des capteurs sismiques installés à la mine Éléonore	9
Tableau 2. 3: Résumé des différents types de capteurs utilisés à la mine Éléonore	9
Tableau 2. 4: Sensibilité du système sismique à la mine Éléonore par horizon	10
Tableau 2. 5: Paramètres définissant les propriétés spatiales, temporelles, de minage, géométrique, géologique, de forage et de tir à l’explosif des tirs à l’explosif de production	12
Tableau 2. 6: Contraintes principales mesurées au niveau 680 de la mine Éléonore en Janvier 2017	13
Tableau 2. 7: Variations des contraintes principales utilisées dans le modèle	13
Tableau 2. 8: Propriétés du massif rocheux utilisées dans le modèle numérique.....	13
Tableau 2. 9: Paramètres des analyses STP	15
Tableau 3. 1: Type de structures géologiques.....	22
Tableau 3. 2: Remplissage des discontinuités.....	24
Tableau 3. 3: Paramètre d’altération (tiré de Hadjigeorgiou et Charrette, 2009).....	25
Tableau 3. 4: Rugosité des discontinuités.....	26
Tableau 3. 5: Forme des discontinuités.....	27
Tableau 3. 6: Estimation de la résistance en compression uniaxiale à l’aide d’un marteau de géologue (adapté de ISRM, 2007).	28
Tableau 3. 7: Indice des familles de joints J_n (tiré de Hadjigeorgiou et Charrette, 2009)	32
Tableau 3. 8: Charte utilisée pour le calcul du J_r (adapté de Barton <i>et al.</i> , 1974)	33
Tableau 3. 9: Emplacement des traverses dans la mine en fonction des zones et des horizons.....	34

Tableau 3. 10: Emplacement des traverses dans la mine en fonction du type de galerie et de l'horizon	35
Tableau 3. 11: Famille de discontinuités identifiées par horizons.....	39
Tableau 3. 12: Pourcentage de pôles inclus dans les familles de discontinuités identifiées par horizon.....	39
Tableau 3. 13: Résultats du paramètre J_n par horizon.....	40
Tableau 3. 14: Résultats du J_a pour l'ensemble des horizons, de la mine supérieure et inférieure.....	42
Tableau 3. 15: Résultats du J_r pour l'ensemble des horizons, de la mine supérieure et inférieure.....	44
Tableau 3. 16: Résultats de RQD estimé par Horizon.....	46
Tableau 3. 17: Paramètres utilisés pour le calcul du Q'	46
Tableau 3. 18: Résultats du calcul pour Q' par horizon.....	47
Table 4. 1: Typical Omori p-parameter values observed in mines and earthquakes.	55
Table 4. 2: Range filters used for the analysis.....	58
Table 5. 1: Sensors distribution per horizon at the Eleonore mine.....	73
Table 5. 2: Q' results from the geotechnical campaign done in March 2017 at the Eleonore mine.....	74
Table 5. 3: Parameters defining spatial, temporal, mining, geometrical, geological, drill-and-blast, and temporal blast properties.....	75
Table 5. 4: Parameters defining the STP analyses done to define the seismic response after production blasts.....	77
Table 5. 5: R-square results per output parameters for the four different STP analyses and the clustering approach after production blast (with higher values per method in bold). 82	82

Liste des abréviations et des sigles

GRO : Galerie de halage principale
AMN : Accès au minerai dans le stérile et dans le minerai
GMN : Galeries dans le minerai
ANV : Accès à niveau
J_a : Paramètre d'altération des joints
J_n : Paramètre sur le nombre de familles de discontinuités
J_r : Paramètre sur la rugosité des discontinuités
JRC : Coefficient de rugosité du joint
RQD : Rock Quality Designation
RMR : Rock Mass Rating system
GSI : Geological Strength Index
Q : Rock Tunneling Quality Index Q System
NGI : Norway Geological Institute
UCS : Résistance en compression uniaxiale
PCA : Principal Components Analysis
DBSCAN : Density-based Spatial Clustering of Applications with Noise
CVNN : Clustering Validation Index based on Nearest Neighbors
MCC : Matthews Correlations Coefficient
MOL : Modified Omori Law
EAD : Early Aftershock Deficiency
MLE : Maximum Likelihood Estimate
AD : Statistique d'Anderson et Darling
PEA : Principal Event Adjusted
PROD : Tir à l'explosif de production
DEV : Tir à l'explosif de développement
PLS : Partial Least Squares regression

Remerciements

Je tiens à remercier tout d'abord mon directeur de recherche Martin Grenon de m'avoir permis d'entreprendre et de réaliser ce projet de recherche. Ses conseils et commentaires ont été d'une grande aide tout au long de ma maîtrise. De plus, je tiens à le remercier particulièrement d'avoir relancé mon projet de maîtrise.

Un grand merci à Kyle Woodward de ACG pour sa patience et sa grande aide avec le logiciel mXrap sans lequel toute la partie sur le regroupement sismique (Clustering) n'aurait pu être faite. Pour son aide et pour m'avoir transmis ses connaissances en ce qui concerne la cartographie, je tiens à remercier Jeffrey Oke de Mine Design Engineering. Je suis également reconnaissant envers Carl Duchesne pour son aide précieuse concernant l'analyse statistique sans lequel l'analyse PLS n'aurait pas pu être faite. Je tiens aussi à remercier pour leur soutien à la fois intellectuel et humain : Audrey Goulet, Benoît McFadyen, Guillaume Sasseville, Catherine Domingue et Geneviève Bruneau.

Ce projet de recherche n'aurait pas été possible sans l'appui financier et logistique de tous les membres de Goldcorp Inc. et plus particulièrement ceux de la mine Éléonore. Merci à tous les intervenants à ce projet qui m'ont aidé à plusieurs niveaux et en particulier : Sébastien Guido et Pierre-Luc Lajoie, et le département d'ingénierie. Merci également au programme de subventions FRQNT pour son soutien financier. Je tiens enfin à remercier le consortium mXrap d'avoir fourni un accès académique pour mXrap.

Jocelyn Tuleau, 7 Mars 2018

Avant-Propos

Le mémoire est divisé en 3 parties. La première partie comprend une brève introduction du mémoire et du cas d'étude. La deuxième partie est composée de 3 chapitres qui correspondent aux résultats de la campagne géotechnique et les deux articles écrits au cours de la maîtrise. La dernière partie comprend la conclusion.

Je suis l'auteur principal des deux articles présentés dans ce mémoire :

- 1- *Blast induced seismic response at the Goldcorp Eleonore mine: identification, delineation and characterization.*

Avec comme coauteurs : Kyle Woodward, Martin Grenon et Pierre-Luc Lavoie.

Accepté au 10^e symposium asiatique de mécanique des roches, ISRM, Singapour le 16 juillet 2018.

Dans ce contexte, j'ai développé une nouvelle méthode quantitative pour identifier le mécanisme source de la sismicité dans le cas de structures géologiques locales. J'ai réalisé l'ensemble des analyses et des comparaisons entre les résultats obtenus par cette nouvelle méthodologie et les résultats de la campagne géotechnique que j'ai réalisée à la mine. J'ai écrit la première version de l'article qui a été retravaillée par Martin Grenon, puis révisée par Kyle Woodward et Pierre-Luc Lajoie.

- 2- *Multivariate statistical analysis to investigate the seismic response to production blasting at Goldcorp Eleonore*

Avec comme coauteurs : Martin Grenon, Carl Duchesne, Kyle Woodward et Pierre-Luc Lajoie.

Publié au 52nd US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, ARMA, Seattle le 16 juin 2018.

Dans cet article, j'ai complété la base de données de tirs à l'explosif compilée par Sébastien Guido *et al.* (2017) avec d'autres paramètres d'entrée ainsi qu'avec les réponses sismiques associées aux tirs à l'explosif. Pour ce faire, j'ai dû, entre autres, modéliser numériquement la redistribution des contraintes avant et après tir à l'explosif de production dans l'éponte supérieure. Les résultats obtenus durant la campagne géotechnique que j'ai faite ont aussi été utilisés dans cet article. J'ai réalisé l'ensemble des analyses des résultats de l'analyse statistique. J'ai écrit la première version de l'article qui a été retravaillée par Martin Grenon, puis révisée par Kyle Woodward, Carl Duchesne et Pierre-Luc Lajoie.

La mise en page des articles a été changée afin de s'intégrer de façon continue dans ce mémoire.
L'article pour ARMA Seattle 2018 était sur deux colonnes par page et a été ramené sur une colonne par page.

1. Chapitre 1: Introduction générale

1.1. Contexte

Étant donné la rareté des gisements à forte teneur proche de la surface, les minières doivent exploiter des gisements de plus en plus en profondeur afin d'être économiquement viables. Avec l'augmentation de la profondeur, les minières exploitent les ressources minières sous de plus hautes contraintes. À faible profondeur, les structures contrôlent les instabilités sous terre, alors que plus en profondeur, les contraintes et la sismicité associée deviennent les principales sources de risque géotechnique (Hills et Penney, 2008; Disley, 2014). La sismicité induite est un problème récurrent dans les mines du monde entier (Potvin, 2009; Hudyma, 2004) et la transition entre une mine faiblement active sismiquement à fortement active sismiquement dépend entre autres des contraintes in-situ, de la résistance du massif rocheux et de la séquence de minage (Sandy *et al.*, 2010). Un évènement sismique est défini comme une onde de contrainte résultant de la déformation inélastique ou de la rupture du massif rocheux (Hudyma et Mikula, 2002). Il est largement accepté qu'il y a deux types de sismicité dans les mines. Dans le premier type, le nombre d'évènements sismiques suit une distribution de Poisson stationnaire, et est communément appelé niveau normal de sismicité (« Background seismicity »). Le niveau normal de sismicité est principalement affecté par la géologie et la tectonique régionale. Le second type est la sismicité dite induite, dont le nombre d'évènements sismiques ne suit pas une distribution de Poisson stationnaire et est directement associé avec les activités minières. La sismicité induite dans un environnement minier est contrôlée par des paramètres incluant les contraintes, les structures géologiques ou zones de faiblesse et les facteurs d'opération tels que la profondeur, le taux d'extraction et la séquence de minage. La sismicité directement connectée aux activités minières est associée à la formation de fissures dans la face rocheuse des chantiers et au mouvement le long des failles principales (Gibowicz et Kijko, 1994). La Figure 1.1 illustre les différents mécanismes sources de la sismicité induite dans un environnement minier souterrain résultant de la redistribution des contraintes in-situ après minage (Hudyma *et al.*, 2003).

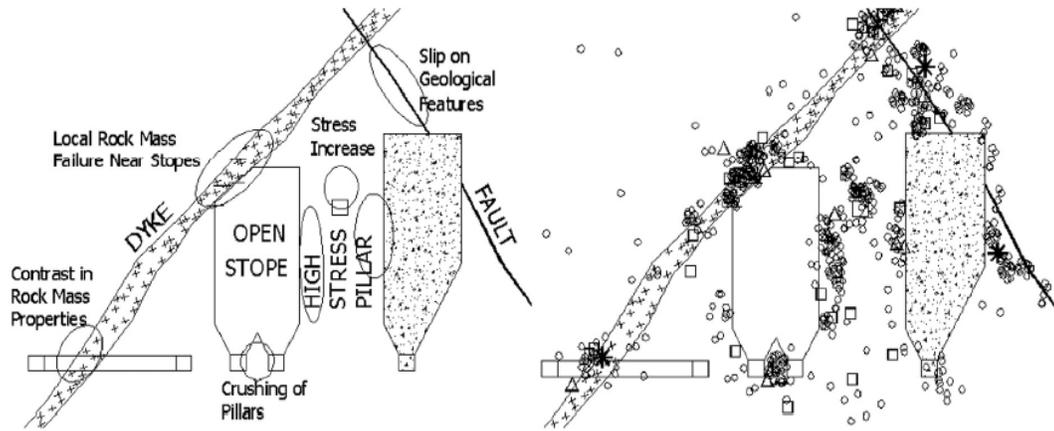


Figure 1. 1: Chantier par chambre ouverte dans une mine souterraine associée avec différentes sources de sismicité (droite) et les mécanismes sources associés avec cette sismicité (gauche) (Hudyma *et al.*, 2003).

1.2. Problématique

L'augmentation des contraintes avec la profondeur engendrera une augmentation de la sismicité et du risque associé avec cette dernière. Les tirs à l'explosif de production modifient l'état de contraintes dans le massif rocheux ce qui est associé à une forte réponse sismique (Vallejos et McKinnon, 2008). La sismicité dans les mines souterraines peut avoir des effets néfastes sur les opérations (Hudyma, 2002; Sandy *et al.*, 2010). Les principaux impacts sur les opérations minières sont présentés dans la liste suivante :

- impact sur la sécurité des travailleurs
- instabilité des infrastructures souterraines
- ralentissement des opérations
- augmentation des coûts opérationnels

Quand cela est possible, des techniques de mitigation appropriées peuvent être employées pour gérer le risque posé par la sismicité induite (Heal *et al.*, 2015). Les opérateurs miniers ont réussi avec succès à mitiger davantage le risque de la sismicité à travers de meilleures stratégies de planification (Potvin, 2014). Cependant, avec l'augmentation de la profondeur et des contraintes, de nouvelles méthodes doivent être développées afin d'améliorer la compréhension des processus et d'identifier les paramètres opérationnels et géomécaniques contribuant à l'activité sismique sous terre. Une meilleure compréhension de la réponse sismique après un tir à l'explosif est particulièrement importante puisque les tirs à l'explosif sont associés avec une forte activité sismique dans les mines souterraines.

La sismicité ne pouvant être éliminée, une bonne compréhension des processus contrôlant la formation des événements sismiques afin de protéger les travailleurs sous terre est nécessaire (Singh *et al.*, 2002). Il est donc important d'estimer la distribution spatiale et temporelle de la sismicité pour tout programme de contrôle du risque sismique (Wesseloo, 2014). Le mécanisme source responsable de la sismicité contrôle la distribution spatiale de cette dernière et le risque associé. Identifier le mécanisme source responsable de la sismicité sous terre est donc essentiel pour tout programme de mitigation des risques dans les mines souterraines.

De plus, la plupart des méthodes pour évaluer le risque sismique associé avec les tirs à l'explosif de production ne cherchent pas à identifier les facteurs opérationnels et géomécaniques principaux contribuant à la réponse sismique. Les opérateurs miniers utilisent principalement le nombre d'événements sismiques cumulé et les magnitudes associées, en négligeant souvent les paramètres géologiques et opérationnels. Une meilleure compréhension du mécanisme source de la sismicité induite, ainsi que des principaux facteurs opérationnels et géomécaniques contribuant à la réponse sismique dans une mine souterraine après les tirs à l'explosif, permettrait d'optimiser les opérations minières en limitant les retards et les pertes de production causés par cette sismicité induite.

La mine Éléonore extrait actuellement de l'or entre 170 et 800 mètres sous terre. Elle prévoit actuellement une exploitation jusqu'à 1140 mètres de profondeur. La mine est en transition de son état de mine peu profonde sous faibles contraintes vers une mine sous hautes contraintes et active sismiquement. Une meilleure compréhension du mécanisme source et des paramètres associés à la sismicité actuelle à la mine Éléonore lui permettrait de mieux planifier les futurs travaux miniers. À l'aide de ces connaissances supplémentaires, la mine Éléonore sera mieux outillée afin d'optimiser la production tout en s'assurant de la sécurité des travailleurs sous terre.

1.3. Objectifs

L'objectif général de ce mémoire est d'améliorer la compréhension actuelle de la sismicité à la mine Éléonore afin de permettre une meilleure planification des travaux futurs sous de plus hautes contraintes. Le premier objectif est donc d'évaluer la contribution des structures géologiques mineures comme mécanisme source de la sismicité à la mine Éléonore après un tir à l'explosif de production. Le second objectif est d'identifier les principaux facteurs opérationnels et géomécaniques contribuant à la sismicité après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore. Pour ce faire, plusieurs sous-objectifs ont été identifiés :

1. Identifier la période durant laquelle l'estimation de la localisation et des paramètres sources des données sismiques est stable et de bonne qualité pour la mine Éléonore.
2. Identifier les familles principales de discontinuités à la mine Éléonore.
3. Caractériser la qualité du massif rocheux par le calcul de l'index Q' .
4. Délimiter en groupe (« cluster ») des événements sismiques selon la méthode de Woodward (2015).
5. Lier ces groupes d'événements sismiques à des tirs à l'explosif de développement ou de production lorsque c'est possible.
6. Tester l'hypothèse selon laquelle le principal mécanisme source de la sismicité est associé aux structures géologiques locales à l'aide d'une nouvelle méthode quantitative.
7. Déterminer les principaux facteurs opérationnels et géomécaniques contribuant à la sismicité après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore par une analyse des moindres carrés partiels (PLS).

1.4. Plan du mémoire

Le mémoire est divisé en six chapitres. Le premier chapitre introduit brièvement le contexte, la présentation de la problématique, les objectifs et le plan du mémoire. Le chapitre 2 présente le cas d'étude de la mine Éléonore. Il décrit la localisation de la mine, les réserves de minerai, la méthode de minage et la géologie, le système sismique installé à la mine ainsi que les données sismiques utilisées pour les analyses subséquentes. La base de données initiale des tirs à l'explosif de production ainsi que les modifications qui y ont été apportées pour la présente étude y sont également détaillées. Le chapitre 3 présente la méthode utilisée et les résultats de la campagne géotechnique faite par Jeffrey Oke et Jocelyn Tuleau en mars 2017 à la mine Éléonore. Les résultats de cette campagne portent sur l'identification des familles de discontinuités principales et le calcul de l'index de qualité du massif rocheux Q' . Cet index est ajouté à la base de données de tirs à l'explosif de production introduit au chapitre 2. Les résultats de la campagne géotechnique sont utilisés lors des analyses décrites dans les chapitres 4 et 5. Le chapitre 4 est sous forme d'article. Il présente la méthode de délimitation en groupe des événements sismiques. L'association de ces groupes à des tirs à l'explosif de production et de développement est également détaillée. Les résultats de l'identification du mécanisme source caractérisant ces groupes d'événements sismiques liés aux structures géologiques locales, grâce à une nouvelle méthode quantitative développée lors de ce projet, sont expliqués. Cette méthode permet d'identifier, de délimiter et de caractériser la réponse sismique après un tir à l'explosif. Les structures géologiques locales sont celles cartographiées lors de la campagne géotechnique introduite au chapitre 2. Le chapitre 5 est

également sous forme d'article. Il présente les résultats de l'analyse permettant d'identifier les paramètres opérationnels et géomécaniques associés à la sismicité après un tir à l'explosif de production à l'aide d'une méthode par moindres carrés partiels. Les paramètres étudiés sont ceux compilés dans la base de données présentée au chapitre 2. Les regroupements d'évènements sismiques réalisés au chapitre 4 sont également utilisés afin de définir la sismicité. Enfin, le chapitre 6, est la conclusion du mémoire présentant un sommaire, les limitations et les recommandations pour de futurs travaux.

1.5. Conclusion

Ce chapitre a permis de présenter une mise en contexte du mémoire, la problématique, les objectifs et un plan de rédaction. Une meilleure compréhension des mécanismes sources de la sismicité et des facteurs opérationnels et géomécaniques contrôlant la sismicité après un tir à l'explosif de production est essentielle afin de permettre aux minières de mieux planifier leurs travaux et ainsi assurer la sécurité des travailleurs sous terre et d'éviter les pertes et délais de production. Ce mémoire a deux objectifs. Le premier objectif de ce mémoire est d'identifier si les structures géologiques sont associées à un mécanisme source principal de la sismicité. Le deuxième objectif est d'identifier les facteurs principaux opérationnels et géomécaniques contribuant à la sismicité après les tirs à l'explosif de production à la mine Éléonore.

Pour ce faire, une campagne géotechnique doit être réalisée à la mine Éléonore afin d'identifier les familles de discontinuités principales et la qualité du massif rocheux (Chapitre 3). Une nouvelle méthode quantitative doit être développée et appliquée à la mine Éléonore pour évaluer la contribution des structures géologiques mineures comme mécanisme source de la sismicité (Chapitre 4). Afin d'identifier les facteurs opérationnels et géomécaniques principaux contribuant à la sismicité après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore, une méthode d'analyse statistique par les moindres carrés partiels sera utilisée (Chapitre 5).

2. Chapitre 2: Cas d'étude: La mine Éléonore

2.1. Introduction

Le chapitre suivant présente une brève description du cas d'étude de la mine Éléonore. Une première partie présente une vue générale de la mine : sa localisation, ses réserves et ressources minérales, la méthode de minage et la géologie. Dans une deuxième partie, le système sismique de la mine et les données sismiques utilisées dans ce mémoire sont présentés ainsi que la base de données de tirs à l'explosif de production.

2.2. La mine Éléonore – Information générale

2.2.1. Localisation

La mine Éléonore est située dans la Baie-James à 350 km au nord de Chibougamau et de Matagami (Figure 2.1). La mine a été planifiée afin de traiter 7000 tonnes de minerai au concentrateur par jour. Le concentrateur était opérationnel à partir d'octobre 2014 et la mine a commencé à être en production officiellement en avril 2015. La récupération à l'usine après cyanuration est de 90% (Fréchette *et al.*, 2015). Le gisement est accessible par une rampe et par un puits de production d'une profondeur de 1190 mètres avec deux bennes (« skip ») de 23 tonnes pour le chargement du minerai à la surface.

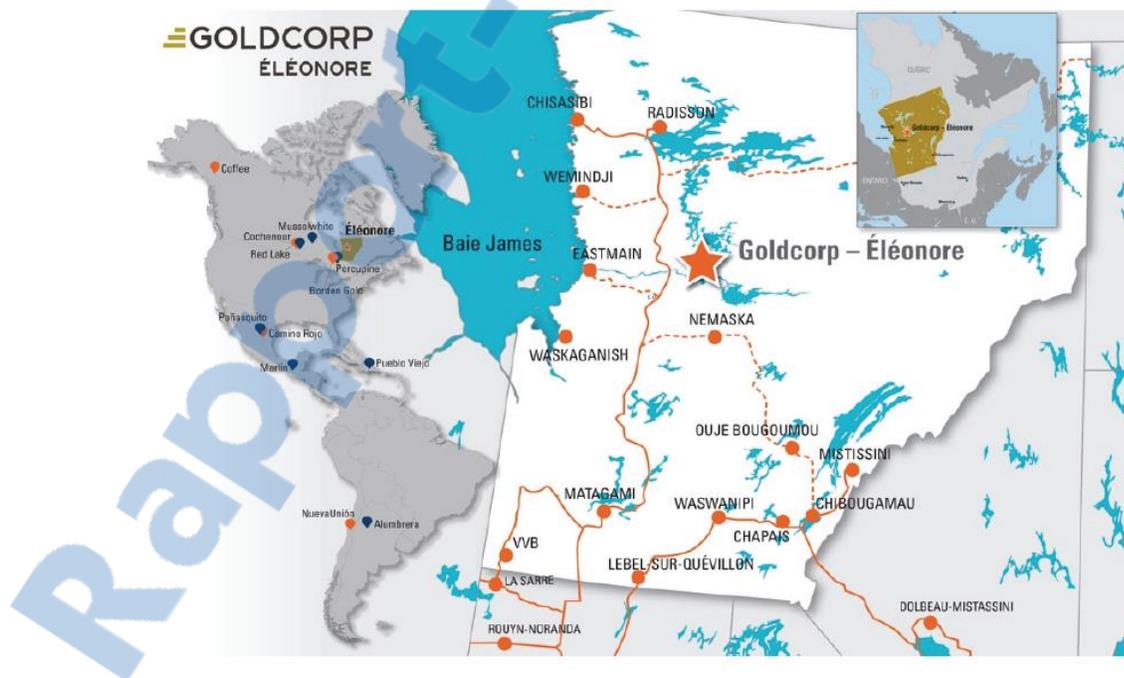


Figure 2. 1: Localisation de la mine Éléonore

2.2.2. Réserves et ressources minérales

Les réserves probables et prouvées de la mine Éléonore en date du 30 juin 2016 étaient de 4,57 millions d’onces d’or avec des ressources mesurées et indiquées de 0,93 million d’onces d’or (Goldcorp, 2017). Le Tableau 2.1 présente un résumé plus détaillé des ressources et des réserves de la mine Éléonore. Le gisement se prolonge en profondeur et dans l’axe nord-sud.

Tableau 2. 1: Réserves et ressources de la mine Éléonore en date du 30 juin 2016 (Goldcorp, 2017)

Réserves (MOz)		Ressources (MOz)		
Prouvées	Probables	Mesurées	Indiquées	Inférées
0,67	3,9	0,75	0,18	2,35

2.2.3. Méthode de minage

La mine utilise la méthode de minage par chambre ouverte transversale et longitudinale avec une séquence de minage pyramidale avec chantier primaire et secondaire. Les chantiers sont principalement remblayés avec du remblai en pâte. Dans le cas particulier des chantiers aux intersections, ces derniers sont remblayés avec du remblai rocheux non cimenté. Compte tenu de la forme complexe du gisement filonien, les chantiers longitudinaux sont principalement utilisés afin de limiter la dilution planifiée et opérationnelle. Les chantiers mesurent 35 mètres de haut, 6,3 mètres de large et entre 10 et 48 mètres de long en moyenne. Des chargeuses navettes de 15,2 verges et des camions allant jusqu’à 60 tonnes servent pour le soutirage du minerai afin d’atteindre l’objectif de 7000 tonnes par jour. La mine est divisée en 7 blocs miniers appelés horizon. Les horizons 1 à 4 sont actuellement exploités. Les horizons 5 et 6 sont actuellement en développement (voir Figure 2.2).

2.2.4. Géologie

Le gisement Roberto exploité par la mine Éléonore est situé au contact de la sous-province de l’Opinaca et de Lagrande dans le Bouclier canadien. Le gisement a été découvert il y a plus de 35 ans. La minière Virginia a réévalué le projet, jusqu’à l’acquisition du projet par la compagnie minière Goldcorp en 2006 (Goldcorp, 2007).

Le gisement est principalement constitué de wake et de paragneiss qui sont des roches sédimentaires métamorphisées. Le gisement est aussi entrecoupé de dykes de diabase et de pegmatite. La minéralisation se poursuit jusqu’à une profondeur de 1500 mètres sous la surface. La Figure 2.3 présente les unités géologiques principales. Le gisement est entrecoupé par 4 failles majeures. Il a été reconnu que le gisement de la mine Éléonore est complexe et qu’il n’est pas un

gisement orogénique typique. La géologie est très complexe caractérisée par des stockwerks (un réseau dense de filonnets s’entrecroisant dans toutes les directions (Jébrak et Marcoux, 2008)) encaissés dans des métawackes et des paragneiss très déformés et métamorphisés (Ravenelle, 2013).

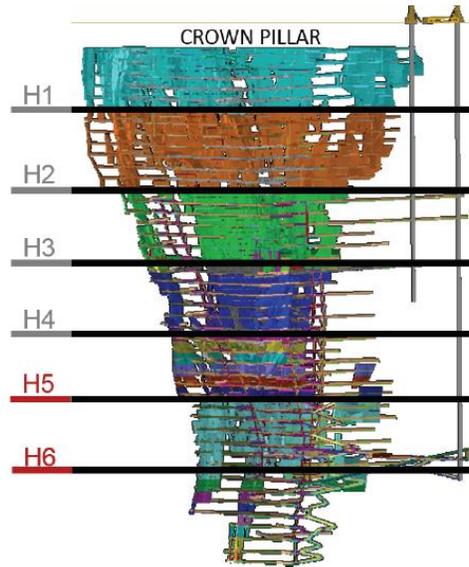


Figure 2. 2: Vue longitudinale verticale de la mine Éléonore avec les différents horizons identifiés (tiré Guido *et al.*, 2017).

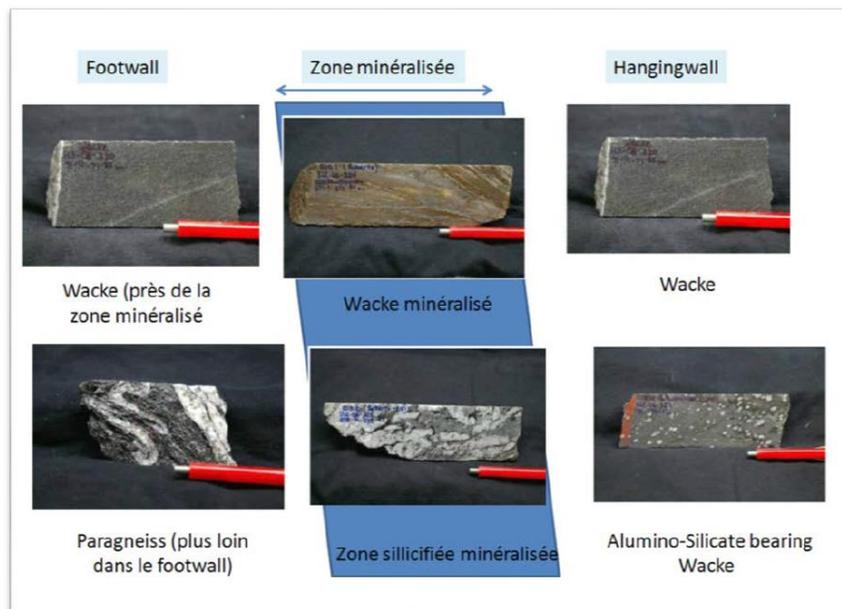


Figure 2. 3: Différents types de roche rencontrés à la mine Éléonore (tiré de Lajoie, 2006).

2.3. Système sismique à la mine Éléonore

Le système de monitoring sismique de la mine Éléonore a été mis en place en deux phases. Une première en 2014, et une seconde en 2015 afin de raffiner la précision du système en termes de localisation et de magnitude. Le système sismique de la mine Éléonore est composé d'un système d'acquisition Paladin-IV de la compagnie ESG Canada qui capture la microsismicité à travers les capteurs sismiques. Le tout est transmis à la surface à travers un réseau de fibres optiques où les évènements sismiques peuvent être visualisés et traités sur ordinateur. Les données sont traitées sur le logiciel SeiVis (ESG, 2017) et sont visualisées et analysées sur le logiciel mXrap (Harris et Wesseloo, 2015). Durant la première phase en octobre 2014, 20 sondes ont été installées : 15 uniaxiales, 4 triaxiales et une sonde de surface (SGM). Une deuxième phase a eu lieu durant l'année 2015 et s'est terminée le 19 mars 2016 afin d'améliorer la sensibilité du système sismique. Entre 650 et 440 mètres de profondeur, 15 (7 capteurs uniaxiaux et 8 triaxiaux) sondes supplémentaires ont été installées dans les horizons 2 et 3. En date du 19 mars 2016, 2 triaxiaux ne fonctionnent plus. Certaines des sondes ont été placées à grande profondeur, soit plus de 200 m du collet du trou de forage à l'intérieur du gisement. Les Tableaux 2.2 et 2.3 présentent un résumé du nombre et du type de capteurs sismiques installés à la mine Éléonore en date du 12 février 2017.

Tableau 2. 2: Résumé des capteurs sismiques installés à la mine Éléonore

Capteurs	Phase 1	Phase 2	Capteurs perdus	Total
Uniaxial	15	7	0	22
Triaxial	4	8	2	10
SGM	1	0	0	1

Tableau 2. 3: Résumé des différents types de capteurs utilisés à la mine Éléonore

Type de Capteur	Uniaxial	Triaxial	Total
Géophone	0	9	9
Accéléromètre	22	2	24

Le système sismique de la mine Éléonore est bien spatialement distribué. L'interespacement entre les capteurs sismiques est dans la moyenne comparé avec 24 autres mines décrites par Hudyma et Brummer (2007) avec une erreur de localisation typique inférieure à 10 mètres. Le biais associé avec la distribution des capteurs est considéré comme négligeable. La sensibilité du système sismique est en moyenne de -1.1 moment magnitude et varie entre les horizons. Le Tableau 2.4 suivant présente les différences de sensibilité du système sismique par horizon évaluée à partir des courbes fréquence-magnitude par horizon.

Tableau 2. 4: Sensibilité du système sismique à la mine Éléonore par horizon

Zone	Sensibilité du système sismique (moment magnitude)
Horizon 1	-0.3
Horizon 2	-0.8
Horizon 3	-1.4
Horizon 4	-1
Horizon 5	-1.2
Horizon 6	-1.3

Les données sismiques utilisées dans ce mémoire proviennent de la base de données sismique de la mine Éléonore. Les données sismiques utilisées dans ce mémoire ont été sélectionnées entre mars 2016 et juin 2017. Durant cette période, très peu de données sismiques sont manquantes et le système sismique était stable en termes de localisation et d'estimation des paramètres sources après la dernière mise en place de capteurs sismiques en mars 2016. Les données sismiques ont été traitées avant toute utilisation afin d'éliminer tout bruit ou tir à l'explosif identifié comme étant un évènement sismique qui aurait pu corrompre la base de données. Durant la période d'étude, la courbe fréquence-magnitude a été utilisée afin de contrôler la qualité de la base de données sismiques. Si la base de données n'est pas contaminée par des tirs à l'explosif ou/et du bruit, la courbe est alors linéaire sur plusieurs magnitudes (Gibowicz and Kijko, 1994). Ce n'était pas le cas de la mine Éléonore. Dans le cadre de ce mémoire, chaque évènement sismique de la période d'étude a été retraité, afin dans un premier temps de s'assurer que l'évènement était bien un évènement sismique et non un tir à l'explosif, et dans un deuxième temps de s'assurer que les positionnements des piques P et S des ondes sismiques étaient bien placés. Si ce n'était pas le cas, ils étaient alors replacés manuellement afin de s'assurer d'une bonne estimation de la localisation de l'évènement sismique.

2.4. Base de données de tir à l'explosif de production

Dans le cadre de ce mémoire, dans le but d'analyser la réponse sismique après les tirs à l'explosif de production, une base de données de tirs à l'explosif de production à la mine Éléonore a été complétée. La base de données comprend 83 tirs à l'explosif finaux de production à la mine Éléonore, tous compris entre mars 2016 et juin 2017 compilé par Guido *et al.* (2017). Dans le cadre de ce mémoire, des paramètres de contraintes et géotechniques ont été ajoutés à la base de données originale. De plus, la réponse sismique associée à chaque tir à l'explosif a aussi été rajoutée à la base de données. Les tirs à l'explosif sont situés entre une profondeur de 230 à 800 mètres sous la surface. Cela correspond aux horizons H2 à H4 sur la Figure 2.2. L'horizon 1 n'est pas représenté dû à la faible sensibilité du système sismique dans cet horizon et/ou de la faible activité sismique.

La base de données peut être divisée en deux parties. D'une part les paramètres de sortie caractérisant le design des chantiers ainsi que les paramètres environnementaux, et d'autre part, les réponses sismiques comme paramètres de sortie.

2.4.1. Paramètres d'entrées

Plus de 78 paramètres différents définissant les propriétés spatiales, temporelles, de minage, géométrique, géologique, de forage et des tirs à l'explosif de production ont été utilisés comme paramètres d'entrées. Les principaux paramètres sont présentés dans le Tableau 2.5. La localisation, les dimensions ainsi que différents paramètres de forage et de tirs à l'explosif pour les différents chantiers entre mars 2016 et juin 2017 ont été systématiquement relevés (Guido et *al.*, 2017).

Seules les deux failles subverticales principales FX01 et FX02 ont été analysées en fonction de leur position et de leur distance aux chantiers. Leurs positions peuvent être soit perpendiculaires au chantier ou bien parallèles à une des épontes du chantier. Les deux failles étudiées sont continues à travers toute la mine et planaires.

Dans le cadre des travaux de ce mémoire, la base de données de tirs à l'explosif a été complétée avec les résultats de la campagne géotechnique et des mesures de redistribution des contraintes après tir à l'explosif pour les données d'entrée. Les détails sont donnés aux prochaines sections.

2.4.1.1. Campagne géotechnique

Les données de Q' par horizon utilisées dans la base de données de tir à l'explosif de production sont détaillées dans le chapitre suivant. Elles ont été calculées à partir des résultats de la campagne géotechnique effectuée par l'auteur de ce mémoire en mars 2017 sur l'ensemble de la mine Éléonore.

Tableau 2. 5: Paramètres définissant les propriétés spatiales, temporelles, de minage, géométrique, géologique, de forage et de tir à l'explosif des tirs à l'explosif de production

Catégorie	Paramètres	Details
Localisation	X, Y, Z coordonnés	Prise à partir du centroïde du chantier
	Horizon	
	Veine	
	Niveau	
Minage	Méthode de minage	Chambre ouverte transversale ou longitudinale, chantier dans une intersection
	Teneur d'or	Moyenne
	Vide laissé dans le chantier par le développement	
Géométrie des chantiers	Hauteur	Verticale et dans la direction de la pente
	Largeur	Min, moyenne, et max
	Longueur	Min, moyenne, et max
	Pendage de l'éponte supérieure	Min, et moyenne
	Pendage de l'éponte inférieure	
	Forme du chantier	Droit, ondulé, régulier ou non-régulier
Structures géologiques	Distance	Pour la faille FX01 et FX03 cartographiées
	Position de la structure par rapport à la face du chantier	Pour la faille FX01 et FX03 cartographiées
	Structure géologique à moins de 10 m du chantier	
Forage	Direction de forage	Vers le haut, vers le bas ou vers le haut et vers le bas
	Type de monterie	V-30, raise bore, ou avocado
	Nombre de sections forées	
	Espacement	
	Fardeau	
	Mètres forés	
	Facteur de forage	
	Patron de forage	En éventail, Dice or 50-50
Dynamitage	Nombre de tirs à l'explosif	
	Tonnage du tir à l'explosif final	
	Facteur poudre	
	Volume dynamité	
Classification du massif rocheux	Q' index	Min, médiane, et max
Contraintes	σ_1 ; σ_3 , $\sigma_1-\sigma_3$; $\Delta\sigma_1$, $\Delta\sigma_3$, $\Delta\sigma_1-\sigma_3$	À 10m, 15m et 20m

2.4.1.2. Modélisation de la redistribution des contraintes

L'état des contraintes in-situ doit être défini comme données d'entrées à un modèle numérique. Dans le cadre de ce mémoire, les contraintes in-situ mesurées en janvier 2007 au niveau 680 de la mine Éléonore ont été utilisées (Corthésy et Leite, 2017). Les résultats des mesures des contraintes in-situ sont présentés dans le tableau suivant.

Tableau 2. 6: Contraintes principales mesurées au niveau 680 de la mine Éléonore en janvier 2017

Contraintes principales	Valeur mesurée (MPa)	Azimuth	Plongée
σ_1	37,42	63,0°	1,3°
σ_2	19,52	282,7°	88,2°
σ_3	16,71	333,0°	1,1°

Le Tableau 2.7 présente les variations des contraintes principales en fonction de la profondeur utilisées dans le modèle à partir du datum horizontal (Tiré du programme de contrôle de terrain de la mine Éléonore (Lajoie, 2016)). Le datum horizontal est basé sur le système de coordonnées de la mine Éléonore.

Tableau 2. 7: Variations des contraintes principales utilisées dans le modèle

Datum horizontal	$\Delta\sigma_1$ (MPa/m)	$\Delta\sigma_2$ (MPa/m)	$\Delta\sigma_3$ (MPa/m)
9541	-0,0549	-0,0286	-0,0245

Les propriétés du massif rocheux sont déduites des tests effectués à l'Université Laval sur des essais de roc intact de la mine Éléonore (Grenon, 2016). Le GSI (Marinos et Hoek, 2000), relevé durant la campagne cartographique présentée dans le chapitre suivant, est utilisé pour passer des propriétés du roc intact à celles du massif rocheux. Le tableau suivant présente les propriétés du massif rocheux ainsi que les paramètres du critère de rupture de Hoek et Brown utilisés dans le modèle numérique. Les mesures de contraintes in-situ et les propriétés du massif rocheux ont été utilisées comme données d'entrées dans le modèle numérique.

Tableau 2. 8: Propriétés du massif rocheux utilisées dans le modèle numérique

UCS (MPa)	Paramètres du critère de Hoek et Brown		Module de Young (MPa)	Coefficient de Poisson
	m	s		
148	4,50	0.50	40818	0,14

Les contraintes (σ_1 , σ_3 , $\sigma_1-\sigma_3$) après un tir à l'explosif de production, ainsi que la variation des contraintes ($\Delta\sigma_1$, $\Delta\sigma_3$, $\Delta\sigma_1-\sigma_3$), ont été mesurées à l'aide du logiciel de modélisation numérique Map3D (Wiles, 2017). Le logiciel Map3D a été utilisé pour le modèle numérique dans le cadre de ce mémoire, car étant le logiciel utilisé à la mine Éléonore, il est facile d'accès. L'auteur a modélisé

chaque horizon entre 170 et 800 mètres sous la surface (horizons 1 à 4) en fonction de la séquence de minage afin de mesurer la redistribution des contraintes après chaque tir à l'explosif final de production. La géométrie de chaque chantier de production a été modélisée dans Map3D et chaque tir final à l'explosif de production correspondait à une étape de minage dans le modèle. La sismicité à la mine Éléonore est concentrée dans l'éponte supérieure après un tir à l'explosif de production dans la majorité des cas (74%). Le but de l'analyse était d'estimer les contraintes induites dans l'éponte supérieure, puisque c'est là que se concentrent les instabilités des chantiers, avant et après le tir à l'explosif afin de faire le lien avec les réponses sismiques des tirs à l'explosif. Les contraintes sont mesurées à 10, 15 et 20 mètres dans l'éponte supérieure de chaque chantier de production avant et après le tir à l'explosif final comme illustré dans la figure suivante.

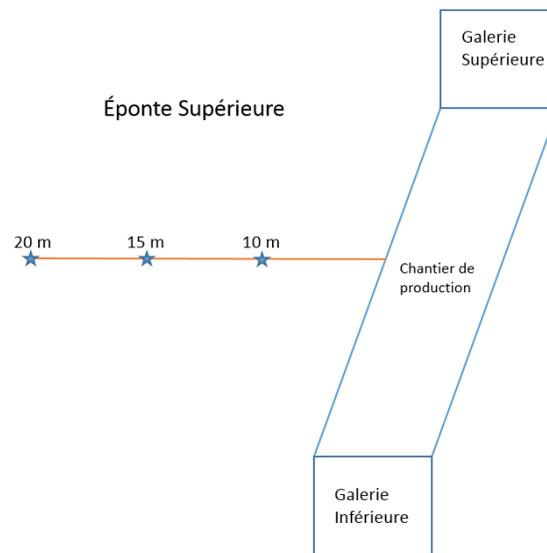


Figure 2. 4: Illustration (non à l'échelle) d'un chantier de production où les mesures de contraintes ont été faites dans l'éponte supérieure.

L'un des avantages du logiciel Map3D en comparaison avec d'autres logiciels de modélisation numérique est qu'il est un logiciel aux éléments finis de frontières. Seules les frontières doivent être discrétisées, ce qui donne un nombre plus petit de variables-solutions que dans le cas de la méthode des éléments finis (Hoek *et al.*, 1991). Cela permet d'avoir un temps de calcul plus court. Les principales limitations du modèle numérique sont que les failles n'ont pas été incluses et que les contraintes in-situ n'ont été mesurées qu'à un seul point dans la mine. Le modèle étant une simplification de la réalité, il ne peut décrire parfaitement la redistribution des contraintes induites dans le massif rocheux après un tir à l'explosif. Les méthodes par éléments finis de frontière ont aussi un potentiel limité pour traiter les matériaux hétérogènes et non linéaires (Hoek *et al.*, 1991).

2.4.2. Paramètres de sortie

Les paramètres de sortie de la base de données de tir à l'explosif correspondent aux réponses sismiques. Dans le cadre des travaux de ce mémoire, l'auteur a collecté et associé à chaque tir à l'explosif inclus dans la base de données la réponse sismique résultante. Celle-ci est observée de deux façons : d'une manière dite par regroupement (Clustering) et par une analyse dite STP présentée au chapitre 5. L'utilisation de ces deux méthodes a été présentée en détail dans le cas de la mine Éléonore dans Tuleau *et al.* (2018). Les résultats par regroupement sismique sont présentés dans le chapitre 4 et utilisés dans la base de données de tirs à l'explosif dans le chapitre 5. L'analyse STP, étant dépendante d'un paramètre de recherche spatial et temporel, est étudiée dans quatre différents cas de figure illustrés dans le tableau suivant.

Tableau 2. 9: Paramètres des analyses STP

Paramètres de recherche	STP 1	STP 2	STP 3	STP 4
Paramètre spatial	60m	60m	100m	100m
Paramètre temporel	11h	23h	11h	23h

Pour chaque analyse (le regroupement et les quatre STP) et chaque tir à l'explosif final de production, le nombre d'évènements sismiques, le nombre de groupes sismiques (« clusters ») (si cela s'applique), le moment sismique cumulé, l'énergie sismique libérée cumulée et le ratio médian E_s/E_p sont calculés. Une présentation détaillée de chaque paramètre d'entrée et de sortie est faite dans le chapitre 5.

2.5. Conclusion

Dans ce chapitre, une brève description du cas d'étude, en l'occurrence la mine Éléonore, a été faite. Le système de monitoring sismique et les données sismiques utilisés sont présentés dans ce mémoire. Finalement, la base de données de tirs à l'explosif complétée par l'auteur de ce mémoire afin d'évaluer les différents facteurs opérationnels et géomécaniques contrôlant la réponse sismique au tir à l'explosif de production à la mine Éléonore ont été exposés. Les résultats de la modélisation numérique pour le calcul des contraintes avant et après un tir à l'explosif de production de la mine Éléonore sous Map3D (Wiles, 2017) sont inclus dans la base de données de tir à l'explosif, ainsi que les résultats de la campagne géotechnique.

La campagne géotechnique faite dans le cadre de ce mémoire par l'auteur à la mine Éléonore est présentée en détail dans le chapitre 3 et les résultats sont utilisés dans les chapitres 4 et 5. La base de données de tirs à l'explosif est exploitée dans son intégralité dans le chapitre 5.

3. Chapitre 3: Campagne géotechnique à la mine Éléonore

3.1 Introduction

Ce chapitre présente les résultats de la campagne géotechnique effectuée à la mine Éléonore durant la période du 9 mars au 28 mars 2017. Il est divisé en 4 parties, dont une introduction et une conclusion. La méthodologie employée pour le relevé ainsi que les mesures faites sur le terrain sont présentées. Finalement, les résultats de la campagne géotechnique ainsi que les résultats du calcul de l'index Q' sont présentés.

3.2 Méthodologie

La partie suivante présente la méthode utilisée pour la campagne géotechnique ainsi qu'une description des paramètres mesurés et relevés durant cette dernière.

3.2.1. Cartographie par traverse

Afin de déterminer les familles de discontinuités présentes dans un massif rocheux, plusieurs techniques peuvent être utilisées. Une des méthodes les plus utilisées consiste à réaliser le long d'une face rocheuse une traverse. Une traverse consiste en un ruban à mesurer installé le long de la face rocheuse sur lequel les discontinuités sont relevées. Il n'y a pas de standard reconnu pour relever les discontinuités le long d'une traverse (Priest, 1993). Toute discontinuité interceptant la traverse est relevée. Une discontinuité est définie selon l'ISRM (1978) comme toute fracture dans le massif rocheux qui n'a pas ou a une très faible résistance en tension. Cette catégorie englobe tout type de joints, les faibles plans de litage, les plans de schistosité, et les failles. Un joint est une rupture de la masse rocheuse d'origine géologique qui n'a pas subi de déplacement (ISRM, 1978). Les joints parallèles les uns aux autres possédant une orientation semblable sont regroupés en familles. Une faille est une rupture du massif rocheux où un déplacement qui a été observé qui peut aller de quelques centimètres à quelques kilomètres. Les failles sont généralement des événements plus isolés dans le massif rocheux qui illustrent un déplacement de la roche le long de ses parois. (Davis et Reynolds, 1996). Piteau (1970) décrit la méthode qu'il a utilisée afin de relever les discontinuités le long d'une traverse. La Figure 3.1 illustre le cas d'un forage ou d'une traverse le long d'une paroi rocheuse présentant plusieurs discontinuités. Elles peuvent alors être relevées par le technicien ou l'ingénieur. À l'aide d'une boussole, le cartographe peut relever le pendage et la direction de pendage. Il peut aussi relever les autres paramètres caractérisant les discontinuités interceptant la traverse.

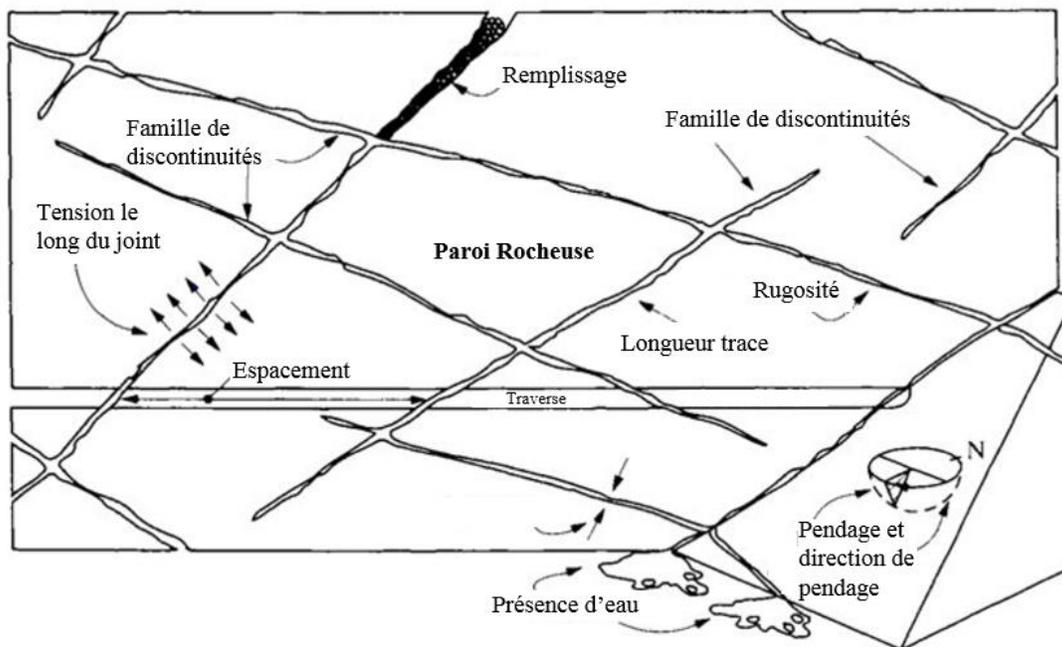


Figure 3. 1: Exemple d'une traverse le long d'une paroi rocheuse présentant plusieurs discontinuités (adapté de Hudson, 1989).

Pour avoir une bonne représentation du massif rocheux, il a été estimé qu'il faut relever entre 1000 et 2000 discontinuités (Priest et Hudson, 1976). Cela correspond à entre 150 à 350 discontinuités relevées pour 5 à 15 zones cartographiées. En effet, il est important de cartographier des zones différentes afin de pouvoir identifier différentes régions géotechniques pouvant exister au sein d'un même massif rocheux.

Il existe deux méthodes couramment utilisées dans les mines pour relever les données structurales. Ces méthodes sont la cartographie par carottes de forage et la cartographie par traverse. Une méthode plus récente, la photogrammétrie, peut être aussi utilisée pour relever les discontinuités à l'aide de photographies (Landry, 2015). Cette dernière méthode emploie la cartographie surfacique. La méthode de relevé par traverse n'est pas parfaite et est entachée d'erreurs et de biais.

3.2.2. Erreurs et biais

Relever les discontinuités le long d'une traverse est une technique simple et efficace. Cependant, il est nécessaire de prendre en compte les biais qui sont introduits par cette technique dans toute analyse utilisant les données provenant de cette méthode. Il existe quatre biais principaux avec toute cartographie : le biais par orientation, le biais de taille, le biais de troncature et le biais de censure (Brown, 2007).

Biais d'orientation : La fréquence avec laquelle les discontinuités croisent la traverse dépend de leur orientation par rapport à celle-ci. En effet, une famille de discontinuités subhorizontale ne traversera presque jamais une traverse horizontale, même si cette dernière est très présente dans le massif rocheux. Terzaghi (1965) avait déjà soulevé le problème et avait proposé un moyen pour contrer le biais d'orientation. Elle avait proposé de faire des traverses sur la même face de roche dans des directions différentes afin d'intercepter le plus de familles de discontinuités possibles. Un facteur de pondération est utilisé afin de compenser l'orientation désavantageuse d'une famille avec l'orientation de la traverse. Le logiciel commercial de cartographie DIPSTTM (Rocscience, 2017) utilise le coefficient de Terzaghi W afin de compenser le biais d'orientation d'une traverse et ainsi déterminer la vraie densité d'une famille de discontinuités. Il est calculé de la manière suivante :

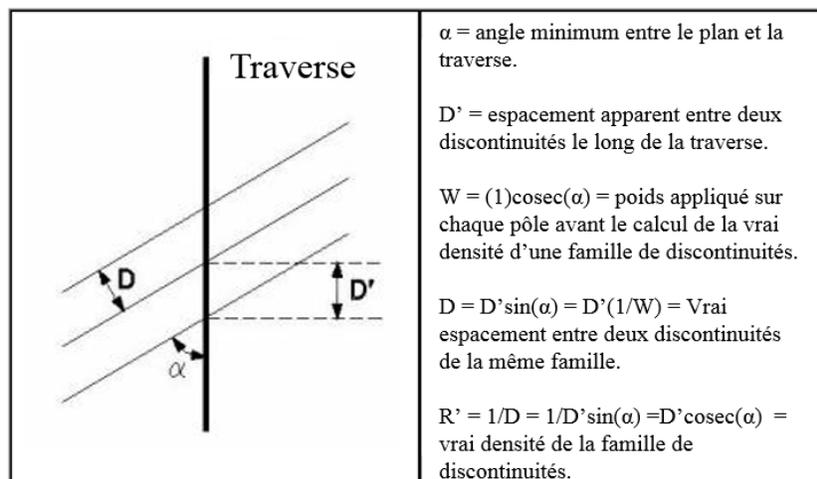


Figure 3. 2: Calcul du coefficient de Terzaghi afin de compenser le biais d'orientation le long d'une traverse (adapté de l'aide de DIPSTTM Rocscience, 2017)

Biais de taille : Plus une discontinuité est grande, plus la probabilité que la discontinuité soit intersectée avec une traverse est élevée et donc la chance d'être relevée est grande. Une famille de discontinuité dont la trace est faible pourrait ne pas être relevée.

Biais de troncature : Lors de relevés de discontinuités, toutes les discontinuités ne sont pas relevées. Sous une certaine longueur, une discontinuité pourrait ne pas être relevée afin de relever seulement les discontinuités jugées comme affectant le massif rocheux.

Biais de censure : Dans un environnement minier, il arrive parfois que l'environnement empêche de relever avec précision certaines caractéristiques des discontinuités. Dans le contexte d'une galerie souterraine, la longueur trace des discontinuités est limitée à celle de la galerie.

Des méthodes de cartographie existent afin de limiter ces différents biais, soit en utilisant une correction durant l'analyse comme pour le cas du coefficient de Terzaghi, ou en utilisant d'autres méthodes de cartographie que par traverse ou par carottes de forage. Ainsi, une cartographie par fenêtre, soit surfacique, minimise le biais d'orientation dès le début. Pahl (1981) suggère d'opter pour un échantillonnage surfacique rectangulaire alors que Mauldon *et al.* (2001) suggèrent une approche circulaire.

3.2.3. Méthode utilisée pour la cartographie

Une campagne de cartographie a eu lieu entre le 9 mars au 28 mars 2017 à la mine Éléonore. La partie ci-dessous présente le matériel utilisé pour la cartographie, ainsi que la méthode employée.

3.2.3.1. Matériels Afin d'effectuer la campagne géotechnique à la mine Éléonore, le matériel habituel pour ce genre de campagne a été utilisé. La liste suivante présente l'ensemble du matériel utilisé :

- Une boussole géologique pour la mesure du pendage et la direction de pendage.
- Un marteau de géologue afin d'avoir une estimation de la résistance en compression uniaxiale.
- Un ruban à mesure de 30 mètres.
- Du ruban pour fixer le ruban à mesurer sur le support de terrain.
- Un bloc-notes en bois pour prendre des notes.
- Une règle de 1,5 mètre pour l'estimation du RQD.
- Un clinomètre (« Clino-strike ») dans le cas où la boussole ne peut être utilisée à cause du magnétisme.
- Un peigne pour estimer le JRC.
- Une feuille de relevé (Annexe 1).

3.2.3.2. Méthodologie

Avant de descendre sous terre, les sites potentiels à cartographier sont sélectionnés avec l'aide du département d'ingénierie en planification à court terme. Cela permet d'optimiser le temps sous terre en choisissant des places de travail qui sont possiblement libres de toute activité. Les niveaux où il y avait de la production avec la présence de chargeuses-navettes et de camions de 60 tonnes étaient évités afin de ne pas déranger la production et pour des raisons de sécurité évidentes. Pour la campagne, la mine était divisée en trois zones : le nord, le centre et le sud du gisement. Le but de la campagne étant de cartographier le plus près du gisement possible, chaque zone était

cartographiée au minimum une fois par niveau. Pour des raisons de production, cela n'a pas toujours été possible. Les horizons 5 et 6 étant peu ou pas développés sous le niveau 800, la rampe a été cartographiée afin d'avoir une idée des familles de discontinuités présentes sous les niveaux de production actuels et d'avoir un estimé de la qualité du massif rocheux plus en profondeur. Les traverses de 30 mètres sont divisées en trois autres sous-groupes en fonction de leur localisation dans la mine. Les trois sous-groupes sont les galeries, la rampe et le minerai. Les galeries comprennent tout ce qui est dans le stérile, soit la galerie de halage principale (GRO) et les accès au minerai dans le stérile (AMN). Le minerai comprend les AMN dans le minerai et les galeries dans le minerai (GMN). Le sous-groupe rampe comprend les traverses faites dans la rampe et dans les accès à niveau (ANV).

Le mur de la galerie à cartographier est nettoyé si cela est possible à l'aide d'une lance à eau dans le cas où une source d'eau proche est disponible. La majorité des traverses a pu être nettoyée. Une fois le mur lavé, il est écaillé avec des barres en acier. Si une zone ne peut être sécurisée à l'aide de l'écaillage, elle est délimitée et le cartographe ne peut entrer dans cette zone. Ces zones de « non-accès » pouvaient être dues à l'absence de grillage au mur ou au toit, ou bien à l'impossibilité de faire tomber un gros bloc de roche représentant potentiellement un risque en cas de chute. Un ruban de 30 mètres est ensuite installé sur le mur nettoyé et sécurisé. S'il y avait une déviation de la direction de la traverse due à la forme de la galerie, la traverse était subdivisée en plusieurs traverses avec des directions différentes. Priest (1993) conseille de subdiviser une traverse si elle dévie de plus de 20°, en dessous de cette limite cela n'est pas nécessaire. Avant de commencer à cartographier, des photos de chaque traverse sont prises afin de pouvoir revenir sur chacune d'elle si nécessaire. Avant de commencer la cartographie en tant que telle, une estimation grossière du RMR (Bieniawski, 1989) est effectuée ainsi qu'un estimé du GSI (Marinos et Hoek, 2000). Ces estimations sont faites visuellement à l'aide de chartes et de tableaux. La résistance en compression uniaxiale est estimée à partir du marteau géologique. Le RQD (Deere *et al.*, 1968) est estimé à l'aide d'une règle de 1.5m à 0, 15 et 30 mètres le long de la traverse.

Deux cartographes travaillent sur la même traverse, pour des raisons d'efficacité et de rapidité. Ils commencent à chaque bout de la traverse et avancent l'un vers l'autre jusqu'au centre. Le long de leur avancée, ils relèvent les discontinuités rencontrées en remplissant la feuille présentée à l'annexe 1. Avant de commencer à relever les discontinuités d'une traverse, la localisation de cette dernière est spécifiée dans l'encadré prévu à cet effet (voir encadré dans l'annexe 1).

À chaque discontinuité rencontrée, les différentes informations suivantes sont relevées :

- Distance le long de la traverse
- Type de structure
- Orientation des discontinuités (pendage et direction de pendage)
- Remplissage
- Altération de la discontinuité J_a
- Ouverture
- Coefficient de rugosité du joint (JRC)
- Texture de la discontinuité
- Forme de la discontinuité
- Condition hydraulique
- Terminaison
- Longueur trace (m)
- Espacement entre deux discontinuités d'une même famille (estimé visuellement en mètres)
- Type de roche
- Estimation de la résistance en compression uniaxiale (prise le long de la traverse à 0, 15 et 30 mètres)
- Estimation de la qualité du massif rocheux (RQD, RMR, et GSI prise le long de la traverse à 0, 15 et 30 mètres)

Une fois que toutes les discontinuités ont été relevées le long d'une traverse, cette dernière est démontée et les cartographes se déplacent vers une autre localisation dans la mine, soit à pied ou en véhicule s'ils en ont un. Après chaque journée de cartographie, les données relevées sur le terrain sont transférées vers un fichier Excel. Toutes les données de terrain sont stockées au même endroit afin de pouvoir les transférer vers le logiciel d'analyse. Le logiciel d'analyse utilisé est le logiciel Dips™ (Rocscience, 2017) où les familles de discontinuités peuvent être identifiées. La partie suivante décrit avec plus de détails les paramètres relevés et la manière dont ils sont estimés ou mesurés.

3.2.3.2.1. La distance le long de la traverse

Il est important de noter à quelle distance la discontinuité est intersectée par la traverse. Cela permet de calculer la distance entre deux discontinuités, soit l'espacement moyen et *a fortiori* la fréquence de fracturation qui est l'inverse de l'espacement entre les discontinuités. La distribution des

espacements devrait être exponentielle décroissante (Priest et Hudson, 1976). Le RQD qui va être présenté à la section 3.2.3.2.15 peut être estimé à l'aide de la fréquence des discontinuités (Priest et Hudson, 1976). La Figure 3.3 montre une relation entre la fréquence des joints et le RQD.

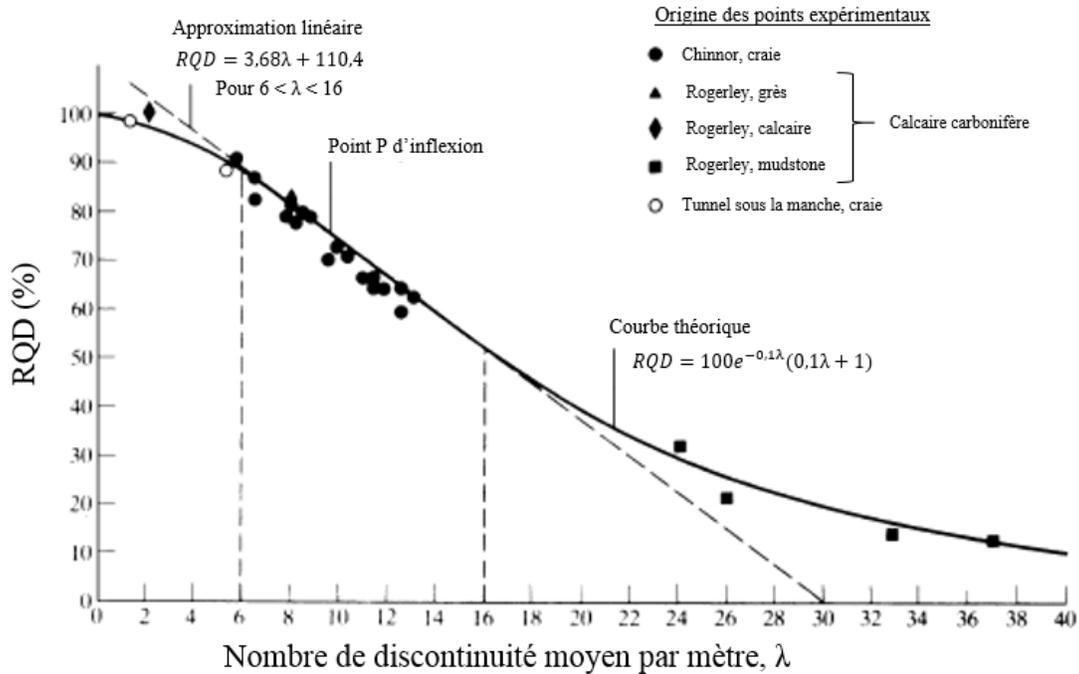


Figure 3. 3: Relation entre la fréquence des discontinuités et du RQD (adapté de Priest et Hudson, 1976)

3.2.3.2.2. Le type de structure

Durant le relevé géotechnique, plusieurs types de structures sont rencontrés. Il est important de les identifier, car selon le type de structures elles ont des caractéristiques différentes. En effet, les joints peuvent généralement être regroupés en famille et ne présentent pas de déplacement alors que les failles sont des structures géologiques isolées présentant un déplacement. Le Tableau 3.1 suivant présente la nomenclature utilisée durant la campagne géotechnique pour indiquer le type de structure rencontré.

Tableau 3. 1: Type de structures géologiques

Fracture mécanique	MF	Clivage	C
Joint	J	Dyke	D
Cisaillement	SH	Contact	CO
Faïlle	F	Veine	V
Litage	B	Veine de Quartz	QV

3.2.3.2.3. Orientation des discontinuités

L'orientation des discontinuités comprend le pendage et la direction de pendage de la discontinuité ce qui permet de l'orienter dans l'espace. La direction (« strike ») est utilisée principalement par les géologues. La convention d'écriture est du type 35/120, soit pendage/direction de pendage. La Figure 3.4 illustre ce que sont la direction, le pendage et la direction de pendage le long d'un plan d'une discontinuité. Une boussole est utilisée pour le relevé structural.

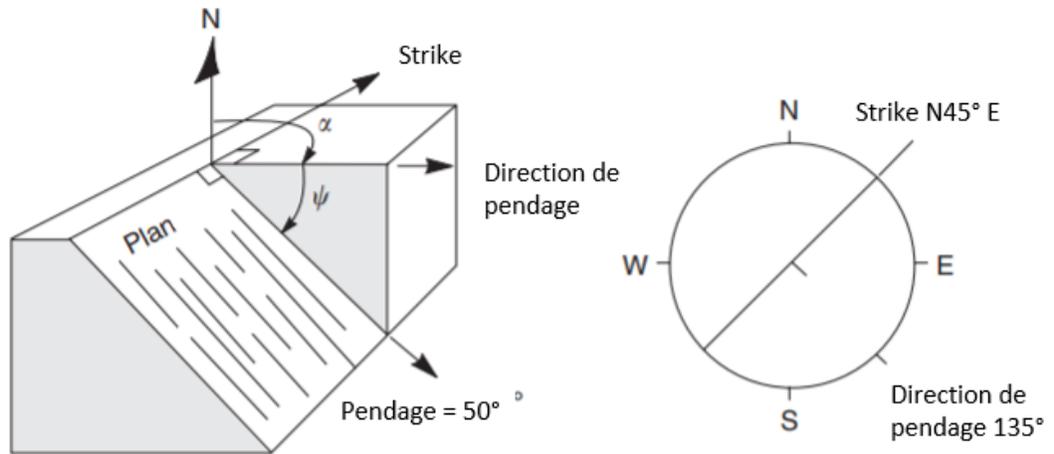


Figure 3. 4: Illustration du pendage et de la direction de pendage le long du plan d'une discontinuité (adapté de Ducan et Mah, 2005).

Durant la cartographie, des problèmes de magnétisme sont apparus. Il est courant d'avoir du magnétisme proche du support de terrain. Cependant, dans le cas de la mine Éléonore, le magnétisme est très fort. Il n'y a aucun minéral magnétique dans la roche, pourtant les cartographes devaient parfois être au milieu de la galerie pour ne plus être dans la zone d'influence du magnétisme. Dans ce cas, la direction de pendage était évaluée à la vue. Cela consiste à se mettre perpendiculairement au plan de la discontinuité et de reculer dans le centre de la galerie afin de quitter la zone d'influence du magnétisme. Ce qui rend les résultats obtenus moins précis. Le problème de magnétisme n'était pas constant dans la mine et n'étant pas la norme, les résultats de la campagne géotechnique ne sont donc pas tous affectés. Le clinomètre (« clino-strike ») était aussi utilisé afin de confirmer les valeurs de direction de pendage relevées à vue. Cela consiste à prendre la direction de pendage d'une discontinuité en référence à la direction de la galerie. La direction de la galerie étant connue à partir des plans de la mine, la direction de pendage de la discontinuité par rapport au nord peut être alors déduite.

3.2.3.2.4. Remplissage

Le remplissage est défini comme tout matériel qui sépare les deux surfaces d'une discontinuité et qui est généralement de plus faible résistance que la roche encaissante (ISRM, 1978). Le Tableau 3.2 suivant présente la nomenclature utilisée durant la campagne géotechnique pour le remplissage des discontinuités.

Tableau 3. 2: Remplissage des discontinuités

Propre	C	Mineral	M
Surface colorée	SS	Quartz	QZ ou QTZ
Argile	CL	Chlorite	CH ou CHL
Cimenté	CE	Calcite	CA

3.2.3.2.5. Altération de la discontinuité J_a

J_a est le paramètre d'altération des joints. En fonction des conditions de remplissage et de l'ouverture des discontinuités, la résistance aux déplacements est plus ou moins favorisée. Une discontinuité avec une grande ouverture remplie d'argile, donc un matériel qui favorise le déplacement, aura plus de facilité à bouger qu'une discontinuité sans remplissage et fermée. Le J_a est un paramètre utilisé dans l'index Q (Barton *et al.*, 1974) présenté à la section 3.2.3.2.16. Le Tableau 3.3 suivant présente les valeurs utilisées durant la campagne géotechnique pour le paramètre d'altération des discontinuités tiré de Hadjigeorgiou et Charrette (2009).

3.2.3.2.6. Ouverture

L'ouverture correspond à la distance perpendiculaire entre les deux surfaces d'une discontinuité (ISRM, 1978). S'il y a une ouverture, cette dernière peut être remplie de matériel tel que de la chlorite, de la calcite ou d'autre matériel.

Tableau 3. 3: Paramètre d'altération (tiré de Hadjigeorgiou et Charrette, 2009).

Paramètre d'altération des discontinuités	J_a
Contact des joints	
Remplissage cimenté, dur, imperméable, ne se désagrègeant pas.	0,75
Joints non altérés, ternissage de surface seulement.	1
Joints légèrement altérés, couchés de minéraux ne se désagrègeant pas, particules sablonneuses, roc désintégré libre d'argile, etc.	2
Couche silteuse ou sable argileux, traces d'argile ne ramollissant pas.	3
Couches de minéraux argileux mous ou de faible coefficient de frottement (koalinite, mica). Aussi chlorite, talc, gypse et graphite, etc., petites quantités d'argile (couches discontinues, 1 à 2 mm d'épaisseur maximums).	4
Contact des joints avec cisaillement de 10 cm	
Particules sablonneuses, roc désintégré sans argile, etc.	4
Remplissage de minéraux argileux fortement surconsolidés, peu dégradables. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	6
Remplissage de minéraux argileux dégradables, moyennement ou peu consolidés. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	8
Remplissage d'argile gonflable (montmorillonite) continu, épaisseur < 5 mm. La valeur de J_a dépend du pourcentage de particules gonflantes de dimension argileuse et de la circulation de l'eau.	8-12
Joint cisailé, faces non en contact	
Zones ou bandes de roc désintégré ou broyé et argile. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	6
Zones ou bandes de roc désintégré ou broyé et argile. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	8
Zones ou bandes de roc désintégré ou broyé et argile. Remplissage d'argile gonflante (montmorillonite) continu, épaisseur < 5 mm.	8-12
Zones ou bandes d'argile silteuse ou sablonneuse traces d'argile (non ramollissante)	5
Zones ou bandes d'argile non ramollissante épaisses et continues. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	1
Zones ou bandes d'argile surconsolidée et ramollissante épaisses et continues. Remplissage continu, épaisseur < 5 mm.	13
Zones ou bandes d'argile épaisses et continues. Remplissage d'argile gonflage (montmorillonite) continu, épaisseur < 5 mm.	13-20

3.2.3.2.7. Rugosité de la discontinuité et le coefficient de rugosité du joint (JRC)

Les discontinuités sont supposées parfaitement planes et lisse dans le but de l'analyse. En réalité, elles ne sont pas parfaitement planes et leur surface n'est pas lisse. Il est possible de définir la rugosité par des chartes de comparaison. Durant la campagne, la rugosité a été évaluée au toucher. Le Tableau 3.4 suivant présente la nomenclature utilisée durant la campagne géotechnique pour la rugosité des discontinuités.

Tableau 3. 4: Rugosité des discontinuités

Rugueux	R
Doux	S
Polie	P
Glissant	SS

Le JRC est un coefficient de rugosité. Il est estimé à l'aide d'un peigne et de la charte suivante tirée de Barton et Choubey (1977). Il est utilisé afin d'avoir une estimation visuelle de la rugosité des discontinuités rencontrées sous terre. Il n'est cependant pas utilisé pour le calcul du paramètre J_r .

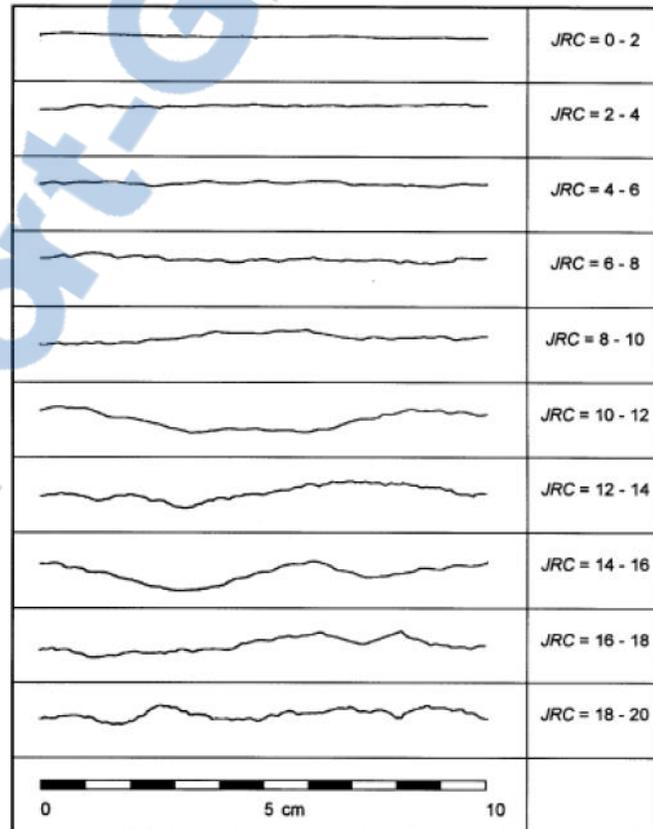


Figure 3. 5: Charte pour estimer le JRC (tiré de Barton et Choubey, 1977)

3.2.3.2.8. Forme de la discontinuité

Les discontinuités sont supposées parfaitement planes dans le but de l'analyse. En réalité, elles ne sont pas parfaitement planes. Le Tableau 3.5 suivant présente la nomenclature utilisée durant la campagne géotechnique afin de relever la forme de la discontinuité.

Tableau 3. 5: Forme des discontinuités

Non-continue	D
En escalier	S
Ondulée	U
Planaire	P

3.2.3.2.9. Condition hydraulique

La condition hydraulique de la discontinuité correspond à la présence ou à l'absence d'eau dans la discontinuité. S'il y a présence d'eau dans la discontinuité, cette dernière est notée comme étant « mouillée ». S'il y a absence d'eau dans la discontinuité, cette dernière est notée comme étant « sèche ». Les conditions hydriques des discontinuités n'ont pas été relevées systématiquement. Si aucune donnée n'est disponible sur les conditions hydrauliques d'une discontinuité, cette dernière est supposée comme sèche.

3.2.3.2.10. Terminaison et Persistance (m)

La terminaison permet de définir où la discontinuité commence et où elle se termine. Elle peut commencer ou finir dans le roc, dans le plancher ou le toit de la galerie.

La persistance correspond à la longueur de la discontinuité visible le long de la face. Dans le cas de la campagne à la mine Éléonore, la face correspond aux dimensions de la galerie souterraine. Dans bien des cas, il est impossible de l'évaluer avec précision, la longueur réelle de la discontinuité n'étant pas entièrement visible par celui qui la relève.

3.2.3.2.11. Espacement entre deux discontinuités d'une même famille (m)

L'ISRM (1978) définit l'espacement entre deux discontinuités d'une même famille comme la distance perpendiculaire entre ces deux dernières le long d'une traverse ou d'une carotte de forage. Durant la campagne, les discontinuités subparallèles les unes aux autres étaient groupées ensemble. Pour un groupe de discontinuités, une seule mesure moyenne d'orientation était prise. L'espacement moyen entre les discontinuités d'un même groupe était alors évalué visuellement.

3.2.3.2.12. Type de roche

Le type de roche correspond à la description géologique de la roche dans laquelle la discontinuité est relevée au niveau de la traverse.

3.2.3.2.13. Estimation de la résistance en compression uniaxiale

La résistance en compression uniaxiale est estimée le long de la traverse tous les 15 mètres à l'aide du marteau de géologue. Le Tableau 3.6 tiré de ISRM (2007) illustre comment la résistance en compression uniaxiale à l'aide du rebond du marteau de géologue est estimée.

Tableau 3. 6: Estimation de la résistance en compression uniaxiale à l'aide d'un marteau de géologue (adapté de ISRM, 2007).

Catégorie	Résistance	Description	Résistance en compression uniaxiale (MPa)
R6	Extrêmement fort	L'échantillon ne peut être écaillé à l'aide de la partie plate du marteau de géologue.	>250
R5	Très fort	L'échantillon nécessite plusieurs coups du côté plat du marteau de géologue pour être fracturé.	100-250
R4	Fort	L'échantillon nécessite plus d'un coup du côté plat du marteau de géologue pour être fracturé.	50-100
R3	Moyen	Ne peut être éraflé ou pelé avec un couteau suisse; peut être fracturé avec un seul coup du côté plat du marteau de géologue.	25-50
R2	Faible	Peut être pelé avec un couteau suisse avec difficulté; faible indentation, peut être faite avec la pointe du marteau de géologue.	5-25
R1	Très faible	S'effrite sous un coup ferme à l'aide de la pointe du marteau de géologue; peut être pelé avec un couteau suisse.	1-5
R0	Extrêmement faible	Écorcher avec un ongle.	<0,2-1

3.2.3.2.14. Estimation de la qualité du massif rocheux

Il existe différentes méthodes afin d'estimer la qualité du massif rocheux afin de pouvoir sélectionner, entre autres, le système de support. Il est facile de tester la résistance en compression uniaxiale du roc intact en laboratoire, cependant cette résistance n'est pas un bon indicateur de la résistance du massif rocheux. En effet comme l'illustre la Figure 3.6, le massif rocheux n'est pas intact, car il est parcouru par des discontinuités. Différents systèmes de classification ont été mis au point, souvent dans le domaine du génie civil, afin d'estimer la qualité du massif rocheux sans avoir recours à des tests in-situ coûteux et compliqués.

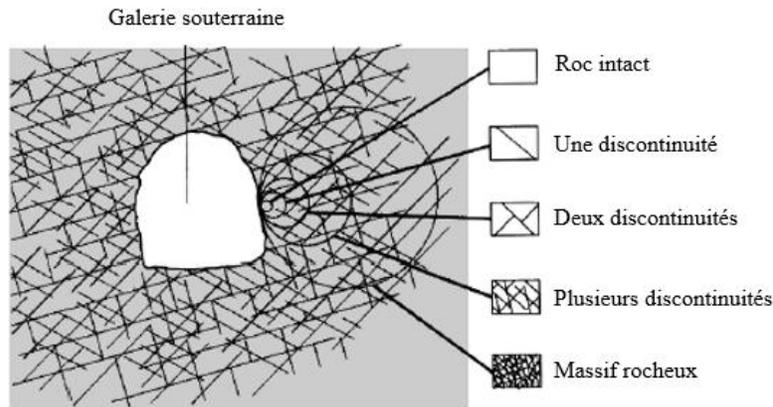


Figure 3. 6: Illustration de la différence entre le massif rocheux et le roc intact (adapté de Hoek et Brown, 1980).

Au sein d'un massif rocheux, des familles de discontinuités cohabitent, mais elles ne sont pas constantes. Elles évoluent, disparaissent ou apparaissent selon les zones du massif rocheux où elles se trouvent. Il existe aussi des régions où les familles de discontinuités sont plus constantes. Des systèmes de classification du massif rocheux ont été créés et permettent de déterminer l'étendue des différentes régions géotechniques (Hadjigeorgiou et Charrette, 2009). Des systèmes de classification du massif rocheux ont été développés il y a plus de 100 ans afin d'obtenir une approche de conception empirique pour les tunnels. Les systèmes de classification des massifs rocheux utilisés dans les mines sont le RQD (Deere et al., 1967), le RMR (Bieniawski, 1989), le système Q (Barton et al., 1974) et le système GSI (Marinos et Hoek, 2000).

Les deux systèmes les plus rencontrés dans les mines sont le RMR et le système Q. Les deux systèmes sont très similaires. La différence réside principalement dans la pondération de chaque paramètre (Hoek *et al.*, 1995). Les contraintes in-situ ne sont pas prises en compte dans le RMR et la résistance en compréhension uniaxiale du roc intact n'est pas prise en compte dans le calcul de l'indice Q. Tous les systèmes de classification présentés ci-dessus sont basés sur l'hypothèse que les caractéristiques du massif rocheux sont homogènes et isotropes (Hoek et Diederichs, 2006). Dans les prochaines parties, le RQD et l'indice Q sont présentés plus en détail.

3.2.3.2.15. Estimation du RQD (Rock Quality Designation)

Le RQD a été développé afin de quantifier la qualité de la roche (Deere *et al.*, 1967). La méthode consiste à faire la somme des morceaux de carotte de longueur supérieure à 100 mm sur la longueur totale d'une carotte de forage. La méthode est illustrée à la Figure 3.7 suivante. Une des plus

grandes utilisations du RQD est dans le système de classification de massif rocheux du RMR et le système Q.

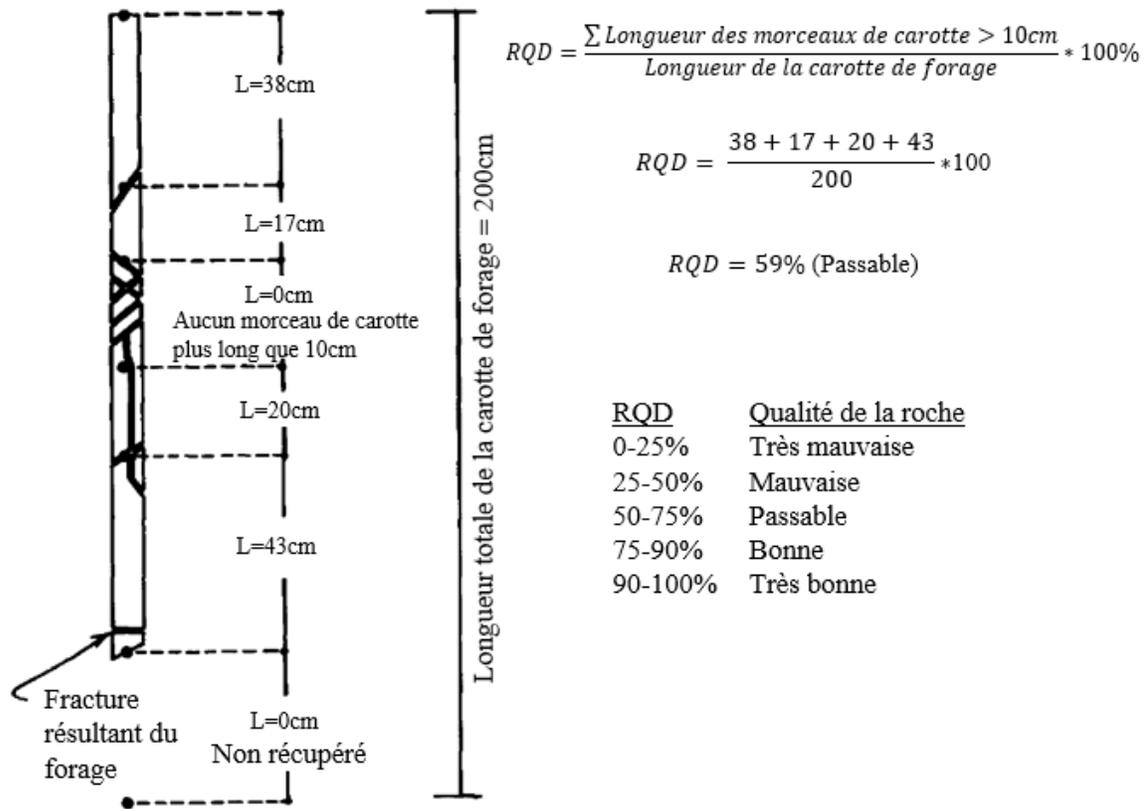


Figure 3. 7: Calcul du RQD à partir d’une carotte de forage (adapté de Deere *et al.*, 1967).

Un RQD de 0 % est considéré comme une roche de très mauvaise qualité et un RQD de 100 % est considéré comme une roche de très bonne qualité. La méthode conseille de mesurer chaque morceau à partir de la ligne centrale de la carotte de diamètre NX (54,7mm) (ISRM, 2007; Deere *et al.*,1968). Le RQD est un bon indicateur du taux de fracturation de la roche. Une traverse sur une face rocheuse peut être utilisée comme substitut à une carotte de forage afin de calculer un RQD.

Le RQD, même s’il est considéré comme un indicateur facile à estimer du taux de fracturation de la roche, il est cependant sensible à la direction dans laquelle le trou de forage a été réalisé. Il est utilisé dans plusieurs systèmes de classification de massif rocheux (Bieniawski, 1989; Barton *et al.*,1974). Il est donc nécessaire d’en avoir une mesure ou du moins un estimé afin de caractériser la qualité du massif rocheux. Lors de la campagne géotechnique, le RQD a été estimé visuellement horizontalement, verticalement et diagonalement au même point afin d’atténuer le biais

d'orientation du RQD comme cela est illustré dans la Figure 3.8 tous les 15 mètres le long d'une même traverse.

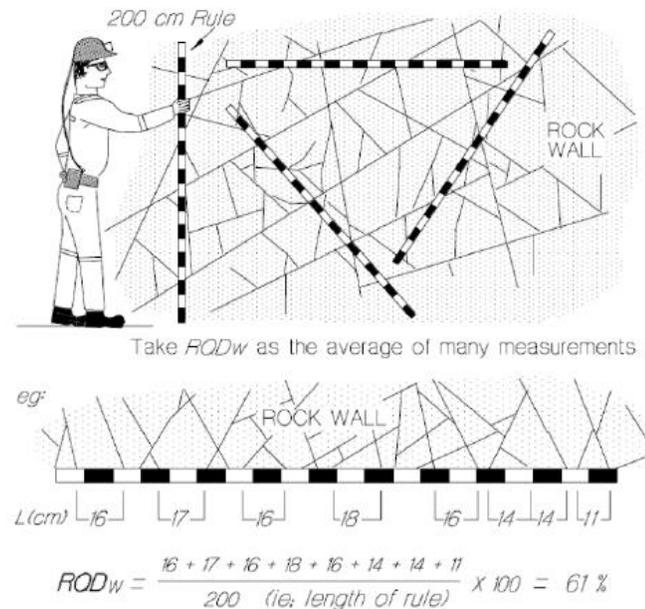


Figure 3. 8: Estimation du RQD sur une paroi rocheuse (adapté de Hutchinson et Diederichs, 1996)

3.2.3.2.16. Calcul de l'indice Q' (Rock Tunneling Quality Index Q System)

Le but de la campagne faite à la mine Éléonore est d'identifier les familles de discontinuités principales et de quantifier la qualité du massif rocheux. L'indice Q a été utilisé dans ce mémoire plutôt que le RMR afin de caractériser la qualité du massif rocheux. De cette manière les familles principales de discontinuités identifiées durant la campagne ont pu être utilisées pour caractériser le massif rocheux. Barton *et al.* (1974) ont développé un système sur une base de données d'anciennes excavations à l'institut de géomécanique de Norvège (NGI) nommé l'indice de qualité du roc pour les tunnels (Tunneling Quality Index) ou simplement indice Q. L'indice Q a une valeur comprise entre 0,001 et 1000 sur une échelle logarithmique. Une valeur faible correspond un a massif rocheux de faible qualité et un indice élevé correspond à un massif rocheux compétent. Le Q se calcule de la manière suivante :

Équation 3. 1: Calcul de l'indice Q

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Où RQD est le paramètre de la qualité de la roche, J_n est le paramètre relatif au nombre de familles de joints dans le massif rocheux, J_r est le paramètre de rugosité des joints, J_a est le paramètre

d'altération des joints, J_w est le paramètre de la pression interstitielle de l'eau et finalement SRF est le paramètre relatif aux contraintes autour de l'excavation. Les différents ratios du calcul de l'indice Q peuvent être résumés de la manière suivante :

- Le ratio $\frac{RQD}{J_n}$ représente grossièrement la taille des blocs de roche.
- Le ratio $\frac{J_r}{J_a}$ représente la rugosité et la friction entre les surfaces des discontinuités.
- Le ratio $\frac{J_w}{SRF}$ représente deux paramètres de contraintes.

Dans une roche compétente avec des contraintes dites moyennes et l'absence d'eau, le SRF et J_w ont une valeur égale à 1. L'indice Q peut être alors réécrit de la manière suivante et se nomme Q'.

Équation 3. 2: Calcul de l'indice Q'

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

L'annexe 2 présente le système de pointage associé à chaque critère en entier. Durant la campagne géotechnique, la valeur du RQD utilisée est la valeur estimée dans les 3 directions tous les 15 mètres le long de la traverse. Le paramètre J_n est associé au nombre de familles de discontinuités identifiées dans une région géotechnique donnée. Le Tableau 3.7 suivant présente le score utilisé pour le calcul du paramètre J_n en fonction du nombre de familles de discontinuités présentes.

Tableau 3. 7: Indice des familles de joints J_n (tiré de Hadjigeorgiou et Charrette, 2009)

Indice des familles de joints	J_n
Roc massif, peu ou pas de joints	0,5-1
Une famille de joints	2
Une famille de joints et autres joints mineurs (erratiques)	3
Deux familles de joints	4
Deux familles de joints et autres joints mineurs (erratiques)	6
Trois familles de joints	9
Trois familles de joints et autres joints mineurs (erratiques)	12
Quatre familles de joints ou plus, joints mineurs, fissuration du type "cubes de sucres", etc. (erratiques)	15
Roc broyé, meuble	20

Le paramètre J_r est estimé à partir des données sur la rugosité et la forme des discontinuités présentées dans le Tableau 3.4 et le Tableau 3.5. Le Tableau 3.8 présente la charte utilisée pour estimer le paramètre J_r pour les différentes discontinuités (adapté de Barton *et al.*, 1974). Le JRC

relevé visuellement durant la campagne n'est pas utilisé pour l'estimation du paramètre J_r . Seul la forme et la rugosité de la discontinuité sont utilisées.

Tableau 3. 8: Charte utilisée pour le calcul du J_r (adapté de Barton *et al.*, 1974)

Paramètre de rugosité des joints	J_r
Contact des joints et contact des joints avec cisaillement de 10 cm	
Joints discontinus	4
Rugueux ou irréguliers, ondulés	3
Lisses ou unis, ondulés	2
Striés, ondulés	1,5
Rugueux ou irréguliers, plans	1,5
Lisses ou unis, plans	1
Striés, plans	0,5
Cisaillement et aucun contact des joints	
Zone contenant des minéraux argileux d'une épaisseur suffisante pour empêcher le contact des faces des joints	1
Zone sableuse, graveleuse ou broyée d'une épaisseur suffisante pour empêcher le contact des faces des joints	1

Le paramètre J_a , qui correspond à l'altération des discontinuités, est basé sur l'ouverture et le remplissage de la discontinuité. L'indice J_a utilise le pointage présenté dans le Tableau 3.3.

La présence d'eau sous terre était rare, de ce fait le paramètre J_w a été fixé à 1 pour le reste de l'analyse. Le paramètre SRF a été fixé à 1 puisque les contraintes dans le massif rocheux ont été prises en considération par la modélisation numérique. C'est pourquoi l'indice Q' est utilisé dans la suite des analyses afin de caractériser le massif rocheux (Potvin, 1988; Brady et Brown, 2006).

3.3. Résultats

Les prochaines sections présentent les résultats obtenus durant la campagne géotechnique effectuée entre le 9 mars et le 28 mars 2017 à la mine Éléonore.

3.3.1. Résultats de la campagne géotechnique à la mine Éléonore

Une campagne géotechnique a été effectuée entre le 9 mars et le 28 mars 2017 à la mine Éléonore. 93 traverses ont été effectuées durant cette campagne de 21 jours. L'ensemble des traverses avec leurs emplacements dans la mine sont présentées à l'annexe 3. Les Tableaux 3.9 et 3.10 présentent la liste des emplacements où une traverse a été faite.

Tableau 3. 9: Emplacement des traverses dans la mine en fonction des zones et des horizons

Horizon	Zone	Nombre de traverses	total
H1	Nord	4	13
	Centre	5	
	Sud	4	
H2	Nord	4	18
	Centre	8	
	Sud	6	
H3	Nord	10	27
	Centre	9	
	Sud	8	
H4	Nord	7	21
	Centre	6	
	Sud	8	
H5	Nord	0	4
	Centre	4	
	Sud	0	
H6	Nord	0	10
	Centre	10	
	Sud	0	
Total			93

Tableau 3. 10: Emplacement des traverses dans la mine en fonction du type de galerie et de l'horizon

Horizon	Zone	Nombre de traverses	total
H1	Galerie	3	13
	Rampe	1	
	Minerai	9	
H2	Galerie	4	18
	Rampe	1	
	Minerai	13	
H3	Galerie	6	27
	Rampe	3	
	Minerai	18	
H4	Galerie	8	21
	Rampe	0	
	Minerai	13	
H5	Galerie	0	4
	Rampe	4	
	Minerai	0	
H6	Galerie	0	10
	Rampe	10	
	Minerai	0	
Total			93

Il est clair, à partir du Tableau 3.9 et du Tableau 3.10 que le bas de la mine (horizons 5 et 6) est sous représenté en fonction du nombre de traverses totales effectuées dans ces horizons. De plus, seuls la rampe et le centre de la mine ont pu être cartographiés. Les horizons 1 et 2 ont été moins cartographiés que les horizons 3 et 4, car les anciennes campagnes géotechniques (Golder, 2008; Landry, 2015) s'étaient concentrées sur ces zones. De plus, les horizons 3 et 4 présentent des défis géotechniques plus importants, puisqu'associés à une plus forte sismicité. À l'exception des horizons 5 et 6, le centre, le nord et le sud de chaque horizon ont été cartographiés de façon équivalente. Le but de la campagne étant de cartographier au plus près du gisement, 67% des traverses ont été faites dans le minerai (sans prendre en compte les horizons 5 et 6 qui n'étaient pas développés dans les zones minéralisées).

3.3.2. Paramètres géotechniques

La partie suivante présente les résultats obtenus pour les différents paramètres géotechniques relevés durant la cartographie de la mine Éléonore utiles au calcul de l'indice de classification du massif rocheux Q'.

3.3.2.1. État des murs

L'état de la paroi rocheuse avant chaque cartographie a été vérifié. Si le mur a pu être nettoyé à l'eau, il est dit propre, sinon il est dit sale. Les résultats sont présentés dans les Figures 3.9 et 3.10.

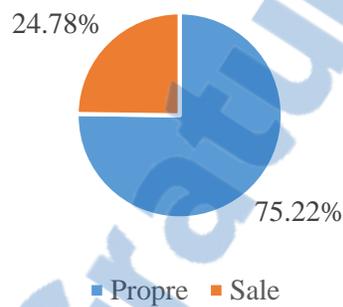


Figure 3. 9: État du mur lors de la cartographie

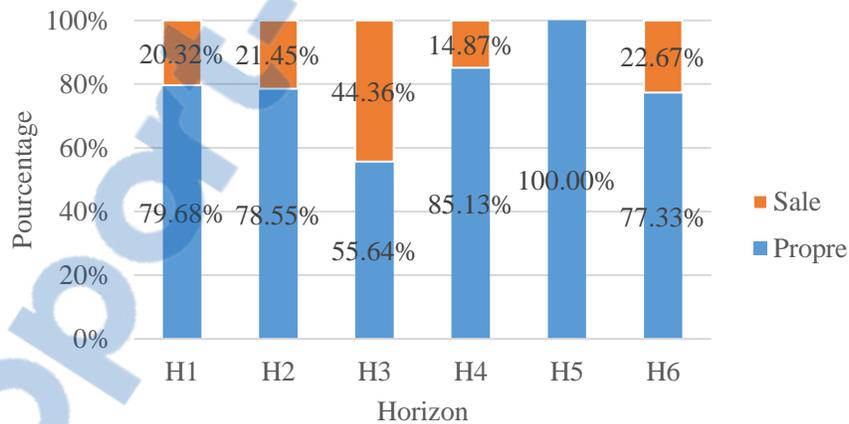


Figure 3. 10: État du mur pendant la cartographie par horizon

Trois quarts des traverses ont été faites sur des murs propres, ce qui offre une meilleure visibilité afin de relever les discontinuités. 44% des traverses dans l'horizon 3 ont été faites sur des parois non lavées, soit un nombre bien plus élevé que dans les autres horizons. Cela a pu avoir un impact sur les résultats obtenus pour l'horizon 3.

3.3.2.2. La distance le long de la traverse

La distance le long de la traverse pour chaque discontinuité est relevée et permet de calculer l'espacement entre deux discontinuités consécutives. La Figure 3.11 présente les résultats d'espacement des discontinuités à la mine Éléonore. Les résultats d'espacement ont une distribution exponentielle négative comme prédit par la théorie (Priest et Hudson, 1976).

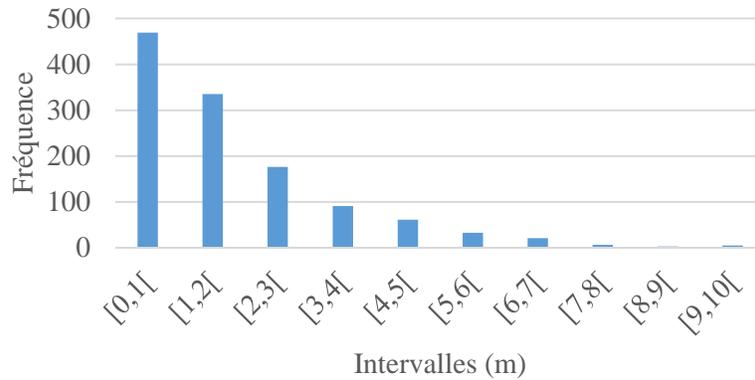


Figure 3. 11: Espacement entre les discontinuités

3.3.2.3. Le type de structure

Durant la campagne géotechnique, les différents types de structures géologiques ont été relevés. Les Figures 3.12 et 3.13 présentent les résultats.

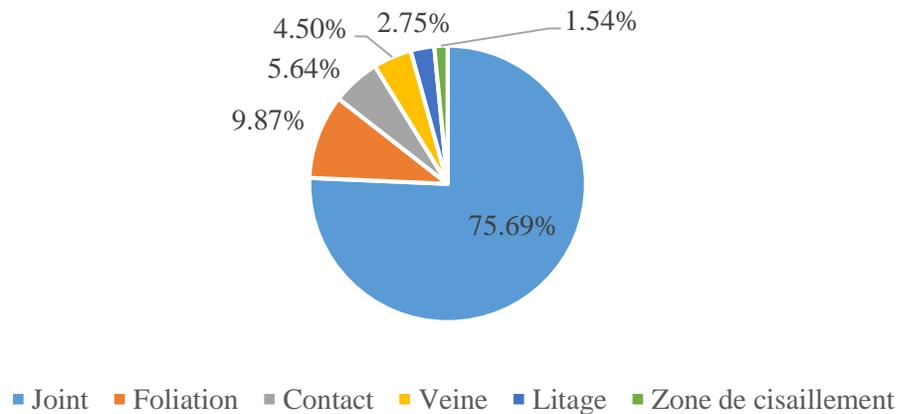


Figure 3. 12 : Structures géologiques dominantes dans le massif rocheux

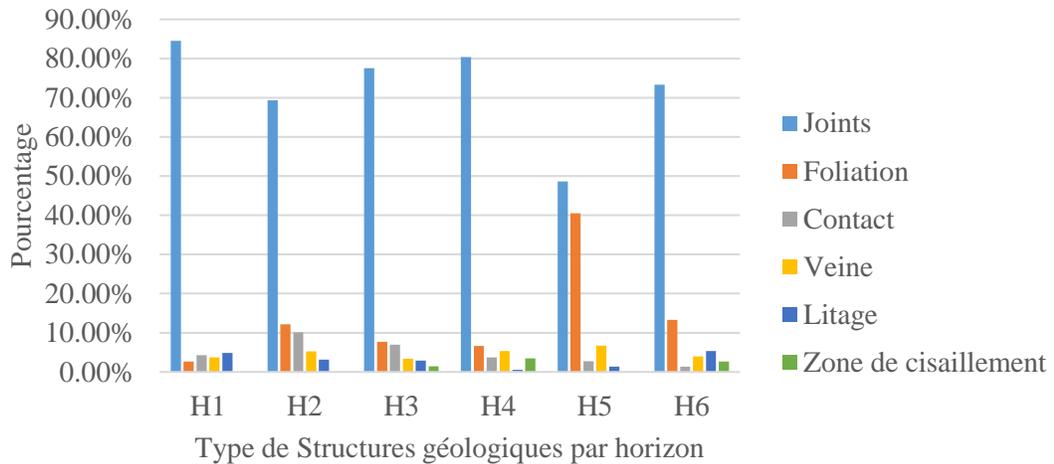


Figure 3. 13: Structures géologiques dominantes dans le massif rocheux par horizon

Les structures dominantes dans le massif rocheux sont les joints, suivis par de la foliation et les contacts majoritairement entre le wacke et les dykes de pegmatite. La foliation est présente dans toute la mine avec une présence plus importante dans les horizons 5 et 6. Les traverses aux horizons 5 et 6 ont été exclusivement faites dans la rampe et dans les accès aux niveaux, ce qui n'est pas le cas des autres horizons. Cela suggérerait que la foliation est plus présente dans la rampe que près du gisement.

3.3.2.4. Orientation des discontinuités

Le pendage et la direction de pendage de chaque discontinuité ont été relevés, puis transférés sur le logiciel DIPS™ (Rocscience, 2017) afin d'identifier les familles principales de discontinuités. Cet exercice a été répété pour chaque traverse, chaque niveau et chaque horizon. 1112 discontinuités ont été relevées sur l'ensemble de la mine, ce qui est bien compris entre les 1000 et 2000 discontinuités conseillées par Priest (1993). Une limite de densité de 1% a été utilisée pour distinguer les familles principales des discontinuités dites erratiques. Il était difficile de distinguer les familles de discontinuités principales pour chaque traverse due au faible nombre de pôles. Les familles principales identifiées sont donc présentées dans le Tableau 3.11 par horizons. Le paramètre J_n pour chaque horizon est aussi présenté basé sur le pointage présenté dans le Tableau 3.8. La mine a été divisée en deux domaines géotechniques basés sur les familles principales trouvées. La mine supérieure comprenant les horizons 1 à 4 et la mine inférieure comprenant les horizons 5 et 6.

Tableau 3. 11: Famille de discontinuités identifiées par horizons.

Zone	# total de pôles	Famille 1			Famille 2			Famille 3			Famille 4		
		Pendage	Direction de pendage	# de pôles	Pendage	Direction de pendage	# de pôles	Pendage	Direction de pendage	# de pôles	Pendage	Direction de pendage	# de pôles
H1	179	3	50	52	88	3	16	84	303	13	89	59	13
H2	271	6	44	84	-	-	-	87	313	16	85	57	59
H3	302	2	288	66	87	34	51	84	332	81	-	-	-
H4	333	3	37	46	89	192	115	89	314	23	89	46	33
Mine Sup	1075	3	51	247	87	7	225	88	314	95	86	47	90
H5 & H6 - Mine Inf	175	-	-	-	80	186	110	-	-	-	-	-	-

Mine Sup : Mine supérieure (horizons 1 à 4); et Mine Inf : mine inférieure (horizons 5 et 6)

Tableau 3. 12: Pourcentage de pôles inclus dans les familles de discontinuités identifiées par horizon.

Catégorie	Pourcentage des pôles inclus
Mine en entier	59,12
H1	67,04
H2	58,67
H3	65,56
H4	65,17
Mine supérieure	61,12
H5 & H6 - Mine Inférieure	62,86

Les familles 1, 2 et 3 sont des familles principales qu'il est possible de retrouver dans l'ensemble des horizons dans la mine supérieure. Il y a une famille subhorizontale (famille 1) qui domine dans les horizons 1 à 4. Les familles 2, 3 et 4 sont subverticales avec un pendage allant respectivement de 87° à 89°, 84° à 89°, et 85° à 89°. La famille 2, qui a été identifiée comme de la foliation, a une orientation est-ouest. La famille 3, qui a été identifiée comme du litage, a une orientation nord-sud avec une direction de pendage variable due à un épisode de déformation le long du gisement. La famille 4 est une famille secondaire subverticale. D'après les résultats du Tableau 3.11, le paramètre J_n peut être calculé.

Tableau 3. 13: Résultats du paramètre J_n par horizon

Horizon	J_n
Horizon 1	12
Horizon 2	9
Horizon 3	12
Horizon 4	12
Horizon 5	6
Horizon 6	3
Mine Supérieure	12
Mine Inférieure	3

Le J_n est compris entre 3 et 12. Il est estimé à partir du nombre de familles avec le Tableau 3.8. La mine supérieure a plus de familles avec un J_n de 12, que la mine inférieure avec un J_n de 3. En effet, même si des traverses avec un pendage d'environ 18° ont été faites dans la rampe, aucune famille horizontale n'a été relevée dans la mine inférieure. De plus dans la partie inférieure de la mine, la foliation était dominante avec une orientation moyenne de $80^\circ/186^\circ$. Les résultats stéréographiques pour chaque horizon, pour la mine supérieure et inférieure sont présentés dans l'annexe 4.

3.3.2.5. Le remplissage

Le remplissage a été relevé pour chaque discontinuité. Les résultats sont présentés dans les Figures 3.14 et 3.15.

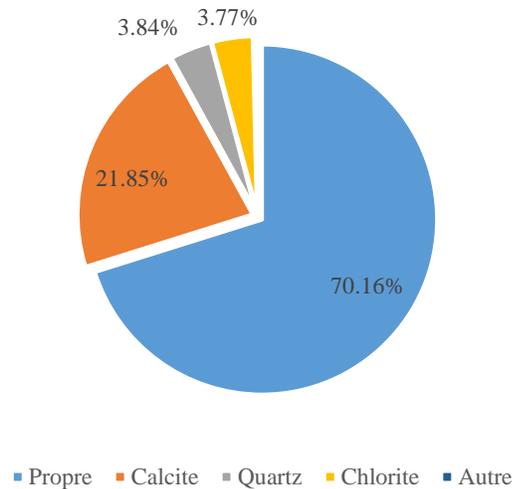


Figure 3. 14: Type de remplissage dans le massif rocheux

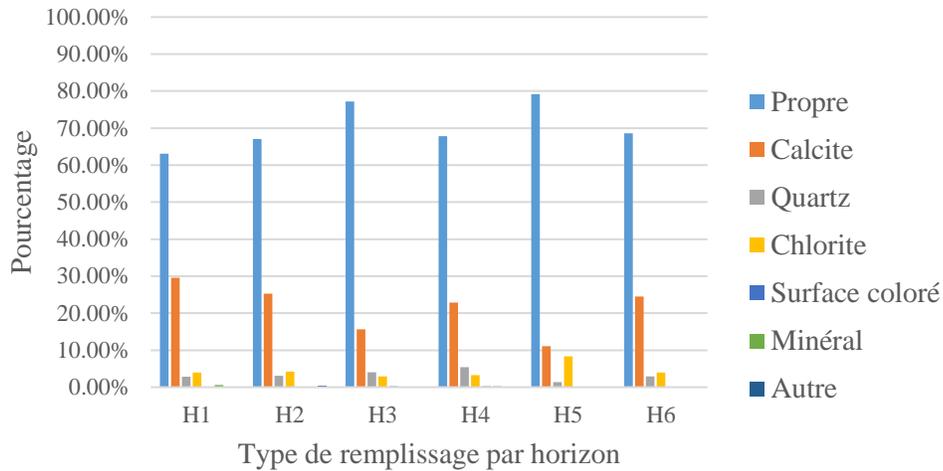


Figure 3. 15: Type de remplissage rencontré dans le massif rocheux par horizon

La majorité des discontinuités (70,16%) ne comprenaient aucun remplissage. La calcite est le remplissage le plus commun avec 21,85%, suivi par la chlorite et le quartz. La calcite et la chlorite réduisent la friction entre les joints et peuvent représenter un risque pour la stabilité des infrastructures. La distribution du remplissage est semblable entre les horizons.

3.3.2.6. L'ouverture

Les valeurs d'ouverture ont été mesurées pour chaque discontinuité. L'ouverture des discontinuités à la mine est comprise principalement entre 0,1 à 1 mm d'épaisseur. Cela correspond à des discontinuités fermées (ISRM, 1978). Le minimum est de 0,1 mm et le maximum est de 100 mm pour une faille.

3.3.2.7. L'altération des discontinuités J_a

Les valeurs de J_a ont été estimées pour chaque discontinuité à partir du Tableau 3.3 en fonction de l'ouverture et du remplissage des discontinuités. Les résultats sont présentés dans la Figure 3.16 et le Tableau 3.14.

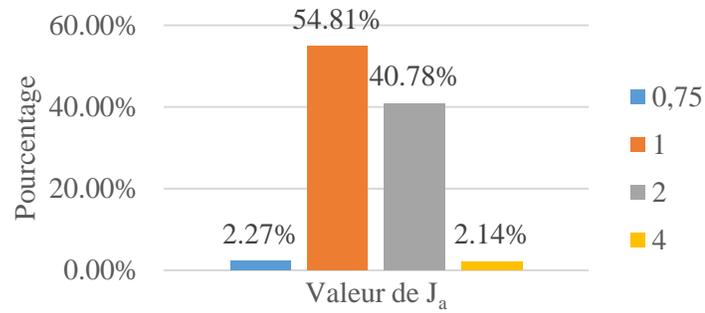


Figure 3. 16: Distribution de J_a dans le massif rocheux

Tableau 3. 14: Résultats du J_a pour l'ensemble des horizons, de la mine supérieure et inférieure

Horizon	J _a		
	Minimum	Mode	Maximum
Horizon 1	0,75	2	2
Horizon 2	0,75	1	2
Horizon 3	0,75	1	4
Horizon 4	0,75	1	4
Horizon 5	0,75	1	2
Horizon 6	0,75	1	2
Mine Supérieure	0,75	1	4
Mine Inférieure	0,75	1	2

J_a est compris entre 0,75 et 4. La valeur mode est de 1 et correspond à des joints non altérés ou peu altérés sans remplissage. Les horizons 1 et 2 semblent avoir des valeurs de J_a semblables avec 50% des J_a avec des valeurs de 1 et 2. Pour les horizons 3 à 6, la valeur de J_a égale à 1 semble dominer.

3.3.2.8. Rugosité des discontinuités

Les valeurs de rugosité ont été relevées pour chaque discontinuité. Les résultats sont présentés dans la Figure 3.17. 93,89% des discontinuités ont une texture rugueuse. Un faible pourcentage des discontinuités (5,73%) ont une texture lisse.

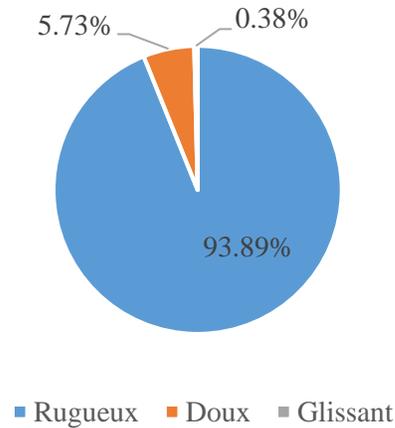


Figure 3. 17: Texture des discontinuités dans le massif rocheux

3.3.2.9. Forme des discontinuités

La forme des discontinuités a été relevée. Les résultats sont présentés dans la figure 3.18. La majorité des discontinuités sont planaires avec 61,89% du total. Le reste, avec 35,62%, est ondulé.

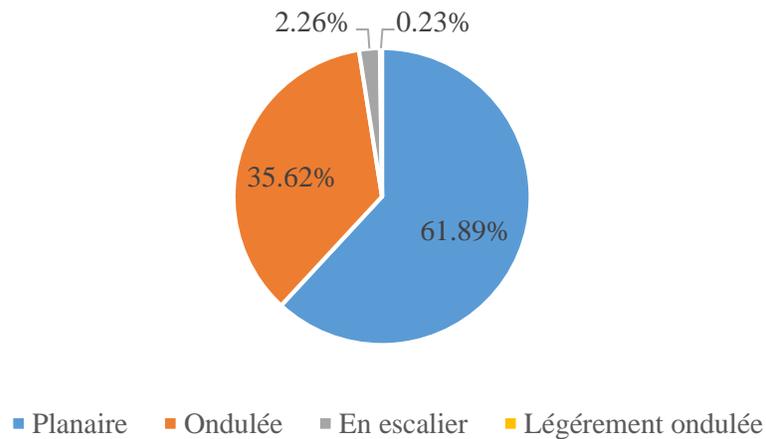


Figure 3. 18: Courbure des discontinuités dans le massif rocheux

3.3.2.10. Coefficient de rugosité J_r

Le J_r est estimé à partir des données sur la rugosité et la forme des discontinuités présentées dans les Tableaux 3.4 et 3.5 selon les critères présentés dans le Tableau 3.9. Le Tableau 3.15 suivant présente les résultats pour les différents horizons, pour la mine supérieure et inférieure. La valeur modale de J_r est 1,5. L'ensemble des résultats est utilisé pour le calcul du Q' .

Tableau 3. 15: Résultats du Jr pour l'ensemble des horizons, de la mine supérieure et inférieure

Horizon	Jr		
	Minimum	Mode	Maximum
Horizon 1	1,0	1,5	3,0
Horizon 2	0,5	1,5	3,0
Horizon 3	0,5	1,5	3,0
Horizon 4	0,5	1,5	3,0
Horizon 5	1,0	3,0	3,0
Horizon 6	0,5	1,5	3,0
Mine Supérieure	0,5	1,5	3,0
Mine Inférieure	0,5	1,5	3,0

3.3.2.11. Conditions hydrauliques

Les conditions hydrauliques par traverse ont été relevées. Elles peuvent être sèches ou humides dues à la présence d'eau. Cette donnée n'a pas toujours été annotée sur la feuille de relevé. S'il n'y a pas d'information sur les conditions hydrauliques d'une traverse, cette dernière était considérée comme sèche et n'est pas présentée dans la figure suivante. Les résultats sont présentés dans la Figure 3.19.

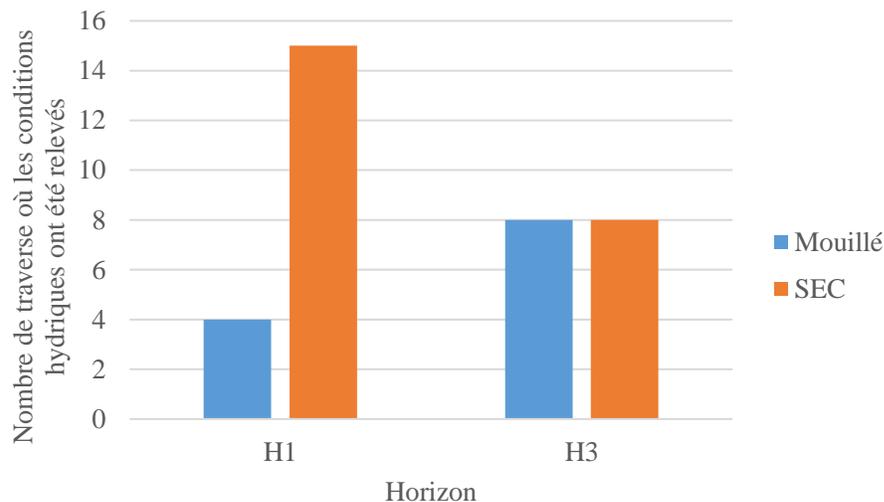


Figure 3. 19: Condition hydraulique par horizon

De l'eau a été rencontrée dans les horizons 1 et 3 seulement. Dans l'horizon 1, cela s'explique par le fait que les galeries minières sont proches de la surface avec le niveau le plus près situé seulement à 170 mètres sous la surface. De plus, la fracturation importante du massif rocheux contribue à

l'écoulement de l'eau. Dans l'horizon 3, la présence d'eau s'explique par le fait qu'une faille majeure subverticale connecte les réseaux de joints entre eux et permet la libre circulation de l'eau dans le massif rocheux. De forts débits d'eau peuvent rendre le minage compliqué et nécessitent parfois l'utilisation de la cimentation (Domingue, 2017).

3.3.2.12. Type de roche et estimation de la résistance en compression uniaxiale

Le type de roche rencontré le long des traverses a été relevé. Les résultats sont présentés dans la Figure 3.20.

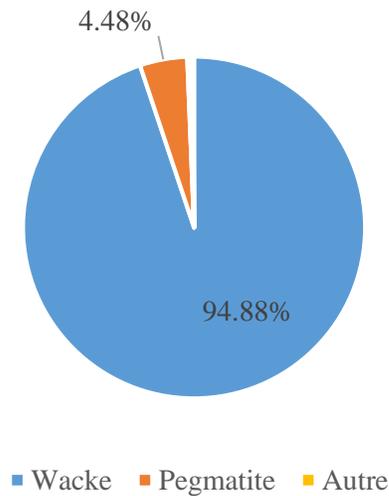


Figure 3. 20: Type de roche constituant le massif rocheux

Le wacke est la roche majoritaire dans toute la mine. Des dykes de pegmatites allant du centimètre à plusieurs mètres de largeur sont occasionnellement rencontrés le long des traverses.

La résistance en compression uniaxiale (UCS) a été évaluée à l'aide d'un marteau de géologue. La résistance en compression uniaxiale du wacke, la roche majoritaire dans le massif rocheux, est estimée à R5 (très résistante) selon le Tableau 3.6, soit un UCS estimé entre 100 et 250 MPa. La résistance de la pegmatite a été évaluée de la même manière à R6 (extrêmement résistante), soit un UCS supérieur à 250 MPa.

3.3.2.13. Estimation du RQD

Les valeurs de RQD ont été visuellement estimées à l'aide d'une règle de 1,5 mètre. Le Tableau 3.16 montre les résultats de RQD mesurés pour chaque horizon.

Tableau 3. 16: Résultats de RQD estimé par Horizon

Horizon	RQD		
	Minimum	Mode	Maximum
Horizon 1	67	97	100
Horizon 2	60	95	100
Horizon 3	50	94	100
Horizon 4	33	96	100
Horizon 5	27	82	100
Horizon 6	80	95	100
Mine Supérieure	33	96	100
Mine Inférieure	27	92	100

Le RQD minimal est de 33 et le RQD maximal est de 100. Dans la Figure 3.7, le RQD est de bon à très bon. D'après les résultats présentés dans le Tableau 3.16, il n'y a pas de différence entre le haut de la mine (Horizon 1 à 4) et le bas de la mine (Horizon 5 et 6).

3.4. Analyse

Les sections suivantes présentent l'analyse faite à partir des résultats de la campagne géotechnique à la mine Éléonore. Le Q' est calculé à partir de ces données et de l'Équation 3.3.

3.4.1. Calcul de l'indice Q'

Le Q' a été calculé à l'aide de l'Équation 3.3 et les paramètres obtenus au cours de la campagne géotechnique. Les paramètres utilisés sont présentés dans le Tableau 3.17 et les résultats du calcul du Q' sont présentés par horizon dans le Tableau 3.18, pour la mine supérieure et la mine inférieure.

Tableau 3. 17: Paramètres utilisés pour le calcul du Q'

Niveaux	Jn	Ja			Jr			RQD		
		min	mode	max	min	mode	max	min	médiane	max
Horizon 1	12	0,75	2	2	1,0	1,5	3	67	97	100
Horizon 2	9	0,75	1	2	0,5	1,5	3	60	95	100
Horizon 3	12	0,75	1	4	0,5	1,5	3	50	94	100
Horizon 4	12	0,75	1	4	0,5	1,5	3	33	96	100
Horizon 5	6	0,75	1	2	1,0	3,0	3	27	82	100
Horizon 6	3	0,75	1	2	0,5	1,5	3	80	95	100
Mine Supérieure	12	0,75	1	4	0,5	1,5	3	33	96	100
Mine Inférieure	3	0,75	1	2	0,5	1,5	3	27	92	100

Tableau 3. 18: Résultats du calcul pour Q' par horizon

Horizon	Min	Médiane	Max
Horizon 1	2,8	6,1	33,3
Horizon 2	1,7	15,8	44,4
Horizon 3	0,5	11,8	33,3
Horizon 4	0,3	12,0	33,3
Horizon 5	2,3	41,0	66,7
Horizon 6	6,7	47,5	133,3
Mine Supérieure	0,3	12,0	33,3
Mine Inférieure	2,3	46,0	133,3

Le Q' est compris entre 0,3 et 133,3, ce qui correspond à une qualité de roche estimée entre très mauvaise et extrêmement bonne (Grimstad et Barton, 1993). La valeur médiane du Q' calculée pour l'ensemble des horizons est comprise entre un massif rocheux jugé de bonne à très bonne qualité à l'exception de l'horizon 1.

Il n'y a pas de grande différence entre les paramètres d'entrée pour la mine supérieure et la mine inférieure. Le RQD moyen est légèrement plus faible dans le cas de la mine inférieure, mais est toujours considéré comme de bonne qualité. La seule différence majeure est la disparition de la famille subhorizontale et des quatre familles subverticales dans la mine inférieure ce qui diminue drastiquement le J_n de 12 à 3. Cette seule différence résulte en une qualité moyenne du massif rocheux dans la mine supérieure moins bonne que celle de la mine inférieure. Il est cependant important de prendre en considération le fait que très peu d'endroits ont été cartographiés dans le bas de la mine, ainsi qu'un nombre inférieur de discontinuités relevées en comparaison avec la mine supérieure. Il serait nécessaire de cartographier à nouveau les horizons 5 et 6 une fois que les niveaux seront plus développés près de la minéralisation afin de confirmer les conclusions de cette campagne géotechnique. De plus, le paramètre sur les contraintes SRF avait été fixé à 1, ce qui surestime la valeur de l'indice Q en profondeur.

3.5. Conclusion

Les méthodes standards de cartographie des structures géologiques consistent à relever principalement le pendage et la direction de pendage des différentes discontinuités ainsi que les différentes caractéristiques associées à ces discontinuités telles que la longueur trace, la rugosité, etc. Différentes méthodes existent pour collecter les données structurales telles que celles basées

sur les carottes de forage, les traverses, ou la photogrammétrie. Le but principal de ce chapitre était d'identifier les familles de discontinuités principales et de caractériser la qualité du massif rocheux. Le relevé cartographique fait à la mine Éléonore en mars 2017 a montré la présence de quatre familles principales. Une famille subhorizontale et trois familles subverticales. Ces résultats sont cohérents avec les campagnes géotechniques faites auparavant à la mine Éléonore par Golder Associates (2008) et Landry (2015). Le Q' calculé à la mine Éléonore est compris entre 0,3 et 133, ce qui correspond à un massif rocheux caractérisé comme très mauvais et extrêmement bon, respectivement. La valeur médiane de Q' calculée pour l'ensemble des horizons, à l'exception de l'horizon 1, est associée à un massif rocheux de bonne à très bonne qualité. Il ne semble pas y avoir de grande différence entre la mine supérieure et la mine inférieure. Le RQD ne semble pas différer entre la mine supérieure et la mine inférieure et classifie le massif rocheux comme très bon. La seule différence significative entre la mine inférieure et supérieure est la présence de la famille subhorizontale dans cette dernière et son absence dans la mine inférieure. De plus, la foliation semble plus marquée dans la mine inférieure que dans la mine supérieure. Cependant, il est important de garder à l'esprit que les zones cartographiées dans la mine supérieure et la mine inférieure sont différentes. Une fois que la mine inférieure sera plus développée, une campagne additionnelle sera alors nécessaire.

4. Chapitre 4: Blast induced seismic response at the Goldcorp Eleonore mine : identification, delineation and characterization.

Jocelyn Tuleau^a, Kyle Woodward^b, Martin Grenon^a and Pierre-Luc Lajoie^c

^a Université Laval, Quebec City, Quebec, Canada

^b Australian Centre for Geomechanics et the University of Western Australia, Perth, Australia

^c Goldcorp Eleonore Mine, Quebec, Canada

Accepté au 10^e symposium asiatique de mécanique des roches le 16 juillet 2018.

Corresponding Author

Martin Grenon

martin.grenon@gmn.ulaval.ca

Tél: (418) 656-2131 poste 7478

4.1. Résumé

La sismicité dans les mines est contrôlée par différents facteurs dont les tirs à l'explosif de développement et de production, la présence de structures géologiques et l'état de contraintes. En mars 2017, une campagne géotechnique a été effectuée à la mine Éléonore permettant d'identifier les familles de discontinuités principales. L'hypothèse selon laquelle la sismicité après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore est contrôlée par les structures géologiques locales a été testée. Les événements sismiques ont été délimités spatialement et temporellement en groupes (« clusters »). L'orientation moyenne de ces regroupements (« clusters ») a été évaluée à l'aide d'une analyse en composantes principales (ACP). Le pendage et la direction de pendage ont été ensuite comparés avec ceux obtenus lors de la campagne géotechnique. Les résultats de cette étude montrent qu'à la mine Éléonore, la sismicité après un tir à l'explosif semble fortement associée à la famille principale subhorizontale.

4.2. Abstract

Seismicity in the mining environment is controlled by factors including stope and development blasting, the presence of geological features, and stress conditions. The Goldcorp Eleonore mine is located in the James Bay region, Quebec, Canada. Its 800-metre depth makes Eleonore a relatively shallow mine when compared to other seismically active Canadian mines. Despite the mine's depth, seismicity is a geotechnical hazard that may be arguably attributed to a particular stress regime and complex geology. An improved understanding of the seismic responses following blasting can decrease seismic risk and is beneficial to mine planning and productivity. Seismic responses to blasting were spatially delineated using a density-based clustering approach. The spatial characteristics of clusters were assessed using Principal Component Analysis (PCA). The best-fit planar representation of seismic event clusters was identified. The orientation of the best-fit planar representations was then compared to the mine's local jointing to investigate the causative seismic source mechanism for these events. The results of this study show that seismicity is linked to local jointing.

4.3. Keywords

Mine induced seismicity, Blasting, Density-based clustering, Time-dependency

4.4. Introduction

Blasting is a significant factor in triggering seismic events at mine sites (Vallejos and McKinnon, 2008). Seismicity is defined as a stress wave resulting from inelastic deformation or failure in the rock mass (Hudyma and Mikula, 2002). Seismicity in the mining environment is controlled by factors including stress, geological structures or rock mass weakness, and mining activities. This induced seismicity—directly connected to mining operations—is associated with formations of fractures at stope faces and with movement on major discontinuities (Gibowicz and Kijko, 1994). Figure 4.1 illustrates the different source mechanisms of induced seismicity in an underground mine environment (Hudyma *et al.*, 2003).

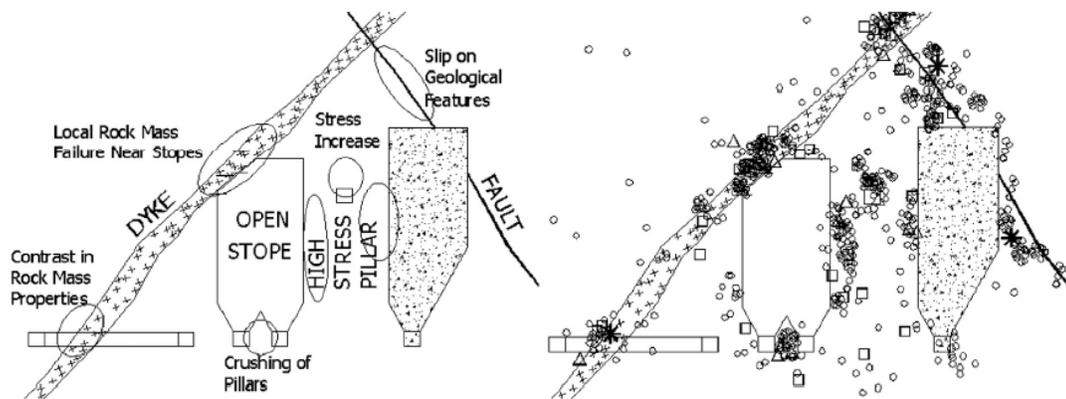


Figure 4. 1: Hypothetic open stope mining environment showing sources of seismicity (right) and seismicity typically associated with these sources (left) (Hudyma *et al.*, 2003).

Many authors have observed that well-located seismic events exhibit strong spatial clustering (Leslie and Vezina, 2001; Dogde and Sprenke, 1992; Kijko *et al.*, 1993). Hudyma and Mikula (2002) hypothesized that clusters of seismic events represent a separate seismic source mechanism. Limited quantitative means of assessing a seismic source mechanism have been presented in the scientific literature especially in the case of clusters of seismic events. A better understanding of induced seismicity source mechanisms in underground mining can help to optimize mining operations, reduce delays and production losses. Understanding the main source mechanism in mines is essential to a better prediction of the rock mass response to mining.

In this paper, a quantitative approach is presented to investigate if geological structures are a major source mechanism for clusters of seismic events. A spatial and temporal delineation of seismic responses using a density-based clustering methodology developed by Woodward (2015) was used. Filters were then used to select well-modelled seismic responses. PCA analyses were then used to compute a planar fit for clusters of seismic events. The quality of the planar fit was then assessed. Finally, the orientations of the clusters' planar fit were compared with the mine in-situ local jointing

to assess if local geological features are a main source mechanism of seismicity at the Goldcorp Eleonore mine.

4.5. Clustering methodology

It is well known that seismicity tends to group events together in space and time (Woodward *et al.*, 2015). It is then important to spatially delineate seismicity to be able to identify the source mechanism responsible of the surge of seismic events at a specific time. Clustering is used to group seismic events together and to separate seismic events resulting from different source mechanisms. A clustering methodology consists in grouping elements that share the same characteristics (Jain *et al.*, 1999). The shape of the cluster can give an indication of the seismicity source mechanism (Woodward *et al.*, 2015). Several authors have already proposed methods to cluster seismic events based on their locations in space and other seismic characteristics such as the source radius, the energy index and the median E_s/E_p ratio for example (Hudyma, 2008; Malek and Leslie, 2006; Frohlich and Davis, 1990; Falmagne, 2001; Cho *et al.*, 2010; Rebuli and Kohler, 2014). Woodward *et al.* (2017a) mentioned that clustering seismic events using both location and other seismic event characteristics can lead to ambiguous clustering results since it does not allow easy identification of the dominant factor controlling seismicity. Woodward *et al.* (2017a) proposed a new clustering method implemented in mXrap (Harris and Wesseloo, 2015) that considers only event location.

4.5.1. Density-based clustering for short-term seismicity

Woodward *et al.* (2017a) proposed a non-parametric, density-based clustering method to spatially delineate short-term seismicity based only on event location. A non-parametric method does not need prior assumptions about the data structure, as opposed to a parametric method. Furthermore, it is well suited to seismic data for several reasons: it allows distinct class identification, identification of arbitrary shape clusters, and identification of high-density clusters within low-density areas with minimal prior knowledge of the dataset (Ester *et al.*, 1996; Kriegel *et al.*, 2011). The method proposed by Woodward *et al.* (2017a) is based on a simple density-based method called Density-Based Spatial Clustering of Applications with Noise (DBSCAN), proposed by Ester *et al.* (1996), and provides the general framework for density-based approaches. The DBSCAN approach classifies elements as a core, boundary, or noise element by considering the number of neighboring elements (N_e) with respect to a user-specified minimum (N_{min}) within a search distance (D_s). DBSCAN creates clusters from adjacent core elements and their neighbors. Core events are recursively considered and merged if one or more core elements are shared (Ester *et al.*, 1996). This method is illustrated in Figure 4.2.

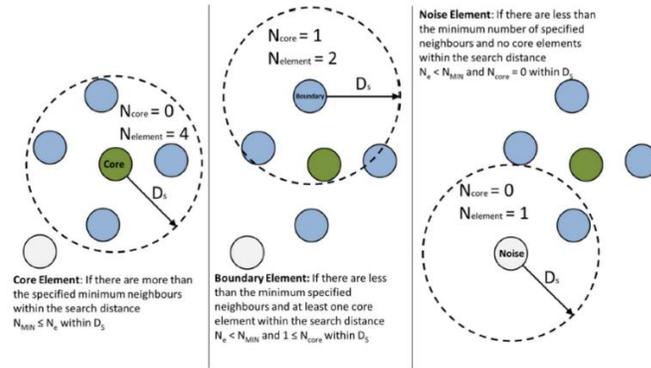


Figure 4. 2: The definition of core (green dot), boundary (blue dot), and noise elements (grey dot) for density-based clustering with N_{\min} of four elements and a search distance D_s (Woodward *et al.*, 2017a).

The DBSCAN has many shortcomings. Mainly, a poor performance for datasets with varying element densities, and the sensitivity of clustering outcomes to clustering parameters (Woodward *et al.*, 2017a). Two main modifications were added to the method to mitigate these shortcomings. The first modification integrates the density-based method into an iterative framework that provides a structured approach to assessing clusters. The second modification considers the neighboring event density initially found by the first modification in order to define the density required for events to be considered part of the core. The reader is redirected to the paper published by Woodward *et al.* (2017a) for more details on the subject. Clustering seismicity is a complex process due to multiple sources of seismicity sharing the same location. The use of validation methods ensuring optimal parameters estimation and minimizing the subjectivity associated with clustering complex seismic responses is essential.

4.5.2. Clustering methodology performance

Once the clusters are delineated in space, one needs to validate the results. External and internal validation methods are available. External methods require knowing the exact number of clusters in advance and are mostly used to choose the best cluster algorithm for the data. Since our goal is to find the appropriate number of clusters in a data set, only internal validation methods are considered. Liu *et al.* (2013) introduce the clustering validation index based on nearest neighbors (CVNN) as an internal validation tool for various cluster, and showed this method to be preferable when assessing distributions with characteristics such as noise, monotonicity, variable density, sub-clusters and skewedness. Woodward *et al.* (2017a) tested the external validation method's Matthews Correlation Coefficient (MCC) and the internal validation method's CVNN index on a synthetic seismic database (Matthews, 1975; Liu *et al.*, 2013). They showed that the MCC generally

agrees with the CVNN index. Therefore, the CVNN can be used as an internal validation method to measure the clustering accuracy of the modified DBSCAN method. Seismicity being temporally and spatially dependent, it is important to determine each cluster’s temporal characteristics.

4.5.3. Temporal delineation

Seismicity is often observed as a time-dependent phenomenon. It is well recognized that the modified Omori law (MOL) is a good model to describe seismicity through time (Omori, 1894 and Utsu, 1969). Some authors tried other models such as exponential distribution (Hirano, 1924; Jeffreys, 1938; Utsu, 1957), but with less success. The MOL does not fit all seismic responses, but it is recognized as a good starting point for seismic temporal delineation (Mendecki and Lynch, 2004). The MOL equation is described in Equation 4.1.

Equation 4.1: Modified Omori Law

$$n(t) = K(t + c)^{-p}$$

The c-parameter has no physical meaning. It is used to avoid divergence of the MOL when the time is zero (Molchan and Dmitrieva, 1992; Gross and Kisslinger, 1994) and to account for an early aftershock deficiency (EAD). EAD is a phenomenon where less events are observed just after the main shock of the seismic response (Utsu *et al.*, 1995). The p-parameter is proportional to the decay rate of the seismic response. It is not influenced by any physical phenomena. There is a positive correlation between the c-parameter and the p-parameter (Gasperini and Lolli, 2009). The p-parameter of the MOL has been well studied in earthquake science but also in mining science. Table 4.1 shows the results of some of these studies for mining seismicity in Canadian and South African mines (Kgarume *et al.*, 2010a, 2010b; Spottiswoode, 2000; Vallejos and McKinnon, 2009). Mining seismic p-values are in line with what is found in earthquakes with p-values ranging between 0.6 and 2.5 (Tokuji *et al.*, 1995; Mogi, 1962; Ogata, 1983; Kisslinger and Jones, 1991).

Table 4. 1: Typical Omori p-parameter values observed in mines and earthquakes.

p values	Reference
0.8 - 1	Kgarume <i>et al.</i> , 2010a, 2010b
0.64 - 1.10	Spottiswoode, 2000
0.6 - 2.5	Tokuji <i>et al.</i> , 1995; Mogi, 1962; Ogata, 1983; Mckissling et Jones, 1991
0.4 - 1.6	Vallejos et McKinnon, 2009

The K-parameter is a constant that depends on the total number of seismic response events. Due to the variability of seismic monitoring systems, it is measured on an arbitrary scale. Several correlations were found with the K-parameter. It is well accepted that the magnitude of the main shock of a seismic response influences the K-parameter (Reasenber 1985; Reasenber and Jones, 1989). Correlations between the main shock magnitude and the K-parameter were found by some authors (Kgarume *et al.*, 2010b), but others did not confirm this correlation (Kwiatek, 2004). A study done by Vallejos and McKinnon (2011) in Canadian mines found that the K-parameter was proportional to the depth of mining and to the volume mined.

4.5.4. Maximum likelihood estimate (MLE) method

Ogata (1983) developed the maximum likelihood estimate method (MLE) to estimate MOL parameters (K , p and c) and their associated uncertainties (σ_p , σ_K , and σ_c). This method assumes that the seismic response follows a non-stationary Poisson process and is independent of the chosen time interval. Low uncertainties in the estimation of the MOL parameters is not an indication of the goodness of fit with the seismic response (Nyffenegger and Frohlich, 1998). The assessment of the goodness of fit between the MLE and the seismic response is evaluated using the non-parametric Anderson and Darling statistic (AD) (Anderson and Darling 1954; Lewis 1961). An AD value of 0 indicates a perfect fit between the model and the seismic response. An AD value equal to or greater than 2 indicates an unacceptable fit between the model and the seismic response. It is important to limit the influence of the c-parameter to minimize its effect on the p-parameter values because of their positive correlation. It was found that the estimation of the MOL parameter was extremely sensitive to the choice of the modelling interval, and especially to the start time of the interval (Ogata, 1983; Vallejos and McKinnon, 2011). There is no widely accepted method to choose the modelling interval (Davis and Frohlich, 1991; Bohnenstiehl *et al.*, 2002; Vallejos and Mckinnon, 2011). Woodward *et al.* (2017b) proposed a method based on the principal event adjusted (PEA) method. This method redefines the relative time of each event with respect to the adjusted principal event. It was found that the PEA with a variable $c \geq 0$ was the model that offers the best accuracy stability in p-values estimation irrespective of the modelling period that was initially defined. It allows for a consistent statistical comparison of different modelling intervals, which are not biased by the definition of the seismic response initiation.

4.5.5. Weighted MLE

Woodward *et al.* (2017b) proposed a weighted MLE to find the best fit while accounting for the Anderson and Darling statistic (AD), standard deviation of the marginal error (se), the c-parameter,

and the number of events N_{events} . A continuous piecewise linear function is applied due to its simplicity in construction, application and interpretation.

Equation 4.2: Weighted maximum likelihood estimate

$$MLE_w = se_w * AD_w * c_w * N_{Events} * MLE$$

The ideal solution will exhibit high parameter weightings (se_w , c_w , and AD_w), a large number of events (N_{events}) and a high MLE. Where se_w is the standard deviation of the marginal error weight, AD_w the Anderson-Darling weight, c_w the c-parameter weight, N_{events} the number of events within the modelling interval and MLE is the maximum likelihood estimate. This allows Omori parameters (p , K and c) to be determined with better accuracy and consistency than previous methods. The following flowchart sums up the iterative methodology proposed by Woodward *et al.* (2017c) to spatially and temporally delineate seismic clusters for short-term seismicity.

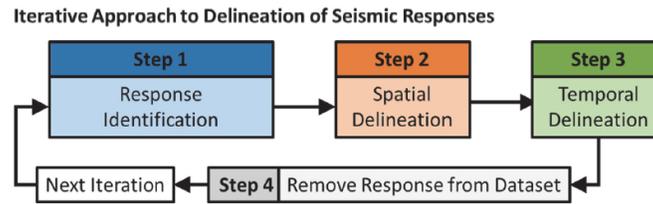


Figure 4. 3: The framework for response identification, spatial delineation, temporal delineation and response removal, Woodward *et al.*, 2017c).

4.6. Quality filters applied to the database

Various quality filters were then applied to the identified clusters database to insure that non-seismic data were rejected. Range filters were applied on the clusters to identify well-modelled seismic responses with respect to the MOL. The linearity of seismic responses was assessed to identify time-independent seismic events, noise from ore passes or unidentified blasts that could have contaminated the seismic database.

4.6.1. Range filter

In Table 4.2, the following range filters were used to select the clusters which are the most representative of a well-modelled seismic response respecting the MOL. All clusters with an Anderson and Darling statistic (AD) above 2.5 are disregarded, being representative of an unacceptable fit between the model and the seismic response (Anderson and Darling 1954; Lewis 1961). The p-parameter of the MOL needs to be in the range of seismicity in mines, therefore between 0.5 and 2.5 (Kgarume *et al.*, 2010a, 2010b; Spottiswoode, 2000; Vallejos and McKinnon, 2009). The c-parameter needs to be minimized to limit the positive correlation with the p-parameter

estimate (Molchan and Dmitrieva, 1992; Gross and Kisslinger, 1994). Clusters with too few events and a low K-parameter are considered to be not representative and are disregarded.

Table 4. 2: Range filters used for the analysis

Filter Parameter	Value
Anderson and Darling	< 2.5
Number Events	> 5
p-parameter	$0.5 < p < 2.5$
K-parameter	> 0.01
c-parameter	< 0.1

4.6.2. Linear filter

A seismic response with a linear trend in time does not follow the MOL and therefore is not well-modelled. Noise from ore passes and misidentified blasts have a linear trend with regular intervals between events, are easily identified, and can be disregarded for the analysis. Figure 4.4 illustrates a well-modelled seismic response respecting the MOL (A) and a linear response (B) from the Eleonore mine seismic database. Once clusters respecting the MOL are identified in space and time, a plane can be fitted through them.

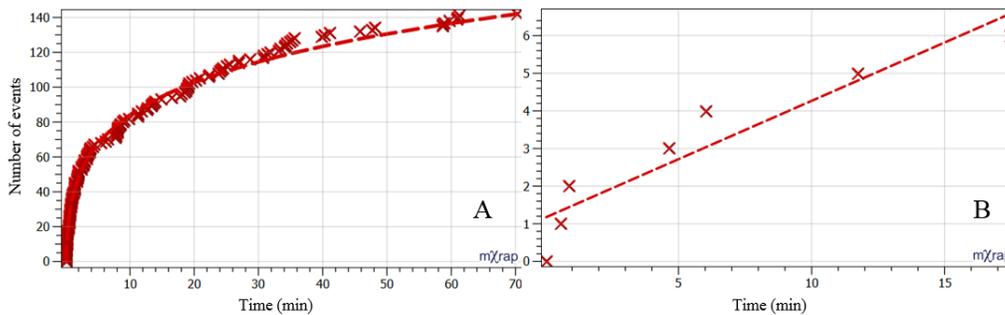


Figure 4. 4: Number of events through time plots from a well-modelled seismic response (A) and a linear response identified as noise (B) from the Eleonore mine's seismic database from mXrap.

4.7. Plane fitting methodology

Using a PCA (Principal Component Analysis) assessment, planes are fit through the identified clusters of seismic events. PCA fits a linear regression through the points cloud and minimizes the perpendicular distances from the data and the fitted model (Jolliffe, 1986). The coefficients for the first two components define vectors that form the basis of the plane. The third principal component is orthogonal to the first two and it defines the normal to the plane. The plane is the best 2D linear approximation of the data. The three axis components are fit to maximize variation in 3D space,

i.e., the primary axis always has the most variation. This is illustrated in Figure 4.5, where the plane is defined by the first component (red vector) and the second component (green vector). The third component is orthogonal to them (blue vector) and explains the least amount of variation in the data.

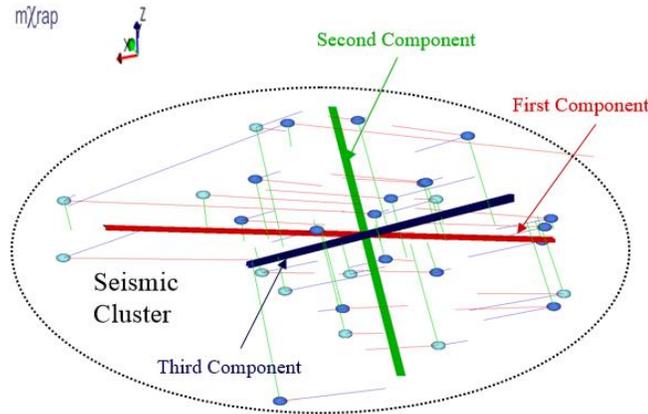


Figure 4. 5: Illustration of plane fitting through a seismic cluster using a PCA method.

A cluster can be represented by the three principal components using unit vectors. In the case of a cluster with a planar shape, the variance of the data should be strongly expressed by the first two components of the PCA analysis (Vectors red and green in Figure 4.5). Planarity was assessed in this paper by assuring that 80% of the variance in the cluster is explained by the first two components. The sum of the first two components is equivalent to the R-square.

4.8. Case Study – Eleonore mine

The Eleonore mine is used as a case study to investigate the main source mechanism of the seismicity. Eleonore is a relatively shallow mine, but seismicity is a geotechnical hazard that may be arguably attributed to a particular stress regime and complex geology. Therefore, the mine is a good case study to test the hypothesis that geological features represent a major seismic source mechanism.

4.8.1. General information

The Goldcorp Eleonore mine is located in the James Bay region in eastern Canada. The seismic database consists of 25,126 seismic events. The blast database consists of 258 production (stope) blasts located between 170 m and 800 m below the surface. The database period is from March 2016 to June 2017. The mine is divided in six mining blocks, called horizons; the four active horizons (H1 to H4) are illustrated in Figure 4.6. The mine is divided in two sectors: the upper mine and the lower mine. The upper mine is composed of horizons 1 to 4 and the lower mine is composed

of horizons 5 and 6. The orebody has a dip direction varying from east to northeast with a mean dip of 70° . Wacke and slightly metamorphized paragneiss are the principal lithologies. Dykes of conglomerate or pegmatite and four major faults cut the orebody in several locations (Lajoie, 2016). The mining method used at the Eleonore mine is longitudinal open stoping with production blasts of a few thousand tons on average.

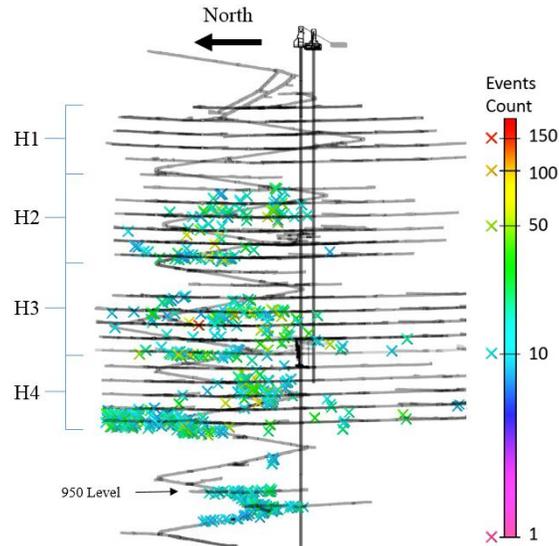


Figure 4. 6: Location of cluster centroid colored by number of events.

4.8.2. Seismic monitoring system

The seismic monitoring system is composed of 33 seismic sensors and was last updated in March 2016. Eleonore's seismic array is well spatially distributed. The inter-spacing at Eleonore mine is average in comparison with 24 other mines (Hudyma and Brummer, 2007), with location error typically less than 10 meters. The spatial bias from the array is considered to be without significance. The sensitivity of the seismic system is variable between horizons with an average sensitivity of -1.1 moment magnitude.

4.8.3. Structural campaign

A structural campaign was conducted in March 2017 at the Goldcorp Eleonore mine, during which 93 scanlines were performed, collecting more than 1000 discontinuities. Terzaghi weighting was used to consider the orientation bias inherent to scanline mapping (Terzaghi, 1965). The discontinuity orientations were also corrected for magnetic declination. The dip/dip direction convention is used in this paper. Figure 4.7 (Right) presents the results of the field campaign for the entire mine (4.7B), the upper mine (4.7E), and the lower mine (4.7G). A sub-horizontal set and several sub-vertical sets dominate. From stereonet analysis, it appears that the dominant sub-

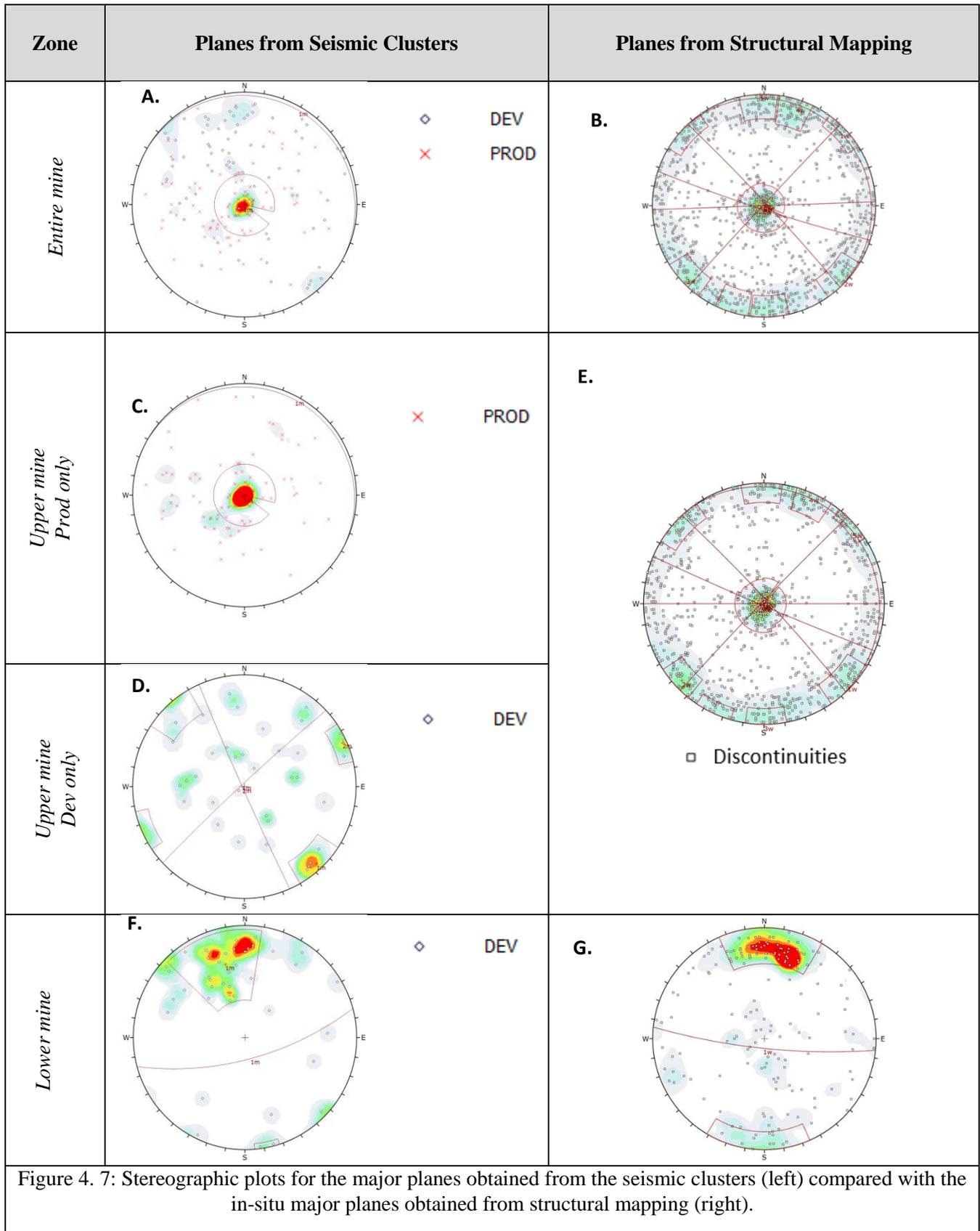


Figure 4. 7: Stereographic plots for the major planes obtained from the seismic clusters (left) compared with the in-situ major planes obtained from structural mapping (right).

horizontal set in the upper mine is absent in the lower mine. Furthermore, the sub-vertical discontinuities are less dispersed in the lower mine with a single major cluster dipping south. On that basis, the Eleonore mine was subdivided into two structural domains, the upper and lower mine.

4.9. Results

The results are presented in the following sections. Firstly, the results before and after filtering of the seismic data cluster analysis are presented. Blasting is a significant factor triggering seismic events (Vallejos and McKinnon, 2008). Therefore, the clusters were linked to production blasts (PROD) or development blasts (DEV) when possible. Secondly, using the PCA approach presented in section 4.7, planes are fitted through the clusters. The planes are then analyzed using a stereographic projection to determine the main cluster sets' orientations. The orientations are then compared with the in-situ structural joint sets' orientations obtained during the March 2017 structural campaign. Thirdly, a short discussion on the results is presented.

4.9.1. Spatial delineation and cluster filtering

4.9.1.1. Spatial delineation

The seismic events that occurred between March 2016 and June 2017 are grouped in clusters using the modified DBSCAB approach using the CVNN internal validation method proposed by Woodward *et al.* (2017a) and implemented on mXrap (Harris and Wesseloo, 2015). During the period studied, 514 clusters were identified encompassing 9609 seismic events. This represents 38.2% of all the seismic events during the period studied. Figure 4.6 shows the spatial distribution of the clusters' centroids in the mine. They are colored based on the number of seismic events per cluster. Among those clusters, 73.7% are in the hanging wall, 17.0% are located around the stopes and the others are in the footwall. The average number of events by cluster is 18, with a minimum of 3 and a maximum of 209.

No cluster was identified in Horizon 1 (H1 in Figure 4.6). This may be due to the weak sensitivity of the seismic array or/and a weaker seismic activity in this horizon. No production blast was done at the time of the investigation in H5 and H6. There is an inactive seismic gap or zone, without any identified clusters, between the bottom of H4 and the 950-level located 150 meters below it. This can be explained by the fact that the ramp above the 950 level was already developed in March 2016. In the lower mine, clusters were located mainly in the ramp and in the 950-level main drift (GRO), whereas in the upper mine, the clusters can be found in different drift types and around stopes.

From Figure 4.6, the seismicity at Eleonore mine seems to be mainly located in horizons 2 to 4, in the center and in the north of the orebody, and in the ramp under H4. This can be explained partly by the fact that most of the mining occurred in the center and in the north of the orebody during the period studied.

4.9.1.2. Cluster filtering

The clusters were filtered based on the methodology presented in sections 4.6.1 and 4.6.2. After filtering the 514 clusters identified, 292 clusters remained for the analysis. Only the well-modelled seismic responses respecting the MOL were kept. The time and location of production and development blasts are known. It is thus possible to link blasts with clusters based on the location and the time of occurrence. Clusters' centroid closer than 150 meters to a blast's centroid occurring roughly at the same time were linked together. Amongst the 292 clusters, 111 were linked to production blasts, 82 were linked to development blasts and 99 clusters were not linked to any blast. Only the 193 clusters linked to a blast type were kept for the following analysis.

4.9.2. Clusters' planes results

Planes were fitted through the clusters using a PCA analysis as presented in section 4.7. Using stereographic projections, the poles representing the orientation of each cluster planes was plotted and the main sets were identified and compared with the main sets identified during the in-situ structural mapping campaign done in March 2017 at the site.

4.9.2.1. Plane identification

Planes were modeled through the 193 seismic clusters filtered. Planarity was then assessed. Clusters were identified as planar by assuring that 80% of the variance is explained by the first two components of the PCA. Among the 193 clusters, 95.9% were identified as planar, leaving 185 clusters for the analysis. In summary, 107 and 78 planar clusters were associated to PROD and DEV blasts. Planes from the seismic clusters are presented on the left of Figure 4.7 for the entire mine (4.7A), the upper mine (4.7C and 4.7D), and the lower mine (4.7F).

In the case of the entire mine (4.7A) and upper mine (4.7C), a sub-horizontal set clearly dominates the dataset. The sub-horizontal set in the entire mine (4.7A) is composed of 96.4% of planes associated with production blasts (53 poles) and 3.6% planes associated with development blasts (2 poles).

Figures 4.7C and 4.7D show the upper mine (H1 to H4) cluster poles associated with production and development blasts. The sub-horizontal set dominates the cluster planes associated with production blasts, while the cluster planes associated with development blasts are defined by two sub-vertical sets oriented $88^{\circ}/246^{\circ}$ and $87^{\circ}/317^{\circ}$. In the upper mine, it seems that the seismic responses are different for a production blast than a development blast.

Figure 4.7F shows the lower mine (H5 to H6) cluster planes associated with development blasts. There is a clear distinction between the upper mine (H1 to H4) and the lower mine (H5 and H6) pole distributions. The sub-horizontal set and the two sub-vertical sets are absent in the lower mine. All the cluster planes in the lower mine are associated with development blasts. Among the clusters in the sub-vertical set, 80.8% (21 poles of 26) are located in the lower mine ramp with a mean orientation of $68^{\circ}/165^{\circ}$.

4.9.2.2. Comparison with the geotechnical campaign

As mentioned in section 4.3, a structural mapping campaign took place in March 2017 at the Goldcorp Eleonore mine. The dominant in-situ sets are presented on the right side of Figure 4.7: the entire mine (4.7B), the upper mine (4.7E), and the lower mine (4.7G).

A significant result is that a sub-horizontal set from the in-situ structural campaign is present in the upper mine and not in the lower mine. This result is in very good agreement with the cluster planes resulting from the seismic cluster analysis associated with production blasts. The planes associated with development blasts in the upper mine can also be associated with joint sets identified during the structural campaign. Only the ramp was mapped during the March 2017 campaign in the lower mine, therefore only the cluster planes in the ramp can be compared with the structural campaign results. The ramp cluster plane dominant set with a mean orientation of $68^{\circ}/165^{\circ}$ in the lower mine corresponds very well with the only set identified during the in-situ structural campaign with a mean orientation of $72^{\circ}/169^{\circ}$. Therefore, there is a good match between the sets identified from the cluster planes and the sets identified from the March 2017 structural campaign. It can be concluded that seismic responses after blasting at the Eleonore mine occur significantly along local jointing. The presented novel methodology and case study enable a quantitative means to assess mining seismicity source mechanism associated with in-situ geological structural features. However, this methodology would be highly dependent on the seismic acquisition system and the seismic data quality at the mine site.

4.9.3. Discussion

From the comparison between the planes from the seismic clusters and the in-situ joint sets identified during the structural campaign at Eleonore mine, the seismic responses to blasting seem to be controlled by local jointing. Based on preliminary numerical modelling results, it is believed that stoping generates a high stress concentration at the top and bottom of the mining blocks in the hanging wall (Guido, 2018). The higher stress concentrations in the hanging wall are associated with the mining sequence. Based on the seismic analysis presented in section 4.9.2, the high stress concentration is arguably leading to the slipping of sub-horizontal joints and then to seismic events, and therefore planar sub-horizontal seismic clusters.

The lower mine development blasts cluster analysis results seem to be more uniform than the upper mine development blasts results. This can be explained by the fact that ramping during the period studied was performed in a constant single direction, roughly north-south, for several rounds. After each development round, the stress was redistributed in the rock mass in the same manner, resulting in a seismic cluster with the same orientation. It leads to well identified seismic cluster planes that fit well with the local structural regime.

This methodology offers a quantitative path to a better understanding of the seismic source mechanism at a mine. It could enable better numerical model calibration for mining sequencing design. The combined methodology of clustering and plane fitting of seismic events could also be used as a rough estimation of joint sets and geological features' orientation associated to seismicity in mines. It should be used to complement the mining engineer's arsenal in improving mine design in challenging, seismically active mines.

4.10. Conclusions

The methodology for the delineation of seismic clusters in space and time based on the work of Woodward *et al.* (2017a, b, c) was presented and applied to the seismic data gathered at Eleonore mine between March 2016 and June 2017. Clusters were filtered to identify seismic responses well-modelled by the MOL and ensuring that noise from ore passes and misidentified blast that could have contaminated the seismic database were disregarded. During the period studied, 514 clusters were identified. Among the 514 clusters, 292 clusters remained for the analysis after filtering; 111 were linked to production blasts, 82 were linked to development blasts and 99 were not linked to any blast. Planes were fitted through the seismic clusters using a PCA approach. Valid seismic clusters were identified as planar in most of the cases (95.9%). The clusters (185) identified as

planar were kept for the analysis. The dip and dip direction of these planes were plotted using a stereographic projection to identify main cluster sets. Those results were then compared with the results of the in-situ structural campaign performed in March 2017 at the Eleonore mine.

Based on an original quantitative approach, it can be said that the local jointing at the Eleonore mine seems to be a controlling factor for seismic responses to blasting. It is believed that high stress concentration after production blasts results in slipping of the sub-horizontal joints thus leading to sub-horizontal seismic clusters in the upper mine. This understanding of the seismic source mechanism at the Eleonore mine will be used to calibrate numerical modelling to more adequately predict the rock mass response to mining. The presented novel methodology and case study enable a quantitative means to assess mining seismicity source mechanisms associated with in-situ geological structural features.

4.11. Acknowledgements

The authors thank Goldcorp for permission to publish this paper. The financial support of Goldcorp and the Fonds de Recherche du Québec (Nature et Technologie) is greatly appreciated. The assistance by personnel of Goldcorp Eleonore mine is also acknowledged, as is the mXrap consortium's provision of free academic access to mXrap.

5. Chapitre 5: Multivariate statistical analysis to investigate the seismic response to production blasting at Goldcorp Eleonore.

Jocelyn Tuleau^a, Martin Grenon^a, Carl Duchesne^a, Kyle Woodward^b and Pierre-Luc Lajoie^c

^a Université Laval, Quebec City, Quebec, Canada

^b Australian Centre for Geomechanics and the University of Western Australia, Perth, Australia

^c Goldcorp Eleonore Mine, Quebec, Canada

Publié au 52nd US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, ARMA, Seattle le 16 juin 2018.

Corresponding Author

Martin Grenon

martin.grenon@gmn.ulaval.ca

Tél: (418) 656-2131 poste 7478

5.1. Résumé

Le tir à l'explosif de chantier est un important facteur lié à la sismicité dans les mines. Les facteurs influençant la réponse sismique ne sont pas parfaitement compris. Les mines utilisent principalement le nombre d'évènements sismiques cumulés et les magnitudes associées, en négligeant souvent les paramètres géologiques et opérationnels. Une base de données comprenant plus de 83 tirs à l'explosif à la mine Éléonore a été complétée entre mars 2016 et juin 2017. Elle consiste en 78 paramètres allant des paramètres géométriques du chantier à la présence de structures géologiques. Une analyse par régression des moindres carrés partiels (PLS) a été utilisée avec la base de données afin d'identifier les facteurs contrôlant la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore. L'orientation des structures géologiques, la géométrie des chantiers ainsi que le patron de forage semblent être des facteurs majeurs contrôlant la réponse sismique aux tirs à l'explosif de production à la mine Éléonore.

5.2. Abstract

The blasting of mining stopes is an important driver for mine seismicity. The factors controlling seismic response are not well understood. Mines mostly rely on the number of events and associated moment magnitudes. Geological and operational parameters are often neglected although known to be potential seismic drivers. A database was created for more than 83 production blasts between 230 m and 800 m below the surface from March 2016 to June 2017 at the Goldcorp Eleonore mine. The database consists of 78 parameters defining spatial, temporal, mining, geometrical, geological, drill-and-blast, and temporal blast properties and their associated seismic response. A multivariate statistical analysis was conducted using the created database to better understand the key factors controlling the seismic response of the rock mass to production blasting. The geological structures' orientation and location relative to the stope, the stope geometry and the drilling pattern were identified as major factors contributing to induced seismicity at the Eleonore mine.

5.3. Introduction

Seismicity is defined as a stress wave resulting from inelastic deformation or failure in the rock mass (Hudyma *et al.*, 2002). It is widely accepted that there are two types of seismicity in mines. The first is seismicity that follows a stationary Poisson process, and is commonly called background seismicity. Background seismicity is mainly affected by local geology and tectonics. The second, induced seismicity, does not follow a stationary Poisson process and is directly connected to mining operations. This induced seismicity is controlled by factors including stress, geological structures or rock mass properties, and mining factors such as depth, production rate, and mining geometry. This induced seismicity is associated with formations of fractures at stopes' faces and movement on major discontinuities (Gibowicz and Kijko, 1994). Figure 5.1 illustrates the different source mechanism of induced seismicity in an underground mine environment (Hudyma *et al.*, 2003).

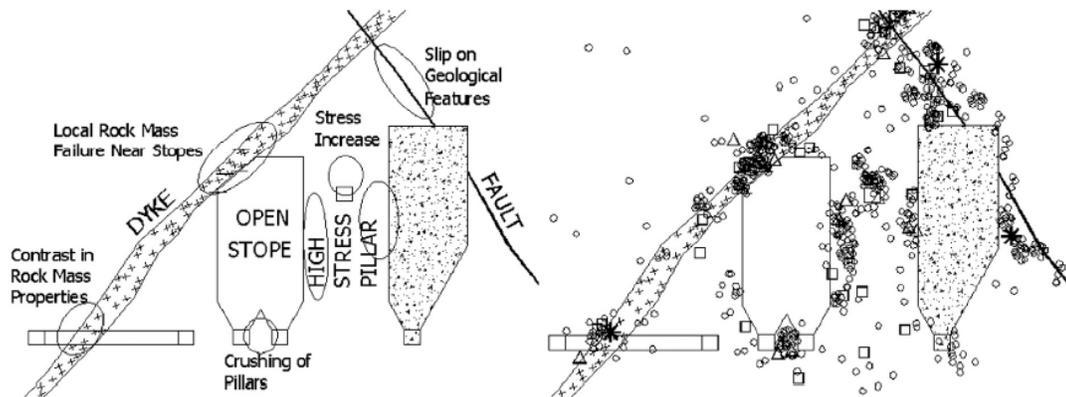


Figure 5. 1: Hypothetic open stope mining environment showing sources of seismicity (left) and seismicity typically associated with these sources (right) (Hudyma *et al.*, 2003).

It was shown that production blasting was a main source of induced seismicity in underground mines (Vallejos and McKinnon, 2008). To protect workers, re-entry protocols are used to restrict access to hazardous areas during a certain time after blasting until seismicity returns to background level. Current re-entry protocols in underground mines are based mostly on mining personnel experience (Vallejos and McKinnon, 2008), and is therefore subject to bias. The common practice consists of closing, for a certain time period, a certain mine area to minimize the mining personnel's exposure to risk. The time is commonly estimated with the cumulative events count or cumulative seismic released energy associated with an arbitrary threshold (Heal *et al.*, 2005; Vallejos and McKinnon, 2008; Potvin, 2009). These methods are based on past seismic activity after production blasts and do not look to identify the main factors driving the induced seismic responses.

In this paper, using a multivariate analysis, the correlation between different mining site parameters (inputs) and the seismic response (output) is looked at to identify the causative sources of seismicity after blasting at the Eleonore mine.

The seismic response is studied using two types of analyses. The first—the most common method used in mines to analyze seismic responses from blasting—is based on a search volume and time range around a blast location and time. In this paper, this method is called a spatial and temporal search parameters (STP) analysis. Therefore, the seismic response involves all seismic events during a certain time and at a certain distance around a blast. The second method uses a density-based clustering approach that does not consider a set distance and a set period around a blast for the analysis. This agrees with the findings of many authors who have observed that well-located seismic events exhibit strong spatial clustering (Leslie and Vezina, 2001; Dogde and Sprenke, 1992; Kijko *et al.*, 1993).

The seismic responses are then reported based on the number of events, the maximal magnitude of the seismic response, the total radiated seismic energy, the cumulative seismic moment and the median E_s/E_p ratio.

The impact of 78 parameters defining spatial, temporal, mining, geometrical, geological, drill-and-blast, and temporal blast properties on the seismic response after production blasting is assessed to identify the main factors leading to induced seismicity after production blasts at the Eleonore mine.

5.4. Case Study – Eleonore mine

The Eleonore mine is used as a case study to demonstrate the methodology developed to identify parameters controlling the seismic responses after production blasts.

5.4.1. General Information

The Goldcorp Eleonore mine is located in the James Bay region in eastern Canada. The mine is divided in six mining blocks called horizons, and the four active horizons (H1 to H4) are illustrated in Figure 5.2. The orebody dips north at 70°.

The orebody is composed of several discrete lenses. There are three main ore lenses (5010, 5050, and 6000), and they are subparallel to the main haulage drift (Lajoie, 2016). The mining method used is longitudinal open stoping with production blasts of a few thousand tonnes on average. Transversal open stoping was used at the beginning of the mine life. The stopes are 35 meters high and 6.3 meters wide on average. Length varies between 10 m and 48 m with a mean value of 28 m.

The average hanging wall dip is 78°. The drilling pattern mostly used at the mine is fanned drilling holes, but a dice 5 drilling pattern is also used.

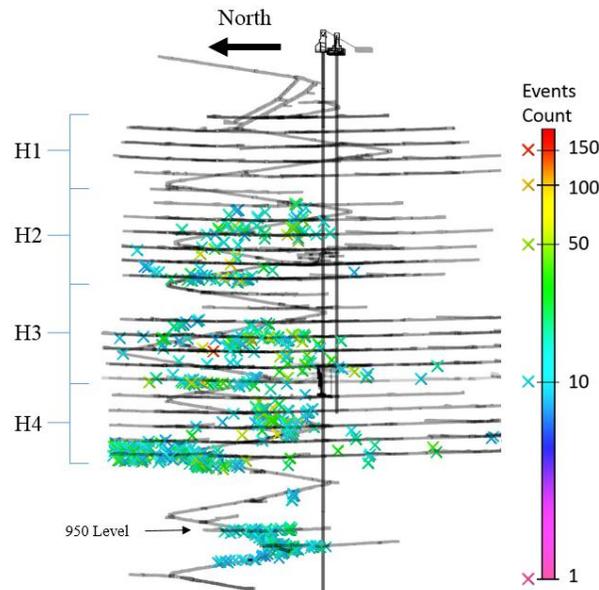


Figure 5. 2: Location of cluster centroids colored by number of events from mxrap at the Goldcorp Eleonore mine.

Wacke and slightly metamorphized paragneiss are the principal lithologies of the orebody (Lajoie, 2016). Dykes of conglomerate or pegmatite and four major faults cut the orebody. In this paper, only the sub-vertical fault FX01 and FX03 are looked at relative to the seismic responses. The faults' locations (FX01 and FX03) are shown in Figure 5.3 in a plan view of the 650-level at the Goldcorp Eleonore mine.



Figure 5. 3: Plan view of the faults' locations at the Goldcorp Eleonore mine 650-level (From Lajoie, 2016).

5.4.2. Seismic Monitoring System

The seismic monitoring system at the Eleonore mine comprises 33 seismic sensors consisting of accelerometers, geophones and a strong ground motion sensor. The following table shows the number of uni-axial and tri-axial sensors per horizon at the Eleonore mine.

Table 5. 1: Sensors distribution per horizon at the Eleonore mine.

Horizons	Uni-axial sensors	Tri-axial sensors
H1	2	0
H2	8	2
H3	8	3
H4	0	2
H5	4	3
H6	0	1

It was last updated in March 2016. Eleonore's seismic array is well spatially distributed. The inter-spacing at Eleonore mine is average in comparison with 24 other mines (Hudyma and Brummer, 2007) with location error typically less than 10 meters. Therefore, the spatial biases from the array is considered not significant. The sensitivity of the seismic system shows some variations between horizons, with an average sensitivity of -1.1 moment magnitude. The seismic system sensitivity in horizon one (H1) is limited and is less sensitive than in the other horizons, which could bias the analysis. Therefore, H1 was disregarded in the analysis. The seismic system recorded 25,126 seismic events between 170 m and 800 m below the surface from March 2016 to June 2017.

5.4.3. Geotechnical Campaign

A geotechnical campaign was conducted in March 2017 at the Goldcorp Eleonore mine, during which 93 scanlines were performed, collecting more than 1000 discontinuities throughout the entire mine. Terzaghi weighting was used to consider the orientation bias inherent with scanline mapping (Terzaghi, 1965). The discontinuity orientations were also corrected for magnetic declination. A sub-horizontal set and several sub-vertical sets were identified as dominant. The Q' index (Barton *et al.*, 1974) was calculated in the entire mine.

Equation 5.1: Q' Index

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

Where RQD is the rock quality index (Deere *et al.*, 1966), J_n is relative to the number of joint sets identified in the rock mass, J_r is the discontinuities rugosity parameter, and J_a is the discontinuities alteration parameter. The Q' index is measured on a logarithmic scale. A Q' close to zero represents a rock of poor quality. A Q' above 10 represents a rock of good quality. The following table shows

the results of the geotechnical campaign per horizon. Horizons 3 and 4 have similar quality indices, whereas H2 has slightly better quality index.

Table 5. 2: Q' results from the geotechnical campaign done in March 2017 at the Eleonore mine.

Q'	H1	H2	H3	H4
Minimum	2.8	1.7	0.5	0.3
Median	6.1	15.8	11.8	12
Maximum	33.3	44.4	33.3	33.3

5.5. Blast database

The blast database covers 83 final production blasts (stopes). They were mined between March 2016 and June 2017, at a depth ranging from 230 m to 800 m (H2 to H4 see figure 5.2) below surface at the Eleonore mine. The database was subdivided in two categories: the seismic response to the production blast (outputs) and stope design and field parameters (inputs).

5.5.1. Input Parameters

78 parameters defining spatial, temporal, mining, geometrical, geological, drill-and-blast, and temporal blast properties were used in the blast database as input parameters. The inputs of the database are presented in the Table 5.3. The parameters can be grouped in seven main categories: stope location, mining method, stope geometry, geological features, drilling and blasting parameters, geotechnical classification, and stresses. More details are given on some of these parameter groups in the following sections.

5.5.1.1. General Input Parameters

The location, stope geometry, drill and blast parameters were collected for the stopes between 230 and 800 meters below surface between March 2016 and June 2017. Figure 5.4 presents the most common drilling patterns at the mine. A dice 5 drilling pattern with parallel hanging wall drilling is referred to in this paper as a dice 5 layout, and a fanned drilling pattern with fanned hanging wall drilling is referred to as a fan layout. A 50-50 drilling pattern with drilling holes parallel to the hanging wall is referred as a 50-50 layout.

Table 5. 3: Parameters defining spatial, temporal, mining, geometrical, geological, drill-and-blast, and temporal blast properties.

Category	Parameters	Details
Location	X, Y, Z coordinates	Measured from the stope centroid
	Horizon	
	Vein	
	Level	
Mining	Mining Method	Transversal or longitudinal open stope, open stope at an intersection
	Gold grade	Mean
	Void associated with the development mining prior to blasting	
Stope geometry	Height	Vertical and in the dip direction
	Width	Min, mean, and max
	Length	
	Hanging wall dip	Min and mean
	Footwall dip	
Shape of the stope	Straight, undulating, regular and irregular	
Geological features	Distance	For faults FX01 and FX03
	Position of the structure relative to the stope.	For faults FX01 and FX03
	Geological structure closer than 10 m from a stope.	
Drilling	Stope drilling direction	Up, down, or up and down
	Open slot type	V-30, raise bore, or avocado
	Number of drilling sections	
	Spacing	
	Burden	
	Drilled meters	
	Drilling factor	Fan, Dice 5 or 50-50
Drilling pattern		
Blasting	Number of blast	
	Tonnage of the final blast	
	Powder factor	
	Volume blasted	
Geotechnical classification	Q' index	Min, median, and max
Stress	σ_1 ; σ_3 , $\sigma_1-\sigma_3$; $\Delta\sigma_1$, $\Delta\sigma_3$, $\Delta\sigma_1-\sigma_3$	At 10m, 15m and 20m from the Hanging wall

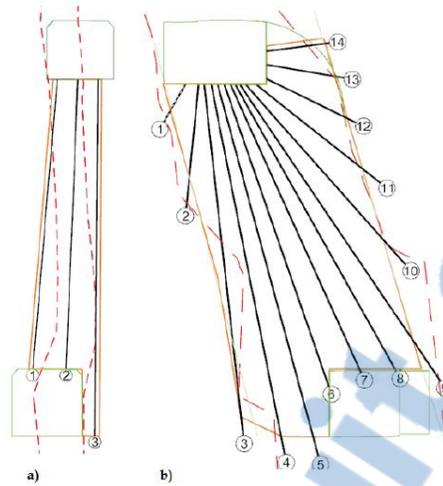


Figure 5. 4: (a) Dice 5 drilling pattern with parallel hanging wall drilling and (b) fanned drilling pattern with fanned hanging wall drilling (From Guido et al., 2017).

5.5.1.2. Geological Structures

Orientation and distance of the two main faults (FX01 and FX03) are investigated relative to the stope face. Their orientation relative to a stope can be perpendicular to the stope face or parallel to the stope hanging wall or footwall. The reader is referred to Figure 5.3 for more details on the position of the faults FX01 and FX03 relative to the stopes.

5.5.1.3. Q' index

The results from the geotechnical campaign are used with minimal, maximal and median Q' values per horizon in the blast database as presented in section 5.4.3 and in chapter 3.

5.5.1.4. Stress Input Parameters

For every production blast, mining-induced stresses and stress variations are evaluated through numerical modeling considering the mining sequence. A boundary element modeling package was used, Map3D (Wiles, 2017). It was observed that 74 % of the seismicity at the Eleonore mine was clustered in the hanging wall (Tuleau *et al.*, 2018). Figure 5.5 shows levels 440, 410 and 380 of H2 with seismic events (red dots) and a typical σ_1 variation after blasting. It can be seen that seismicity is not confined only around the stopes (red volumes). Therefore, the principal major and minor stress σ_1 and σ_3 , and the deviatoric stress $\sigma_1 - \sigma_3$ were calculated at 10, 15 and 20 meters in the hanging wall. The stress variations ($\Delta\sigma_1$, $\Delta\sigma_3$, $\Delta\sigma_1 - \sigma_3$) were also measured for σ_1 , σ_3 , and $\sigma_1 - \sigma_3$ and calculated at 10, 15 and 20 meters. The stress variation is the difference in stress at a given point before and after a production blast.

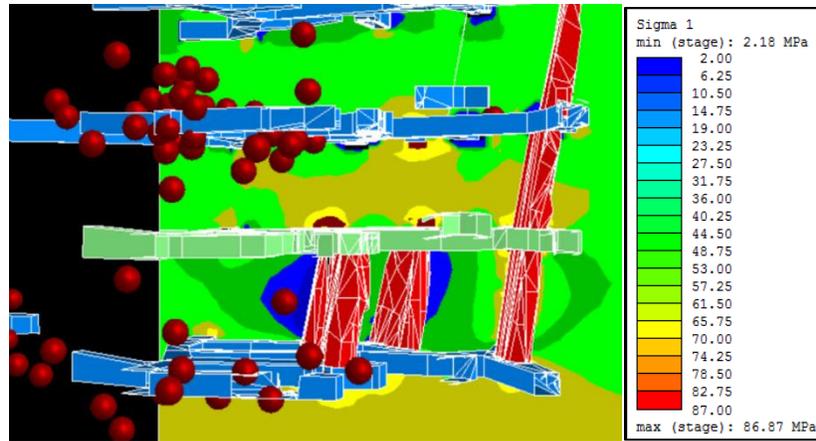


Figure 5. 5: Transversal vertical view of Horizon 2 with seismic events location (red dots) and stress distribution (σ_1) after a production blast.

5.5.2. Output Parameters

The seismic responses to blasting are characterized by the total number of seismic events, maximum magnitude, the total radiated seismic energy, the cumulative seismic moment and median E_s/E_p ratio and the number of clusters associated with each blast (only in the case of the clustering seismic response analysis). The seismic moment, the seismic energy, and the median ratio E_s/E_p are estimated from the spectral analysis of the seismic events (Glazer, 2016). The seismic response after a blast is assessed using four different STP analyses and a density-based clustering approach.

5.5.2.1. Spatial and Temporal Search Parameters Analysis Output

The STP analysis consists in grouping all the seismic events included within a user-defined research volume around a blast during a user-defined time period. This method is commonly used in underground mines, using the cumulative number of events as a re-entry protocol indicator after a production blast (Vallejos and McKinnon, 2008). In this paper, seismic responses are assessed using STP analysis with four sets of spatial and temporal search parameters. Table 5.4 presents the different STP analyses done to define the seismic response after production blasts.

Table 5. 4: Parameters defining the STP analyses done to define the seismic response after production blasts.

Research parameters	STP 1	STP 2	STP 3	STP 4
Spatial search parameter	60m	60m	100m	100m
Temporal search parameter	11h	23h	11h	23h

5.5.2.2. Clustering Approach Output

Woodward and Wesseloo (2015) showed that the STP analysis has some limitations. The analysis cannot take into account delayed and remote seismic responses to blasting. They describe four different seismic response types: local and immediate, remote and immediate, local and delayed, and remote and delayed seismic responses.

A delayed seismic response occurs sometime after the blast occurred and a remote response occurs some distance from a blast. Therefore, if the seismic response is outside the search area or starts after the research period of the STP analysis, the seismic response would not be considered for the analysis. Using a cluster methodology without prior assumption of the time and location of the seismic responses allows for the assessment of remote and/or delayed seismic response (Woodward and Wesseloo, 2015).

The spatial clustering approach also has the benefit of excluding events which are not related to the time-dependent failure process. In contrast, a traditional approach to STP analysis includes all seismic events inside the analysis period and research area, without considering if the seismic events are resulting from blasting or from the regional seismic activity. Unrelated events include background seismicity as well as erroneous events such as ore pass noise. The following flowchart shows the iterative methodology proposed by Woodward *et al.* (2017b) to spatially and temporally delineate seismic clusters.

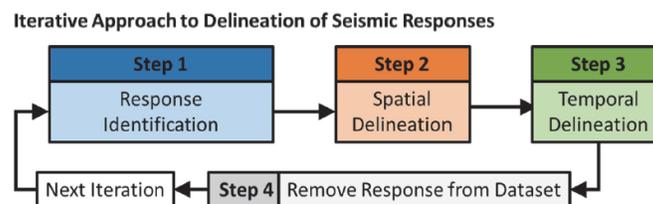


Figure 5. 6: The framework for response identification, spatial delineation, temporal delineation and response removal (Woodward *et al.*, 2017b).

For a detailed description of the clustering methodology applied at Eleonore mine, the reader is redirected to the paper by Tuleau *et al.* (2018).

Using the mXrap software (Harris and Wesseloo, 2015) and the density-based clustering approach proposed by Woodward *et al.* (2017a), 514 clusters were identified encompassing 9609 seismic events during the studied period. This represents 38.2% of all the seismic events during the studied period. Figure 5.2 shows the spatial distribution of the clusters' centroids in the mine. They are colored based on the number of seismic events per cluster. Among those clusters, 73.7% are in the

hanging wall, 17.0% are located around the stopes and the others are in the footwall. The average number of events per cluster is 18, with a minimum of 3 and a maximum of 209. For the analysis, 116 clusters linked to production blasts, encompassing 3787 seismic events, located in horizons 2, 3 and 4 were used. No clusters were identified in horizon 1 (H1 in figure 5.2). This may be due to the weak sensitivity of the seismic array or/and a weaker seismic activity in this horizon. During the period studied, no production blast took place below H4.

5.5.2.3. General output parameters

The seismic responses to blasting are defined by the total number of seismic events, maximum moment magnitude, the total radiated seismic energy, the cumulative seismic moment, median E_s/E_p ratio and the number of clusters associated with each blast (only in the case of the clustering seismic responses). They are estimated directly from the seismic system. They are the same for the STP analysis outputs and the clustering outputs and allow comparison between the two approaches.

The total number of seismic events is the number of seismic events of a seismic response detected by the seismic monitoring system and identified by an output method as such (for example the STP analysis or clustering approach in this paper).

The moment magnitude M_w is used to characterize the size of a seismic event and it is widely used in mines around the world (Gibowicz and Kijko, 1994). The moment magnitude M_w is defined by the following equation (Hanks and Kanamori, 1979).

Equation 5.2: Moment Magnitude

$$M_w = \frac{2}{3} \log M_o - 6.0$$

Where M_w is the moment magnitude and M_o is the seismic moment (Nm).

The cumulative seismic moment is the sum of all the seismic events' released moment. For seismologists, the seismic moment is the most reliable and useful measure of strength of a seismic event (Gibowicz and Kijko, 1994). Equation 5.3 shows how the moment M_o is calculated (Aki and Richards, 1980).

Equation 5.3: Seismic Moment

$$M_o = 4\pi\rho c^3 R \frac{\Omega_o}{F_c}$$

Where M_o is the seismic moment (Nm), ρ is the rock density (kg/m³), c is the velocity of the seismic wave in rock (m/s), R is the distance from the seismic source (m), Ω_o is the low frequency plateau

of the frequency spectrum of a seismic waveform, and F_c is an empirical radiation pattern coefficient.

The total radiated seismic energy is the sum of all the seismic events' released energy. The released energy of a seismic event can be calculated with the following Equation 5.4 (Gibowicz and Kijko, 1994).

Equation 5.4: Seismic Energy

$$E = 4\pi\rho cR^2 \frac{J_c}{F_c^2}$$

Where E is the radiated energy (joules), ρ is the rock density (kg/m³), c is the velocity of the wave in rock (m/s), R is the distance from the seismic source (m), J_c is the integral of the square of the ground velocity, and F_c is an empirical radiation pattern coefficient.

The median E_s/E_p ratio is the ratio of the S wave released energy to the P wave released energy. A seismic wave is composed of a P wave (compressive wave) and a S wave (shear wave). In the case of the fault slip, the ratio E_s/E_p is frequently superior to 10. In the case of non-shearing seismic event the ratio E_s/E_p is more in the range of 1 to 3 (Hudyma *et al.*, 2003). This ratio can be used to estimate the main source mechanism of the seismicity as presented in Figure 5.1. In the case where several seismic source mechanisms are responsible for the surge of seismic events, the ratio E_s/E_p is between 3 and 10.

All seismic source parameters presented are evaluated using input parameters characterised by uncertainty. For example, some calculation parameters, such as the rock density ρ and the wave velocity c in the rockmass, are taken as constant values even though the rock mass is not homogenous. Moreover, in the case of the E_s/E_p ratio, it is dependent of the number of tri-axial sensors in the array. Tri-axial sensors are able to record the entire wave form of a seismic event. Conversely, uni-axial sensors are able to fully record the entire wave form in only one direction. To have a good E_s/E_p ratio estimate, it is then essential to have a high number of tri-axial sensors well spatially distributed in the mine. There are 10 tri-axial sensors well distributed between the horizons of interest at the Eleonore mine (Table 1). Therefore, the E_s/E_p ratio estimates are arguably not affected by the mine seismic array. This must be kept in mind when using seismic source parameters in further analysis.

5.6. Partial least squares analysis

The Partial Least Squares regression (PLS regression) is used in this paper for multivariate analysis of the stope-blast dataset. PLS is a multivariate regression technique developed and improved by

Herman Wold in 1966 (Wold, 1966). This method is popular in fields ranging from marketing to chemistry and engineering (Duarte *et al.*, 2010). PLS is used to model a complex multivariate linear relationship between observed and latent variables. An observable variable can be observed and directly measured (Dodge, 2006). Latent variables in statistics are variables that are not directly observed but are rather inferred through a mathematical model from other variables that are observed. In its simplest form, a PLS model extracts linear relationships between the dependent variable Y (in this paper, the seismic responses are presented in part 5.5.2.) and the regressor variables Xs (78 parameters in this paper presented in Table 5.2). The PLS latent variable model structure can be reorganized and shown as a linear model:

Equation 5.5: PLS linear model

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + \dots + b_nX_n$$

Where Y is the seismic responses, b_i are regression coefficients of the linear model, and Xs are the different analysis parameters. The descriptive parameters, such as drilling pattern or mining method, were parameterized by making them active categorical variables. The matrix of each descriptive parameter is replaced by the corresponding dummy-matrix. Categories are then analyzed as they were distinct variables. The main downside of this method is it increases the number of variables and it does not provide any information about the role of the categorical parameter as a whole (Russolillo and Lauro, 2011).

A PLS model will try to find the multidimensional direction in the X space that explains the maximum multidimensional variance direction in the Y space (Tabachnick and Fidell, 2007). This method is useful when many variables are involved, and high collinearity exists between the different variables. No assumptions are needed regarding the measurement scale or the indicators' distribution. This method is slightly different from a principal component analysis (PCA) and it can deal with missing data points (Abdi *et al.*, 2016). A PLS approach is used in this paper to identify the main factors contributing to seismicity at the Eleonore mine.

The following section presents the results of the PLS analysis relating the stope design and field parameters (inputs) and the seismic responses (outputs) after production blasts at the Eleonore mine.

5.7. Results of the PLS Analysis

Using PLS, the driving factors contributing to the induced seismicity at the Eleonore mine after production blasts were identified. R-square values were used to evaluate how close the data were to the fitted regression line and thus the output parameters.

Table 5.5 shows the variance explained for individual output parameters and grouped output parameters. The input parameters explain between 21% and 26% of the total variance of the output parameters for every seismic analysis method used. The input parameters explain between 10% and 46% of the variance of the individual output parameters.

Table 5. 5: R-square results per output parameters for the four different STP analyses and the clustering approach after production blast (with higher values per method in bold).

Output parameters	Cluster	STP 1	STP 2	STP 3	STP 4
Number of events	0.25	0.33	0.27	0.36	0.26
Number of clusters	0.20	-	-	-	-
Maximal moment magnitude	0.21	0.10	0.18	0.13	0.19
Total seismic moment	0.16	0.27	0.32	0.25	0.27
Total seismic energy	0.24	0.24	0.23	0.31	0.31
Es/Ep ratio	0.46	0.13	0.10	0.26	0.26
Total	0.24	0.21	0.22	0.26	0.26

The correlations between the input parameters and each of the output parameters are presented separately for each analysis method (the clustering approach and the four STP analyses). A comparison of the different output methods' results is then presented, followed by a discussion of these results.

5.7.1. Cluster Method Results

Except for the Es/Ep ratio, the output parameters correlate well with each other.

The parameters positively correlated with the output parameters (number of events, number of clusters, maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) are the following:

- A fault (FX01 or FX03) parallel to the footwall.
- The stope length (min, mean and max).
- Drilling pattern (50-50).

No parameters were positively correlated with the Es/Ep ratio.

The parameters negatively correlated with the output parameters (number of events, number of clusters, maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) are the following:

- The fault FX01 is far and perpendicular to the stope.

- Drilling pattern (fan).

The parameters negatively correlated with the E_s/E_p ratio are the following:

- The fault FX03 is parallel to the stope hanging wall.
- The presence of a fault and the distance between the fault and the stope.
- The Z coordinate.

The different parameters correlated with the seismic responses can be grouped in different categories:

- Structural (orientation of the fault to the stope and distance to the stope).
- Stope geometry (length).
- Drilling pattern.

5.7.2. STP 1 (11h-60m) Results

The output parameters correlate well with each other with the exception of the E_s/E_p ratio.

The parameters positively correlated with the output parameters (number of events, maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) are the following:

- A fault (FX01 or FX03) parallel to the footwall.
- The stope length and minimum hanging wall dip.
- Drilling pattern (50-50).

The parameter positively correlated with the output parameter E_s/E_p ratio is:

- Tonnage.

No parameters were negatively correlated with the output parameters (number of events, maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment).

The parameters negatively correlated with the output parameter E_s/E_p ratio are the following:

- Stress variations of σ_1 and σ_3 at 10, 15 and 20 meters.
- The fault FX01 perpendicular to the stope.
- Q' indexes (min, median, max).
- Z coordinate.

The different parameters correlated with the seismic responses can be grouped in different categories:

- Structural (orientation of the fault to the stope).
- Stope geometry (length, and hanging wall dip).
- Stress variations.

- Drilling pattern.

5.7.3. STP 2 (23h-60m) Results

The outputs correlate well with each other with the exception of the E_s/E_p ratio and the number of events.

The parameters positively correlated with the output parameters (maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) are the following:

- The fault FX01 parallel to the footwall.
- A double lift open stope.

The parameters positively correlated with the number of events are:

- A fault (FX01 or FX03) parallel to the footwall.
- Stope tonnage.
- The stope length (min, mean and max).

No parameters were positively correlated with the E_s/E_p ratio.

The parameter negatively correlated with the output parameters (maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) is the following:

- When the only void in the stope before blasting is a drift.

The parameters negatively correlated with the number of events and the E_s/E_p ratio are the following:

- Stress variations of σ_1 and σ_3 at 10, 15 and 20 meters.
- The fault FX01 perpendicular to the stope face.
- Q' (min, median and max).
- Z coordinate.

The different parameters correlated with the seismic responses can be grouped in different categories:

- Structural (orientation of the fault to the stope).
- Stope geometry (length, and tonnage as proxy for the volume).
- Stress variations.
- The void in the stope before blasting.

5.7.4. STP 3 (11h-100m) Results

The outputs correlate well with each other with the exception of the maximal moment magnitude.

The parameters positively correlated with the output parameters (number of events, total radiated seismic energy, cumulative seismic moment and the E_s/E_p ratio) are the following:

- A fault (FX01 or FX03) parallel to the footwall.
- Minimal hanging wall dip.

The parameters positively correlated with the maximal moment magnitude are:

- The stope length (min, mean and max).
- Drilling pattern (50-50).

The parameters negatively correlated with the output parameters (number of events, total radiated seismic energy, cumulative seismic moment and the E_s/E_p ratio) are the following:

- Fan drilling pattern with drilling holes fanned to the hanging wall.
- The fault FX01 is far from the stope face.

The parameters negatively correlated with the maximal moment magnitude are:

- Stress variations of σ_3 at 10, 15 and 20 meters.
- The fault FX01 is perpendicular to the stope face.
- Q' (min, median and max).
- Z coordinate.

The different parameters correlated with the seismic responses can be grouped in different categories:

- Structural (orientation and distance of the fault to the stope).
- Stope geometry (length, and hanging wall dip)
- Stress variations.
- Drilling pattern.

5.7.5. STP 4 (23h-100m) Results

The outputs maximal magnitude, total radiated seismic energy and the cumulative seismic moment correlate well with each other. The number of events and the E_s/E_p ratio are not well correlated.

The parameters positively correlated with the output parameters (maximal moment magnitude, total radiated seismic energy and the cumulative seismic moment) are the following:

- The fault FX03 parallel to the footwall.
- The stope length (min, mean and max).
- Tonnage of the stope.

The parameters positively correlated with the output parameter number of events are:

- Tonnage of the stope.

- The fault FX01 is parallel to the footwall.

No parameter was positively correlated with the output parameter E_s/E_p ratio.

The parameters negatively correlated with the output parameters (maximal moment magnitude, total radiated seismic energy, and the cumulative seismic moment) are the following:

- The fault FX03 is parallel to the stope hanging wall or perpendicular to the stope face.
- Distance of the FX01 fault from the stope.

The parameter negatively correlated with the number of events is the following:

- Fault FX01 is perpendicular to the stope face.

The parameters negatively correlated with the E_s/E_p ratio are the following:

- Stress variations of σ_3 at 10, 15 and 20 meters in the hanging walls.
- Q' (min, median and max)
- Z coordinate.

The different parameters correlated with the seismic responses can be grouped in different categories:

- Structural (orientation of the fault to the stope).
- Stope geometry (length, and tonnage as proxy for the volume).
- Stresses variation.

5.8. Results Summary

The five seismic response analysis methods give similar results, particularly for the maximal moment magnitude, the total radiate seismic energy, cumulative seismic moment and the number of events. The main factors that correlate to seismicity at the Eleonore mine after a production blast are:

- Positive correlation:
 - Fault parallel (FX01 or FX03) to the stope footwall.
 - Stope length and the dip of the hanging wall.
 - Drilling pattern (50-50).
 - Stope tonnage.
- Negative correlation:
 - Distance to the FX01 fault.
 - The fault FX01 is perpendicular to the stope face.
 - Drilling pattern (Fan).

The E_s/E_p ratio seems to be controlled by other factors than the other output parameters. No parameter seems strongly positively correlated with the E_s/E_p ratio. However, geological structures are slightly positively correlated with the E_s/E_p ratio. E_s/E_p ratio is negatively correlated with stress variations (mainly in σ_3), the fault FX01 is perpendicular to the stope face, the depth (Z coordinate) and Q' indexes.

Regarding the different STP analyses, a long search period (23h instead of 11h) seems to show that the number of events is controlled by different factors than the maximal moment magnitude, total moment and total energy. A shorter period of time (11h instead of 23h) shows that the output parameters correlate more with each other.

5.9. Discussion

A discussion is made of the main findings and their significance for the Eleonore mine to mitigate the seismic hazard after a production blast.

Regarding individual parameters, it was found that the parameters linked to seismicity, in terms of number of seismic events, maximal moment magnitude, the total radiated seismic energy and the cumulative seismic moment at the Eleonore mine, are mainly the geological structures, the length and dip of the stope, the drilling pattern and to a certain extent the tonnage of the stope.

The geological structures are a main factor of seismicity at the Eleonore mine. Indeed, it was shown that a fault parallel to the footwall was positively correlated with higher seismicity. In contrast, a fault perpendicular to the stope face was correlated with less seismicity. These results agree with the results obtained by Tuleau *et al.* (2018). They showed that local jointing was a main driver of seismicity at the Eleonore mine after production blasts. Geological features (faults and local jointing) are major factors contributing to seismicity at the Eleonore mine.

A high correlation with seismicity was observed for the stope length and the minimal hanging wall dip. A larger stope is arguably associated with a larger blast and a more important stress redistribution and therefore associated with higher seismicity. The height and the width of the stope are quite constant due to the mining method. Therefore, the volume of a stope and its tonnage are controlled mainly by the length of the stope. The dip of the hanging wall also has a slight effect on the stope height.

It is worth noting that the stress input parameters do not correlate well with the seismic output parameters, except for the E_s/E_p ratio. The stress seems to be indirectly correlated with the geological features and the stope geometry, but not directly with the seismic output parameters. This may be explained by the fact that the induced stress was only investigated in the hanging wall

at three different locations (at 10, 15 and 20 meters from the stope boundary). This approach does not seem to be representative of the expected correlation between stress and seismicity at the Eleonore mine. It could be argued that the stress evaluation method selected in the numerical model was not the most adequate for evaluating the extent of the stress redistribution zone, as it focused more on changes at some established location pertinent to investigate stope dilution.

Different drilling patterns and drilling hole directions seem to be associated with different levels of seismicity. A 50-50 layout is associated with higher seismicity, while a fan layout is associated with lesser seismicity. A 50-50 drilling pattern is almost always used with holes parallel to the hanging wall (7 cases out of 8); a fan layout is not the most common method (13 cases out of 83). The most common method used at the Eleonore mine is a dice 5 layout (33 cases out of 83). This result does not seem to be associated with the mining methods (longitudinal, transversal or at an intersection) as initially suspected. Therefore, using a fan layout appears to be associated with lower seismicity at the Eleonore mine. More research needs to be done to understand these results.

The E_s/E_p ratio seems to be controlled by different factors when compared to the other output parameters. The median E_s/E_p ratio can be used to identify the seismic mechanism of the seismic responses (Boatwright and Fletcher, 1984; Hudyma *et al.*, 2003). The E_s/E_p ratio was better correlated in the case of the clustering approach. Indeed, 46% of the E_s/E_p ratio variance is explained by the input parameters using the clustering approach. None of the STP analyses obtained such a result (See Table 5.5). This may be explained by the fact that each cluster should in theory represent a unique seismic source mechanism (Hudyma *et al.*, 2002). Whereas during an STP analysis, the background seismicity dilutes the E_s/E_p ratio ability to derive a source mechanism.

The E_s/E_p ratio seems to be controlled positively by geological structures and negatively by the Q' index, the depth (Z) and stress variations. If the seismic response is the result of the slipping along a fault, the S-wave energy should be higher than the P-wave energy, resulting in a higher E_s/E_p ratio. Q' index values is negatively correlated with the E_s/E_p ratio. The Q' indexes are rounded off by horizon. It was shown in Table 5.2 that horizons 3 and 4 have higher Q' index values than horizon 2. Therefore, the Q' index can be a proxy for depth and higher stress. This arguably explains why the Q' index is so well correlated with the depth (Z coordinate) and stresses. In the case where the seismicity is controlled by stress variation and the Q' index, the P-wave energy should be higher than the S-wave energy, resulting in a smaller E_s/E_p ratio. Therefore, the results for the E_s/E_p ratio are aligned with the literature (Boatwright and Fletcher, 1984; Hudyma *et al.*, 2003), in which it is shown that the E_s/E_p ratio is positively correlated with the geological structures and negatively correlated with stress.

The cumulative seismic moment and maximal moment magnitude are very well correlated. That can be explained by the fact that the moment magnitude is calculated using the seismic moment (See Equation 5.2). The maximal moment magnitude should encompass most of the moment and therefore be very close to the cumulative seismic moment. Seismic energy is positively correlated with the moment. The R-square results in Table 5.4 are indicating that the seismicity resulting from a production blast is related indistinctly to the cumulative seismic moment or the total radiated seismic energy. The search distance seems to affect the cumulative seismic moment and the total radiated seismic energy in an opposite way.

The differences between the various STP analysis output parameters can be explained. A certain amount of time after the blast, the number of seismic events is no longer controlled by the blast but is dominated by background seismicity. This is arguably illustrated in Table 5.5, for the number of events, where the blast input parameters explain less of the variance when the time interval is greater (STP 2 and 4). Conversely, the maximal magnitude, cumulative seismic moment and total radiated energy are strongly associated with a short time period during or shortly after the blast. Therefore, time has little influence on them in comparison with the number of events. Therefore, if the number of events is used as the re-entry criteria, the STP analysis search period should not be too long after the blast.

A limitation of the presented analysis is the relatively low R-square results, indicating that other factors not included in the current database have an impact on seismicity. The following uncertainties inherent in geomechanical analysis are certainly affecting the results: variability in geomechanical data, variability in geotechnical calculations, variability in seismic observations, uncertainty in seismic parameters and uncertainty in stress modelling. Nonetheless, the input parameters can explain an important amount of the variance and can clearly improve our understanding of the mine-induced seismicity at Eleonore.

5.10. Conclusion

The objective of this paper was to identify the main factors contributing to the seismicity after production blasts at the Eleonore mine. A blast database was created with 83 final production blasts between 230 m and 800 m below surface at the Eleonore mine between March 2016 and June 2017. The blast database includes 78 input parameters, representing stope design and field parameters, and seismic responses to production blasts at the Eleonore mine. The input parameters, shown in Table 5.3, were collected from each blast, consisting not only of location, geometric, mining, drill and blast parameters, but also including geological structures, mining induced stress and Q' index values per horizon. The seismic response was defined by the number of seismic clusters, total

number of seismic events, the maximal moment magnitude, the cumulative seismic moment, the total radiated seismic energy and the median E_s/E_p ratio. The seismic response was looked at from two perspectives: the density-based clustering approach developed by Woodward *et al.* (2017a and 2017b) on the mXrap platform (Harris and Wesseloo, 2015), and STP analysis. STP analysis was done with four different combinations of temporal and spatial criteria around a blast centroid. A PLS approach was used to look at the correlations between the different input parameters and seismic responses at the Eleonore mine after production blasts.

The main identified drivers of seismicity at the Eleonore mine are the geological structures, the stope dimensions and the drilling pattern. Unexpectedly, induced stresses did not seem to be strongly correlated with the seismic responses.

The E_s/E_p ratio seems to be controlled by different factors than those affecting the other output parameters. The output parameters (total number of seismic events, the maximal moment magnitude, the cumulative seismic moment, and the total radiate seismic energy) are, on the other hand, well correlated.

Eleonore mine can use these results to complement re-entry protocols. This represents an improvement to the site's toolbox for mitigating seismicity hazard and hence improve risk management while optimizing mining productivity.

5.11. Acknowledgements

The authors thank Goldcorp for permission to publish this paper. The financial support of Goldcorp and the Fonds de Recherche du Québec (Nature et Technologie) is greatly appreciated. The assistance by personnel of Goldcorp Eleonore mine is also acknowledged, as is the mXrap consortium's provision of free academic access to mXrap.

6. Chapitre 6 : Conclusion

6.1. Sommaire

Les gisements avec de hautes teneurs proches de la surface sont presque tous exploités. Les minières doivent donc exploiter des gisements plus en profondeur afin d'être économiquement viables. L'augmentation de la profondeur est associée à une augmentation des contraintes et de la sismicité. Il a été démontré qu'il y avait une forte corrélation entre les tirs à l'explosif de production et la sismicité dans les mines canadiennes (Vallejos et McKinnon, 2008). La sismicité est associée avec des pertes et des retards de production. Elle constitue également un facteur de risque pour le personnel minier. Les méthodes actuelles d'analyse de la sismicité ne cherchent pas à expliquer le mécanisme source de la sismicité ni les paramètres opérationnels et géomécaniques associés avec les réponses sismiques aux tirs à l'explosif de production. Les mines utilisent actuellement principalement le nombre d'évènements sismiques cumulés et les magnitudes associées, en négligeant souvent les paramètres géologiques et opérationnels pour définir le risque sismique. Une meilleure compréhension des mécanismes sources de sismicité, ainsi que les paramètres opérationnels et géomécaniques principaux associés à la réponse sismique permettrait aux minières de mieux planifier leurs travaux miniers et ainsi amoindrir les impacts sur la production tout en maximisant la sécurité des travailleurs sous terre. L'objectif principal de ce mémoire était d'identifier si les structures géologiques étaient associées à un mécanisme source principal de la sismicité (chapitre 4) et les facteurs opérationnels et géomécaniques contribuant à la sismicité après un tir à l'explosif de production (chapitre 5) à l'aide de méthodes statistiques à la mine Éléonore.

Le deuxième chapitre a décrit le cas d'étude : la mine Éléonore. La mine est en transition vers une mine peu profonde sous faibles contraintes à une mine sous hautes contraintes et active sismiquement. La localisation de la mine à la Baie-James a été présentée, ainsi que les réserves et les ressources minérales. La méthode de minage, la géologie et le système sismique ont aussi été présentés. Les données sismiques ont été collectées en juin 2017. Elles englobent les données allant de mars 2016 à juin 2017. Cette période a été sélectionnée, car le système sismique n'ayant pas changé, l'estimation de la localisation des évènements sismiques et de leurs paramètres sources était stable. La base de données d'évènements sismiques durant cette période a été nettoyée afin de s'assurer qu'elle n'ait pas été contaminée par du bruit provenant des chutes à minerai ou de tirs à l'explosif non identifiés. Les modifications apportées à la base de données des tirs à l'explosif de production ont été détaillées dans ce chapitre. Les ajouts incluent l'association des réponses sismiques, l'index de la qualité du massif rocheux Q' ainsi que l'état de contraintes induites

calculées avant et après tir à l'explosif de production. La redistribution des contraintes induites a été modélisée lors des travaux de ce mémoire dans pour chantier en production (dans l'horizon 1 à 4) à l'aide du logiciel de modélisation numérique Map3D (Wiles, 2017). Cette nouvelle base de données compilée a été utilisée dans son intégralité dans l'analyse statistique faite au chapitre 5.

Le troisième chapitre présentait la campagne géotechnique faite en mars 2017 à la mine Éléonore. Plus de 1000 discontinuités ont été cartographiées par les 93 traverses réalisées. La méthode suivie ainsi que le matériel utilisé ont été présentés. La campagne a permis d'identifier quatre familles principales de discontinuités ainsi que le calcul de l'indice Q' . Une famille est subhorizontale et trois familles sont subverticales. Le Q' calculé à la mine Éléonore est compris entre 0,3 et 133, ce qui correspond à une qualité de roche estimée entre très mauvaise et extrêmement bonne, respectivement. À l'exception de l'horizon 1, la valeur médiane Q' calculée pour chaque horizon indique un massif rocheux de bonne à très bonne qualité. En termes de valeurs médianes de Q' , les résultats de la mine inférieure et supérieure sont similaires. La seule différence significative entre la mine inférieure et supérieure est la présence de la famille subhorizontale dans cette dernière et non dans la première. De plus, la foliation semble plus marquée dans la mine inférieure que dans la mine supérieure. La mine peut donc raisonnablement être divisée en deux domaines structuraux.

Le quatrième chapitre présentait les résultats testant l'hypothèse selon laquelle un mécanisme source principal de la sismicité après tir à l'explosif de production est lié aux structures géologiques locales. Pour ce faire, une nouvelle méthode quantitative a été développée. La méthode permet d'identifier, de délimiter et de caractériser la réponse sismique après un tir à l'explosif. Les événements sismiques ont été délinés en groupe (« clusters ») et liés à un tir à l'explosif de production ou de développement. L'analyse combinée des résultats de regroupement de la nouvelle méthode quantitative et des familles de discontinuités identifiées au chapitre 3 montre que la rupture le long de la famille principale subhorizontale à la mine Éléonore semble être un facteur contrôlant la réponse sismique après un tir à l'explosif. Il est raisonnable de penser, sur la base des résultats préliminaires de modélisation numérique (Guido, 2018), que la concentration des contraintes en haut et en bas de la séquence de minage crée un glissement le long des discontinuités de la famille subhorizontale résultant en des groupes d'événements sismiques subhorizontaux. Cette compréhension du mécanisme source de la sismicité à la mine Éléonore après un tir à l'explosif sera utilisée afin de mieux calibrer le modèle numérique de la mine et ainsi mieux planifier les futurs travaux miniers.

Le cinquième chapitre présentait les résultats de l'analyse d'identification des principaux facteurs opérationnels et géomécaniques contrôlant la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore. Les facteurs principaux contrôlant la réponse sismique à la mine Éléonore après les tirs à l'explosif de production ont été identifiés par une analyse par moindres carrés partiels (PLS). Pour ce faire, les 78 paramètres définissant les propriétés spatiales, temporelles, géométriques, géologiques, de forage, de contraintes, géotechniques, etc. compilés dans une base de données modifiée ont été utilisés. Les structures géologiques majeures (failles), la géométrie du chantier en termes de longueur et de pendage minimal de l'éponte supérieure, ainsi que le patron de forage sont les facteurs principaux identifiés par l'analyse. Les contraintes et variations de contraintes dans l'éponte supérieure après un tir à l'explosif de production n'ont pas montré de fortes corrélations avec les réponses sismiques. La mine Éléonore peut utiliser ces résultats pour compléter son protocole de réentrée après un tir à l'explosif de production. Cette méthode permet d'améliorer la boîte à outil disponible dans les mines pour mitiger le risque sismique tout en améliorant la production après un tir à l'explosif de production.

Les résultats obtenus dans ce mémoire permettent d'affirmer que les structures géologiques, telles que les familles principales de discontinuités et les failles subverticales FX01 et FX03, contrôlent une partie de la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore. La géométrie du chantier ainsi que le patron de forage sont aussi des facteurs contribuant à la sismicité après un tir à l'explosif. Cette meilleure compréhension du mécanisme source de la sismicité et des paramètres opérationnels et géomécaniques contrôlant la réponse sismique à la mine Éléonore après un tir à l'explosif de production lui permet de mieux planifier les travaux de minage. Elle peut donc atténuer le risque sismique pour mieux protéger ses travailleurs, et limiter les pertes et retards de production. Ces résultats permettront d'aider la mine Éléonore à mieux planifier ses travaux durant sa transition d'une mine peu profonde à une mine sous hautes contraintes et active sismiquement.

6.2. Limitations du mémoire

Les analyses de données et les conclusions formulées dans le cadre de ce projet de recherche se basent uniquement sur les données récoltées durant la période de mars 2016 à juin 2017. Bien que l'étude de ces données puisse mener à des conclusions sur les mécanismes sources contrôlant la réponse sismique après les tirs à l'explosif de production à la mine Éléonore, il demeure que ce n'est qu'une courte période de temps et qu'un plus grand échantillonnage serait requis pour confirmer les suppositions et généraliser les conclusions. Il y a d'autres paramètres non inclus dans la base de données de tir à l'explosif qui contribuent à une partie de la sismicité. Par exemple, le

calcul des contraintes induites avec le logiciel de modélisation numérique n'a été fait que dans l'éponte supérieure des chantiers. Les mesures étant localisées seulement dans l'éponte supérieure, la contribution des contraintes induites à la réponse sismique après tir à l'explosif ne peut être évaluée qu'à cet endroit et ne peut pas être généralisée. De plus, les analyses faites dans ce mémoire ont d'autres limitations. Toute analyse faite avec des données sismiques doit être prise avec précaution. En effet, les méthodes développées sont dépendantes du système sismique et de la qualité des données sismiques utilisées. Les paramètres sources et la localisation des événements sismiques comportent de nombreuses incertitudes et dépendent d'hypothèses sur le massif rocheux tels le modèle des vitesses de dispersion, un module de rigidité constant, l'absence de vide dans le massif rocheux, etc. Le traitement effectué sur les données sismiques a aussi une influence sur la qualité des données.

6.3. Recommandations pour travaux futurs

La liste suivante présente différentes recommandations pour les travaux futurs :

- Confirmer les conclusions de ce mémoire en analysant les événements sismiques sur une plus longue période.
- Confirmer l'absence de la famille subhorizontale dans la mine inférieure à l'aide d'une nouvelle campagne géotechnique dans les horizons 5 et 6, une fois que ces derniers seront davantage développés.
- Compléter la base de données de tirs à l'explosif lorsque les horizons 5 et 6 seront en production, afin de s'assurer que les conclusions de l'analyse PLS valables dans la mine supérieure le soient aussi dans la mine inférieure.
- Étudier plus en détail les raisons de l'impact du patron de forage sur la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore.
- Quantifier les contraintes induites à de nouveaux emplacements, telles qu'à la base et au sommet des blocs de minage, plutôt qu'uniquement dans l'éponte supérieure. Cela permettra de conclure sur le rôle supposé des contraintes induites dans la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore.
- Réaliser une analyse ACP et multivariée à l'aide de la base de données de tir à l'explosif afin de confirmer les résultats de l'analyse PLS et mieux comprendre les facteurs géomécaniques et opérationnels influençant la réponse sismique après un tir à l'explosif de production à la mine Éléonore.

Références

- Abdi, H., Chin, W., Vinzi, V.E., Russolillo, G. et Trinchera, L., 2016, New perspectives in partial least squares and related methods, *Springer*.
- Aki, K. et Richards, P., 1980, Quantitative Seismology, Theory and Methods, *Vol. 1 WH Freeman and Co. New York*.
- Anderson, T. W. et Darling, D. A., 1954, A test of goodness of fit, *Journal of the American statistical association*, 49(268), 765-769.
- Associates, G., 2008, Site investigation report geotechnical study for the underground mine, *document interne Mine Éléonore*.
- Barton, N., Lien, R. et Lunde, J., 1974, Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support, *Rock mechanics*, 6(4), 189-236.
- Barton, N., et Choubey, V., 1977, The shear strength of rock joints in theory and practice, *Rock mechanics*, 10(1-2), 1-54.
- Bieniawski, Z.T., 1989, Engineering Rock Mass Classifications, *John Wiley & Sons*.
- Boatwright, J. et Fletcher, J.B., 1984, The partition of radiated energy between P and S waves, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 74(2), 361-376.
- Bohnenstiehl, D., Tolstoy, M., Dziak, R., Fox, C. et Smith, D., 2002, Aftershock sequences in the mid-ocean ridge environment: An analysis using hydroacoustic data, *Tectonophysics*, 354(1-2), 49-70.
- Brady, B.H.G. et Brown, E.T., 2006, Rock Mechanics for Underground Mining, *Kluwer Academic Publishers*, Third Edition.
- Brown, E. T., 2007, Block Caving Geomechanics: International Caving Study 1997-2004, *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland*.
- Cho, N., Tiampo, K., Mckinnon, S., Vallejos, J., Klein, W. et Dominguez, R., 2010, A simple metric to quantify seismicity clustering, *Nonlinear Processes in Geophysics*, 17(4), 293-302.
- Corthésy, R. et Leite, M.H., 2017, Mesures des contraintes in-situ - Mine Éléonore - Rapport final, *Bureau de la recherche et centre de développement technologique*, Polytechnique Montréal.
- Davis, S. D. et Frohlich, C., 1991, Single-link cluster analysis of earthquake aftershocks: Decay laws and regional variations, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 96(B4), 6335-6350.
- Deere, D., 1988, The rock quality designation (RQD) index in practice, *Rock classification systems for engineering purposes*, ASTM International.
- Deere, D., Hendron, A., Patton, F. et Cording, E., 1967, Design of surface and near-surface construction in rock, *The 8th US symposium on rock mechanics (USRMS)*.
- Disley, N., 2014, Seismic risk and hazard management at Kidd Mine, *The Proceedings of the Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining*, Australian Centre for Geomechanics, Perth.
- Dips Version 7.011, 2017, *Rocscience Inc.*, 90 pp. Toronto, ON, Canada.
- Dodge, D. A. et Sprenke, K. F., 1992, Improvements in mining induced microseismic source locations at the Lucky Friday mine using an automated whole-waveform analysis system, *Pure and applied geophysics*, 139(3-4), 609-626.
- Dodge, Y., 2006, The Oxford dictionary of statistical terms, *Oxford University Press on Demand*.
- Domingue, C., 2017, Modélisation 3D de l'écoulement de l'eau souterraine et évaluation de l'efficacité de différentes méthodes de cimentation pour la réduction d'infiltrations d'eau à la mine Éléonore, *33814 CaQQLA Mémoire M.Sc.*, Université Laval, Québec.
- Duarte, P., Raposo, M., Vinzi, V., Chin, W., Henseler, J. et Wang, H., 2010, Handbook of partial least squares: Concepts, methods and applications, *Springer Heidelberg*, Germany.
- Duncan, C. W., et Mah, C. W., 2005, Rock slope engineering: civil and mining, *Spon Press*, New York.

- ESG Solutions, 2017, Microseismic Knowledgebase ,*Site internet de ESG*, visité le 22/04/2017, <https://www.esgsolutions.com/technical-resources/microseismic-knowledgebase>.
- Ester, M., Kriegel, H. P., Sander, J. et Xiaowei, X., 1996, A density-based algorithm for discovering clusters in large spatial databases with noise, *Proceedings of 2nd International Conference on Knowledge Discovery and Data Mining (KDD-96)*, 2-4 Aug. 1996, Menlo Park, CA, USA.
- Falmagne, V., 2001, Quantification of rock mass degradation using micro-seismic monitoring and applications for mine design, *PhD Thesis*, Queen's University.
- Fréchette, C., Kreuh, M., et Fortin, A., 2015, The engineering, procurement and construction of the Éléonore project, *The conference of metallurgists*.
- Frohlich, C. et Davis, S. D., 1990, Single-link cluster analysis as a method to evaluate spatial and temporal properties of earthquake catalogues, *Geophysical Journal International*, 100(1), 19-32.
- Gasperini, P. et Lolli, B., 2009, An empirical comparison among aftershock decay models, *Physics of the Earth and Planetary Interiors*, 175(3-4), 183-193.
- Gibowicz, S. J. et Kijko, A., 1994, An introduction to mining seismology, *Elsevier*, Vol. 55.
- Glazer, S., 2016, Mine Seismology: Data Analysis and Interpretation, *Springer International Publishing*.
- Goldcorp, 2007, Le projet Éléonore : Rapport de développement durable, *document interne Mine Éléonore*.
- Goldcorp, 2007, Reserves et Ressources - June 30, 2016, *site internet de la Mine Éléonore*, visité le 22/04/2017, <https://www.goldcorp.com/portfolio/reserves-and-resources/default.aspx>.
- Golder Associates, 2008, Eleonore project site investigation report : Geotechnical study for the underground mine, document interne eMine Éléonore.
- Grenon, M., 2016, Essais de laboratoire - propriétés mécaniques, Mine Éléonore, *Laboratoire de Mécanique des Roches*, Université Laval.
- Grimstad, E. et Barton, N., 1993, Updating the Q-system for NMT, *Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete-Modern use of wet mix sprayed concrete for underground support*, Fagames, Oslo, Norwegian Concrete Association.
- Gross, S. J. et Kisslinger, C., 1994, Tests of models of aftershock rate decay, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 84(5), 1571-1579.
- Guido, S., 2018, *communication personnelle*.
- Guido, S., Grenon, M. et Germain, P., 2017, Stope performance assessment at the Goldcorp Eleonore mine using bivariate analysis, *AfriRock 2017, ISRM International Symposium*, Cape town, South Africa.
- Hadjigeorgiou, J. et Charette, F., 2009, Guide pratique du soutènement minier, *Association minière du Québec*.
- Hanks, T.C. et Kanamori, H., 1979, A moment magnitude scale, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 84(B5), 2348-2350.
- Harris, P. et Wesseloo, J., 2015, mXrap software, version 5, *Australian Centre for Geomechanics*, The University of Western Australia, Perth, Western Australia.
- Heal, D., Hudyma, M. et Vézina, F., 2005, Seismic hazard at Agnico-Eagle's Laronde mine using MS-RAP, *CIM Maintenance Engineering and Mine Operators Conference*, Sudbury, Canada, *Canadian Institute of Mining*.
- Hills, P. et Penney, A., 2008, Management of seismicity at the Beaconsfield Gold Mine, *Proceedings in 10th underground operators' conference*, Tasmania, pp. 157-170.
- Hirano, R., 1924, Investigation of aftershocks of the great Kanto earthquake at Kumagaya, *Kishosushi*.
- Hoek, E. et Brown, E. T., 1980, Underground excavations in rock, *CRC Press*, London.
- Hoek, E. et Diederichs, M. S., 2006, Empirical estimation of rock mass modulus, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 43(2), 203-215.

- Hoek, E., Grabinsky, M. et Diederichs, M., 1991, Numerical modelling for underground excavation design, *Institution of Mining and Metallurgy Transactions*, Section A, Mining Industry, 100.
- Hoek, E., Kaiser, P. K. et Bawden, W. F., 1995, Support of underground excavations in hard rock, *Rotterdam: AA Balkema*.
- Hudson, J. A., 1989, Rock mechanics principles in engineering practice, *Canadian Geotechnical Journal*, 27(3), 407-407.
- Hudyma, M. et Brummer, R., 2007, Seismic monitoring in mines-Design, operation, tricks and traps, *1st Canada-US Rock Mechanics Symposium*.
- Hudyma, M., Heal, D. et Mikula, P., 2003, Seismic monitoring in mines.–Old technology, new applications, *1st AGCM Conference*, Nov.
- Hudyma, M., Mikula, P. et Owen, M., 2002, Seismic Hazard Mapping at Mt. Charlotte Mine, *Proc. 5th NA Rock Mech. Symp.*, Toronto University of Toronto Press.
- Hudyma, M. R., 2008, Analysis and interpretation of clusters of seismic events in mines, *PhD Thesis*, University of Western Australia, Perth.
- Hutchinson, D. J. et Diederichs, M. S., 1996, Cablebolting in underground mines, *BiTech Publishers*.
- IRSM, 1978, International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field tests: Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences et Geomechanics Abstracts*.
- IRSM, 2007, International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field tests: Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences et Geomechanics Abstracts*.
- Jain, A. K., Murty, M. N. et Flynn, P. J., 1999, Data clustering: a review, *ACM computing surveys (CSUR)*, 31(3), 264-323.
- Jébrak, M. et Marcoux, É., 2008, Géologie des ressources minérales, *Ministère des ressources naturelles et de la faune*, p. 668.
- Jeffreys, H., 1938, Aftershocks and periodicity in earthquakes, *Gerlands Beitrage zur Geophysik*, 53(1-3), 111-139.
- Jolliffe, I. T., 1986, Principal component analysis and factor analysis, *Principal component analysis* (pp. 115-128): Springer.
- Kgarume, T., Spottiswoode, S. et Durrheim, R., 2010a, Deterministic properties of mine tremor aftershocks, *Pure and applied geophysics*.
- Kgarume, T., Spottiswoode, S. et Durrheim, R., 2010b, Statistical properties of mine tremor aftershocks, *Pure and applied geophysics*, 167(1-2), 107-117.
- Kijko, A., Funk, C. et Brink, A., 1993, Identification of anomalous patterns in time-dependent mine seismicity, *Rockbursts and Seismicity in Mines*, *Balkema, Rotterdam*, 205-210.
- Kisslinger, C. et Jones, L. M., 1991, Properties of aftershock sequences in southern California, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 96(B7), 11947-11958.
- Kriegel, H. P., Kröger, P., Sander, J. et Zimek, A., 2011, Density-based clustering, *Wiley Interdisciplinary Reviews: Data Mining and Knowledge Discovery*, 1(3), 231-240.
- Kwiatek, G., 2004, A search for sequences of mining-induced seismic events at the Rudna Copper Mine in Poland, *Acta Geophysica Polonica*, 52(2), 155-172.
- Lajoie, P.L., 2016, Programme de contrôle de terrain. Révision 2016, Goldcop Eleonore mine, *document interne*.
- Landry, A., 2015. Utilisation d'une approche photogrammétrie-DFN pour l'évaluation des conditions structurales du projet minier souterrain Éléonore, *Mémoire M.Sc.*, Université Laval, Québec.

- Leslie, I. et Vezina, F., 2001, Seismic data analysis in underground mining operations using ESG's Hyperion systems, *Proceedings of the 16th Quebec Mining Association Ground Control Colloque*.
- Lewis, P. A., 1961, Distribution of the Anderson-Darling statistic, *The Annals of Mathematical Statistics*, 1118-1124.
- Liu, Y., Li, Z., Xiong, H., Gao, X., Wu, J. et Wu, S., 2013, Understanding and enhancement of internal clustering validation measures, *IEEE transactions on cybernetics*, 43(3), 982-994.
- Malek, F. et Leslie, I., 2006, Using seismic data for rockburst re-entry protocol at INCO's Copper Cliff North Mine, *41st US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*.
- Marinos, P. et Hoek, E., 2000, GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation, *ISRM international symposium*, International Society for Rock Mechanics.
- Matthews, B. W., 1975, Comparison of the predicted and observed secondary structure of T4 phage lysozyme, *Biochimica et Biophysica Acta (BBA)-Protein Structure*, 405(2), 442-451.
- Mauldon, M., Dunne, W. et Rohrbaugh Jr, M., 2001, Circular scanlines and circular windows: new tools for characterizing the geometry of fracture traces, *Journal of Structural Geology*, 23(2-3), 247-258.
- MineDesign Engineering, 2017, Geotechnical Mapping and Site Characterization, *Document interne Mine Éléonore*.
- Mogi, K., 1962, On the time distribution of aftershocks accompanying the recent major earthquakes in and near Japan, *Bull. Earthq. Res. Inst., Univ. Tokyo*, 40, 107-124.
- Molchan, G. et Dmitrieva, O., 1992, Aftershock identification: methods and new approaches, *Geophysical Journal International*, 109(3), 501-516.
- NGI, 2005, Using the Q-system : Rock mass classification and support design, *Handbook, Norwegian Geological Institute*, Oslo.
- Nyffenegger, P. et Frohlich, C., 1998, Recommendations for determining p values for aftershock sequences and catalogs, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 88(5), 1144-1154.
- Ogata, Y., 1983, Estimation of the parameters in the modified Omori formula for aftershock frequencies by the maximum likelihood procedure, *Journal of Physics of the Earth*, 31(2), 115-124.
- Omori, F., 1894, On the after-shocks of earthquakes, *The Journal of the College of Science: Imperial University of Tokyo*, Vol. 7.
- Pahl, P., 1981, Estimating the mean length of discontinuity traces, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. Vol. 18. No. 3. Pergamon.
- Piteau, D., 1970, Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock, *South African Institute of Mining and Metallurgy*.
- Potvin, Y., 1988, Empirical Open Stope Design in Canada, *PhD Thesis*, University of British Columbia, Vancouver.
- Potvin, Y., 2009, Strategies and tactics to control seismic risks in mines, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 109(3), 177-186.
- Priest, S., et Hudson, J., 1976, Discontinuity spacings in rock, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences et Geomechanics Abstracts*, Vol. 18, No. 3, pp. 183-197, Pergamon.
- Priest, S., et Hudson, J., 1983, Discontinuity frequency in rock masses, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences et Geomechanics Abstracts*, Vol. 20, No. 2, pp. 73-89, Pergamon.
- Priest, S. D., 1993, Discontinuity analysis for rock engineering, *Springer Science et Business Media*.
- Ravenelle, J.F., 2013, Amphibolite facies gold mineralization: an exemple from the Roberto deposit, Eleonore property, James Bay, Québec, *Thèse PhD*, Université du Québec, Institut national de la recherche scientifique, Doctorat en sciences de la terre, 325 p.
- Read, J. et Stacey, P., 2009, Guidelines for open pit slope design, *CSIRO publishing*.

- Reasenber, P., 1985, Second-order moment of central California seismicity, 1969–1982, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 90(B7), 5479-5495.
- Reasenber, P. A. et Jones, L. M., 1989, Earthquake hazard after a mainshock in California, *Science*, 243(4895), 1173-1176.
- Rebuli, D. B. et Kohler, S. J., 2014, Using clustering algorithms to assist short-term seismic hazard analysis in deep South African mines, *Proceedings of the Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining*, Sudbury.
- Russolillo, G. et Lauro, C. N., 2011, A proposal for handling categorical predictors in pls regression framework, *Classification and Multivariate analysis for complex data structures (pp. 343-350)*: Springer.
- Sandy, M., Sharrock, G., Albrecht, J. et Vakili, A., 2010, Managing the transition from low stress to high stress conditions, *Proceedings Second Australasian Ground Control in Mining Conference*, pp.23-24.
- Tabachnick, B.G. et Fidell, L.S., 2007, Using multivariate statistics, *Allyn and Bacon/Pearson Education*.
- Terzaghi, R. D., 1965, Sources of error in joint surveys, *Geotechnique*, 15(3), 287-304.
- Tuleau, J., Woodward, K., Grenon, M. et Lajoie, P. L., 2018, Blast induced seismic response at the Goldcorp Eleonore mine: identification, delineation and characterization, *10th Asian Rock Mechanics Symposium. ARMS, Singapore*.
- Utsu, T., 1957, Magnitudes of earthquakes and occurrence of their aftershocks, *Zisin, Ser. 2, 10*, 35-45.
- Utsu, T., 1969, Aftershocks and earthquake statistics (1): Some parameters which characterize an aftershock sequence and their interrelations, *Journal of the Faculty of Science, Hokkaido University. Series 7, Geophysics*, 3(3), 129-195.
- Utsu, T. et Ogata, Y., 1995, The centenary of the Omori formula for a decay law of aftershock activity, *Journal of Physics of the Earth*, 43(1), 1-33.
- Vallejos, J. et McKinnon, S., 2008, Guidelines for development of re-entry protocols in seismically active mines, *42nd US Rock Mechanics Symposium (USRMS)*.
- Vallejos, J. et McKinnon, S., 2009, Re-entry protocols for seismically active mines using statistical analysis of aftershock sequences, *Rock Engineering in Difficult Conditions, Proceedings of the 20th Canadian Rock Mechanics Symposium*, Toronto, Canada, paper.
- Vallejos, J. et McKinnon, S., 2011, Correlations between mining and seismicity for re-entry protocol development, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(4), 616-625.
- Wesseloo, J., 2014, Evaluation of the spatial variation of b-value, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 114(10), 823-828.
- Wesseloo, J., Woodward, K. et Pereira, J., 2014, Grid-based analysis of seismic data, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 114(10), 815-822.
- Wiles, T., 2017, Map3D, *Mine Modelling Pty Ltd*.
- Wold, H., 1966, Estimation of principal components and related models by iterative least squares, *Multivariate analysis*, 391-420.
- Woodward, K., 2015, Identification and delineation of mining induced seismic responses, *PhD Thesis*, University of Western Australia, Perth.
- Woodward, K. et Wesseloo, J., 2015, Observed spatial and temporal behaviour of seismic rock mass response to blasting, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115(11), 1044-1056.
- Woodward, K., Wesseloo, J. et Potvin, Y., 2017a, A spatially focused clustering methodology for mining seismicity, *Engineering Geology*, 232, 104-113.
- Woodward, K., Wesseloo, J. et Potvin, Y., 2017b, Temporal Delineation and Quantification of Short Term Clustered Mining Seismicity, *Pure and applied geophysics*, 174(7), 2581-2599.

Woodward, K., Wesseloo, J. et Potvin, Y., 2017c, The spatial and temporal assessment of clustered and time-dependent seismic responses to mining. *Proceedings of the Eighth International Conference on Deep and High Stress Mining*, Perth.

Annexe 2 : Système de pointage associé à chaque critère de l'indice Q (NGI, 2005)

1 RQD (Rock Quality Designation)			RQD
A	Very poor	(> 27 joints per m ³)	0-25
B	Poor	(20-27 joints per m ³)	25-50
C	Fair	(13-19 joints per m ³)	50-75
D	Good	(8-12 joints per m ³)	75-90
E	Excellent	(0-7 joints per m ³)	90-100
Note: i) Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0) the value 10 is used to evaluate the Q-value ii) RQD-intervals of 5, i.e. 100, 95, 90, etc., are sufficiently accurate			

2 Joint set number		J _n
A	Massive, no or few joints	0.5-1.0
B	One joint set	2
C	One joint set plus random joints	3
D	Two joint sets	4
E	Two joint sets plus random joints	6
F	Three joint sets	9
G	Three joint sets plus random joints	12
H	Four or more joint sets, random heavily jointed "sugar cube", etc	15
J	Crushed rock, earth like	20
Note: i) For tunnel intersections, use 3 x J _n ii) For portals, use 2 x J _n		

3 Joint Roughness Number		J _r
a) Rock-wall contact, and b) Rock-wall contact before 10 cm of shear movement		
A	Discontinuous joints	4
B	Rough or irregular, undulating	3
C	Smooth, undulating	2
D	Slickensided, undulating	1.5
E	Rough, irregular, planar	1.5
F	Smooth, planar	1
G	Slickensided, planar	0.5
Note: i) Description refers to small scale features and intermediate scale features, in that order		
c) No rock-wall contact when sheared		
H	Zone containing clay minerals thick enough to prevent rock-wall contact when sheared	1
Note: i) Add 1 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m (dependent on the size of the underground opening) ii) J _r = 0.5 can be used for planar slickensided joints having lineations, provided the lineations are oriented in the estimated sliding direction		

4 Joint Alteration Number		Φ_r approx.	J_a
a) Rock-wall contact (no mineral fillings, only coatings)			
A	Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling, i.e., quartz or epidote.		0.75
B	Unaltered joint walls, surface staining only.	25-35°	1
C	Slightly altered joint walls. Non-softening mineral coatings; sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	25-30°	2
D	Silty or sandy clay coatings, small clay fraction (non-softening).	20-25°	3
E	Softening or low friction clay mineral coatings, i.e., kaolinite or mica. Also chlorite, talc gypsum, graphite, etc., and small quantities of swelling clays.	8-16°	4
b) Rock-wall contact before 10 cm shear (thin mineral fillings)			
F	Sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	25-30°	4
G	Strongly over-consolidated, non-softening, clay mineral fillings (continuous, but <5mm thickness).	16-24°	6
H	Medium or low over-consolidation, softening, clay mineral fillings (continuous, but <5mm thickness).	12-16°	8
J	Swelling-clay fillings, i.e., montmorillonite (continuous, but <5mm thickness). Value of J_a depends on percent of swelling clay-size particles.	6-12°	8-12
c) No rock-wall contact when sheared (thick mineral fillings)			
K	Zones or bands of disintegrated or crushed rock. Strongly over-consolidated.	16-24°	6
L	Zones or bands of clay, disintegrated or crushed rock. Medium or low over-consolidation or softening fillings.	12-16°	8
M	Zones or bands of clay, disintegrated or crushed rock. Swelling clay. J_a depends on percent of swelling clay-size particles.	6-12°	8-12
N	Thick continuous zones or bands of clay. Strongly over-consolidated.	12-16°	10
O	Thick, continuous zones or bands of clay. Medium to low over-consolidation.	12-16°	13
P	Thick, continuous zones or bands with clay. Swelling clay. J_a depends on percent of swelling clay-size particles.	6-12°	13-20

5 Joint Water Reduction Factor		J_w
A	Dry excavations or minor inflow (humid or a few drips)	1.0
B	Medium inflow, occasional outwash of joint fillings (many drips/"rain")	0.66
C	Jet inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5
D	Large inflow or high pressure, considerable outwash of joint fillings	0.33
E	Exceptionally high inflow or water pressure decaying with time. Causes outwash of material and perhaps cave in	0.2-0.1
F	Exceptionally high inflow or water pressure continuing without noticeable decay. Causes outwash of material and perhaps cave in	0.1-0.05
<p>Note: i) Factors C to F are crude estimates. Increase J_w if the rock is drained or grouting is carried out</p> <p>ii) Special problems caused by ice formation are not considered</p>		

6 Stress Reduction Factor			SRF	
a) Weak zones intersecting the underground opening, which may cause loosening of rock mass				
A	Multiple occurrences of weak zones within a short section containing clay or chemically disintegrated, very loose surrounding rock (any depth), or long sections with incompetent (weak) rock (any depth). For squeezing, see δL and δM		10	
B	Multiple shear zones within a short section in competent clay-free rock with loose surrounding rock (any depth)		7.5	
C	Single weak zones with or without clay or chemical disintegrated rock (depth $\leq 50m$)		5	
D	Loose, open joints, heavily jointed or "sugar cube", etc. (any depth)		5	
E	Single weak zones with or without clay or chemical disintegrated rock (depth $> 50m$)		2.5	
Note: i) Reduce these values of SRF by 25-50% if the weak zones only influence but do not intersect the underground opening				
b) Competent, mainly massive rock, stress problems		σ_o / σ_1	σ_o / σ_c	SRF
F	Low stress, near surface, open joints	>200	<0.01	2.5
G	Medium stress, favourable stress condition	200-10	0.01-0.3	1
H	High stress, very tight structure. Usually favourable to stability. May also be unfavourable to stability dependent on the orientation of stresses compared to jointing/weakness planes*	10-5	0.3-0.4	0.5-2 2-5*
J	Moderate spalling and/or slabbing after > 1 hour in massive rock	5-3	0.5-0.65	5-50
K	Spalling or rock burst after a few minutes in massive rock	3-2	0.65-1	50-200
L	Heavy rock burst and immediate dynamic deformation in massive rock	<2	>1	200-400
Note: ii) For strongly anisotropic virgin stress field (if measured): when $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c to $0.75 \sigma_c$. When $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, reduce σ_c to $0.5 \sigma_c$, where σ_c = unconfined compression strength, σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses, and $\sigma\theta$ = maximum tangential stress (estimated from elastic theory)				
iii) When the depth of the crown below the surface is less than the span; suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see F)				
c) Squeezing rock: plastic deformation in incompetent rock under the influence of high pressure		σ_o / σ_c	SRF	
M	Mild squeezing rock pressure	1-5	5-10	
N	Heavy squeezing rock pressure	>5	10-20	
Note: iv) Determination of squeezing rock conditions must be made according to relevant literature (i.e. Singh et al., 1992 and Bhasin and Grimstad, 1996)				
d) Swelling rock: chemical swelling activity depending on the presence of water			SRF	
O	Mild swelling rock pressure		5-10	
P	Heavy swelling rock pressure		10-15	

Annexe 3 : Ensemble des traverses faites à la mine Éléonore par horizon.

Tableau.1: Liste des traverses faites dans l'horizon 1

Horizon 1						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
110 SL 125	SL 125	110	Accès de niveau 110	Centre	Rampe	
140 SL 104	SL 104	140	0140-N-GMN-0349-3S	Sud	Minerai	
140 SL 105	SL 105	140	0140-N-AMN-0356-01	Centre	Minerai	
140 SL 131	SL 131	140	0140-N-GMN-0511-3S	Nord	Minerai	
170 SL 123	SL 123	170	0170-N-GMN-0356-3S	Centre	Minerai	
170 SL 132	SL 132	170	0170-N-GMN-0349-1N	Sud	Minerai	
170 SL 151	SL 151	170	170 1N-GRO	Nord	Galerie	
200 SL 111	SL 111	200	200 1N-GRO	Nord	Galerie	
200 SL 112	SL 112	200	0200-N-GMN-0504-3N	Centre	Minerai	
200 SL 113	SL 113	200	0200-N-AMN-0250-01	Sud	Minerai	
230 SL 114	SL 114	230	0230-AMN-0356-01	Centre	Minerai	
230 SL 121	SL 121	230	230 1N-GRO	Nord	Galerie	
230 SL 122	SL 122	230	0230-AMN-250-01	Sud	Minerai	

Tableau.2: Liste des traverses faites dans l'horizon 2

Horizon 2						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
260 SL 124	SL 124	260	Accès niveau 260	Centre	Rampe	
290 SL 166	SL 166	290	290 - GRO	Centre	Galerie	
320 SL 133	SL 133	320	0320-N-AMN-356	Centre	Minerai	
320 SL 134	SL 134	320	0320-N-AMN-349	Sud	Minerai	
320 SL 135	SL 135	320	0320-N-GMN-500-3S	Centre	Minerai	
320 SL 152	SL 152	320	0320-N-AMN-504-2S	Nord	Minerai	
350 SL 153	SL 153	350	0350-N-AMN-0508-01	Nord	Minerai	
350 SL 154	SL 154	350	0350-N-AMN-0500-01	Centre	Minerai	
350 SL 161	SL 161	350	0350-GMN-0349-2N	Sud	Minerai	
380 SL 16	SL 16	380	0380-N-AMN-0504-01	Nord	Minerai	
380 SL 163	SL 163	380	0380-2S-GRO	Centre	Minerai	
380 SL 164	SL 164	380	0380-N-AMN-0349-01	Sud	Minerai	
380 SL 165	SL 165	380	0380-N-AMN-0349-01	Sud	Minerai	Zone endommagée
410 SL 101	SL 101	410	410-1N-GRO	Nord	Galerie	
410 SL 102	SL 102	410	0410-N-GMN-0353-2S	Centre	Minerai	
410 SL 103	SL 103	410	0410-N-GRO-1S	Sud	Galerie	
440 SL 141	SL 141	440	0440-N-AMN-0349-01	Sud	Minerai	
440 SL 142	SL 142	440	0440-N-GRO-1S	Centre	Galerie	

Tableau.3: Liste des traverses faites dans l'horizon 3

Horizon 3						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
470 SL 21	SL 21	470	Accès de niveau 470	Nord	Rampe	Courte traverse/magnétique
470 SL 22	SL 22	470	Accès de niveau 470	Nord	Rampe	Courte traverse/magnétique
500 SL 181	SL 181	500	Accès de niveau 500	Centre	Rampe	
530 SL 23	SL 23	530	0530-N-AMN-0356-01	Centre	Minerai	Courte traverse/magnétique
530 SL 24	SL 24	530	0530-N-AMN-0356-01	Centre	Minerai	Courte traverse/magnétique
530 SL 25	SL 25	530	0530-N-GMN-0356-3S	Sud	Minerai	Courte traverse/magnétique
530 SL 26	SL 26	530	0530-N-GMN-0356-3S	Sud	Minerai	Courte traverse/magnétique
530 SL 27	SL 27	530	0530-N-AMN-0500-01	Nord	Minerai	magnétique
530 SL 28	SL 28	530	530-1S-GRO	Sud	Galerie	magnétique
530 SL 183	SL 183	530	0530-N-AMN-0500-01	Nord	Minerai	Remplace SL 27
530 SL 182	SL 182	530	0530-N-AMN-0356-01	Centre	Minerai	Remplace SL 24 et SL 23
530 SL 184	SL 184	530	05320-N-GRO-1N	Nord	Galerie	
560 SL 185	SL 185	560	530-1S-GRO	Sud	Galerie	Remplace SL 28
560 SL 51	SL 51	560	0560-N-GMN-509-1S	Nord	Minerai	
560 SL 52	SL 52	560	0560-N-GMN-509-1S	Nord	Minerai	
560 SL 53	SL 53	560	0560-N-AMN-504-01	Centre	Minerai	
560 SL 54	SL 54	560	0560-N-AMN-504-01	Centre	Minerai	
560 SL 55	SL 55	560	0560-N-GRO-1S	Sud	Galerie	
590 SL 174	SL 174	590	0590-N-AMN-0508-01	Nord	Minerai	
590 SL 175	SL 175	590	0590-N-GMN-0504-3N	Centre	Minerai	
590 SL 186	SL 186	590	0590-N-AMN-0353-01	Sud	Minerai	
620 SL 92	SL 92	620	620-1N-GRO	Nord	Galerie	
620 SL 93	SL 93	620	0620-N-AMN-0504-01	Centre	Minerai	
620 SL 94	SL 94	620	620-1S-GRO	Sud	Galerie	
650 SL 193	SL 193	650	0650-GMN-0250-2N	Sud	Minerai	
650 SL 194	SL 194	650	0650-N-AMN-359-01	Centre	Minerai	
650 SL 201	SL 201	650	0650-N-AMN-504-01	Nord	Minerai	

Tableau.4: Liste des traverses faites dans l'horizon 4

Horizon 4						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
680 SL 187	SL 187	680	680-1N-GRO	Nord	Galerie	
680 SL 191	SL 191	680	680-1S-GRO	Sud	Galerie	
680 SL 192	SL 192	680	0680-N-AMN-0357-01	Centre	Minerai	
710 SL 41	SL 41	710	710-1S-GRO	Sud	Galerie	
710 SL 42	SL 42	710	710-1S-GRO	Sud	Galerie	
710 SL 43	SL 43	710	0710-N-AMM-1C	Centre	Galerie	
710 SL 44	SL 44	710	0710-N-AMM-1C	Centre	Galerie	
710 SL 45	SL 45	710	0710-N-GMN-501-2S-01	Nord	Minerai	
740 SL 81	SL 81	740	0740-N-AMN-0507-01	Nord	Minerai	
740 SL 82	SL 82	740	0740-N-AMN-0501-01	Centre	Minerai	
740 SL 173	SL 173	740	0740-N-AMN-0348-01	Sud	Minerai	
770 SL 31	SL 31	770	770-1N-GRO	Nord	Galerie	Magnétique
770 SL 32	SL 32	770	770-1N-GRO	Nord	Galerie	Magnétique
770 SL 33	SL 33	770	0770-N-AMN-0341-01	Sud	Minerai	
770 SL 34	SL 34	770	0770-N-AMN-0341-01	Sud	Minerai	
770 SL 202	SL 202	770	0770-N-AMN-0501-01	Centre	Minerai	
800 SL 61	SL 61	800	0800-N-GMN-0341-2N	Sud	Minerai	
800 SL 62	SL 62	800	0800-N-GMN-0341-2N	Sud	Minerai	
800 SL 74	SL 74	800	0800-N-GMN-0507-1S	Nord	Minerai	
800 SL 75	SL 75	800	0800-N-AMN-0507-01	Nord	Minerai	
800 SL 76	SL 76	800	0800-GMN-0501-1N	Centre	Minerai	

Tableau.5: Liste des traverses faites dans l'horizon 5

Horizon 5						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
830 SL 83	SL 83	830	830 Rampe	Centre	Rampe	
860 SL 84	SL 84	860	860 Rampe	Centre	Rampe	
920 SL 91	SL 91	920	920 Rampe	Centre	Rampe	
960 SL 63	SL 63	960	960 Rampe	Centre	Rampe	

Tableau.6: Liste des traverses faites dans l'horizon 6

Horizon 6						
Nom traverse	# traverse	Niveau	Description	Zone 1	Zone 2	Commentaire
1010 SL 12	SL 12	1010	1010 Rampe	Centre	Rampe	Magnétique
1010 SL 65	SL 65	1010	1010 Rampe	Centre	Rampe	Remplace SL 12
1010 SL 64	SL 64	1010	1010 Rampe	Centre	Rampe	
1025 SL 13	SL 13	1025	1025 Rampe	Centre	Rampe	Magnétique
1025 SL 73	SL 73	1025	1025 Rampe	Centre	Rampe	Ramplace SL 13
1040 SL 11	SL 11	1040	1040 Rampe	Centre	Rampe	Magnétique
1040 SL 71	SL 71	1040	1040 Accès niveau	Centre	Rampe	
1040 SL 72	SL 72	1040	1040 Rampe	Centre	Rampe	
1040 SL 171	SL 171	1040	1040 Rampe	Centre	Rampe	Magnétique
1040 SL 172	SL 172	1040	1040 Accès niveau	Centre	Rampe	

Annexe 4 : Résultats stéréographiques pour les différents horizons de la mine

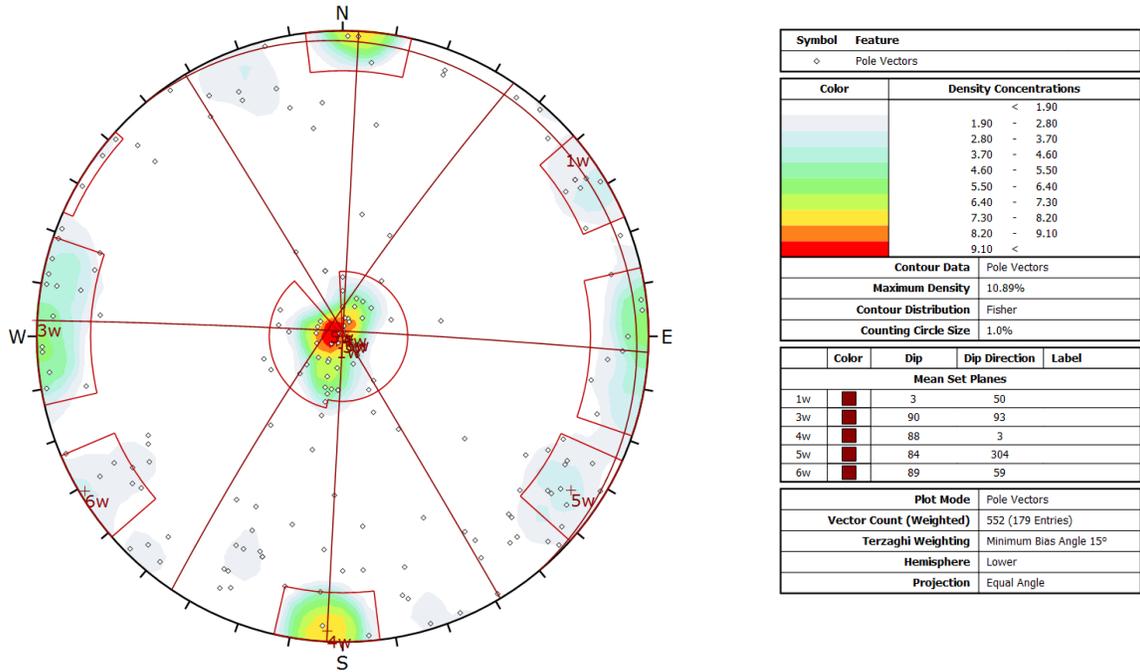


Figure 1: Résultats stéréographiques pour l'horizon 1

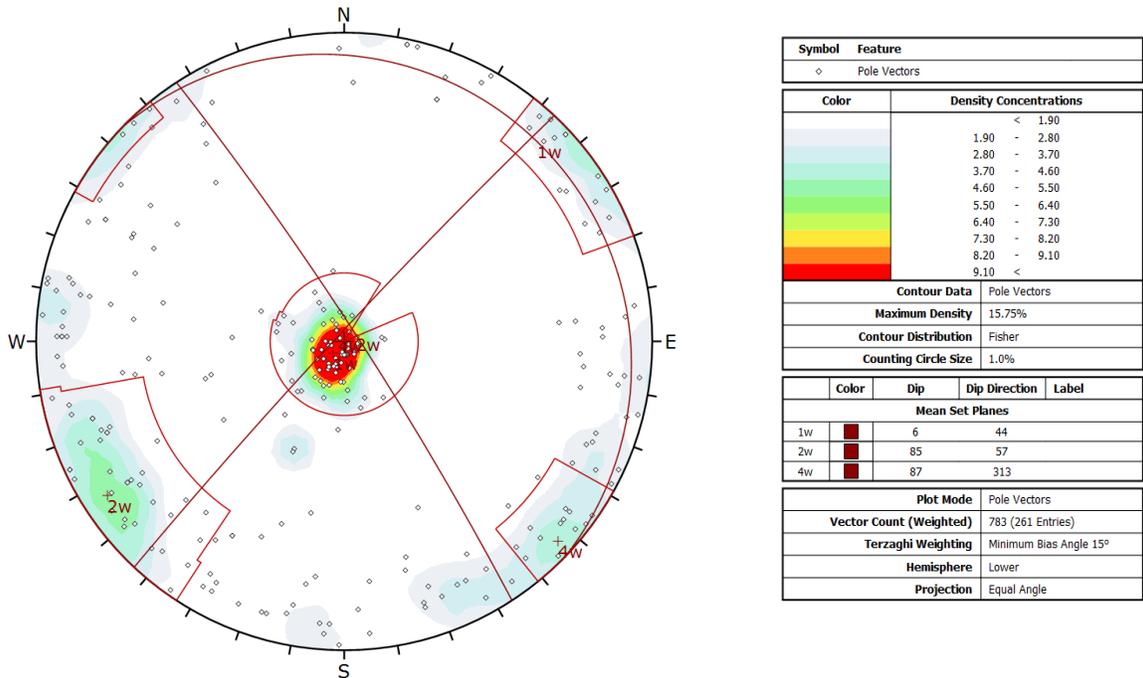
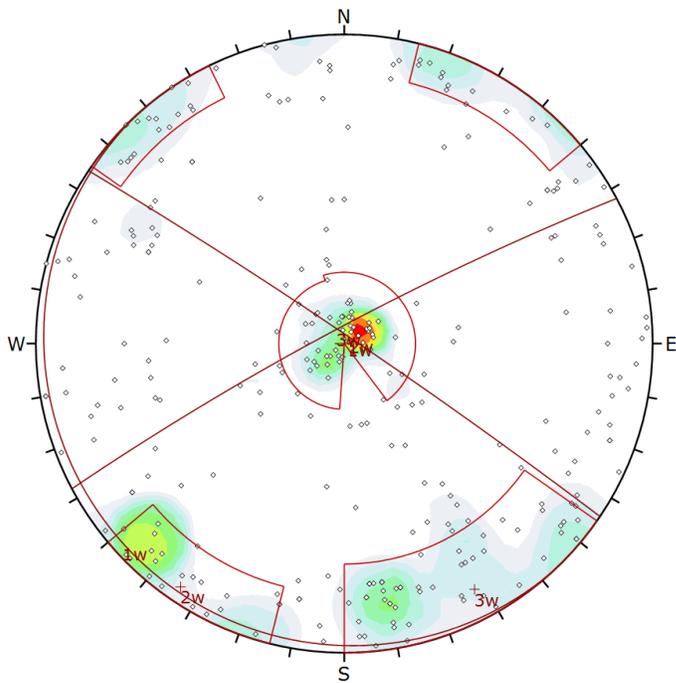


Figure 2: Résultats stéréographiques pour l'horizon 2



Symbol	Feature
◇	Pole Vectors

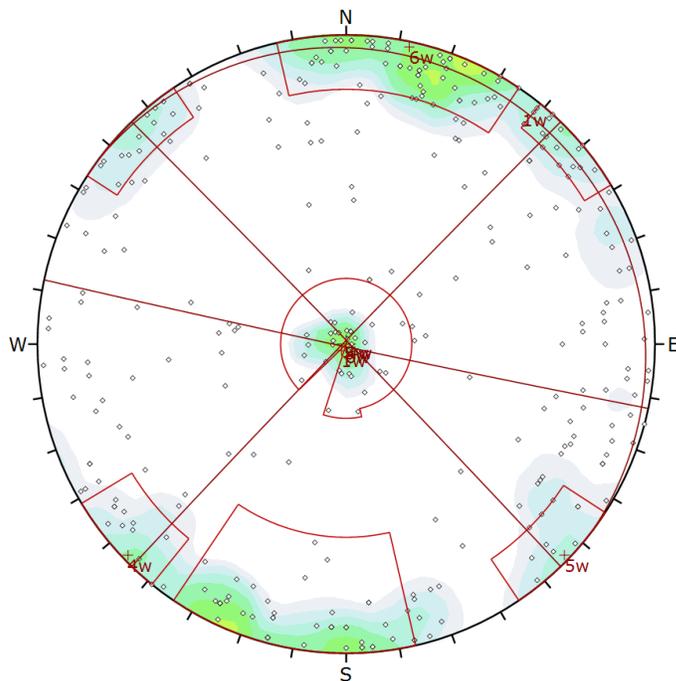
Color	Density Concentrations
	< 1.90
	1.90 - 2.80
	2.80 - 3.70
	3.70 - 4.60
	4.60 - 5.50
	5.50 - 6.40
	6.40 - 7.30
	7.30 - 8.20
	8.20 - 9.10
	> 9.10

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	9.96%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1w	2	228	
2w	87	34	
3w	84	332	

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	925 (302 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figure 3: Résultats stéréographiques pour l'horizon 3



Symbol	Feature
◇	Pole Vectors

Color	Density Concentrations
	< 1.90
	1.90 - 2.80
	2.80 - 3.70
	3.70 - 4.60
	4.60 - 5.50
	5.50 - 6.40
	6.40 - 7.30
	7.30 - 8.20
	8.20 - 9.10
	> 9.10

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	6.72%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1w	3	37	
4w	89	46	
5w	89	314	
6w	89	192	

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count (Weighted)	978 (333 Entries)
Terzaghi Weighting	Minimum Bias Angle 15°
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Figure 4: Résultats stéréographiques pour l'horizon 4

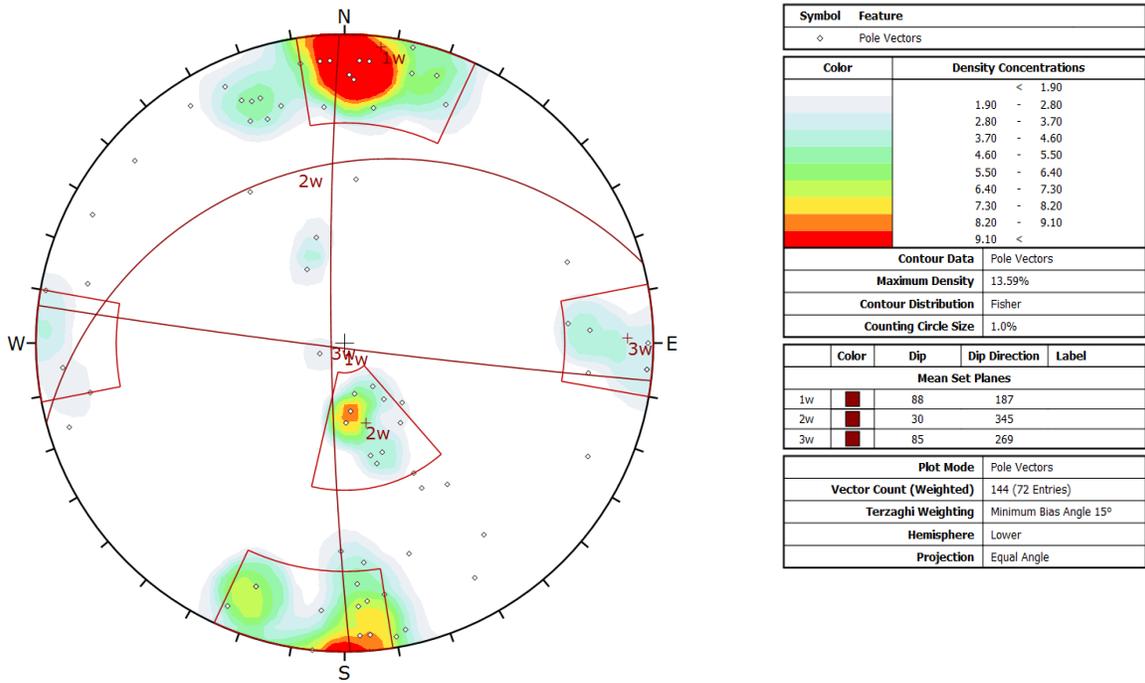


Figure 5: Résultats stéréographiques pour l'horizon 5

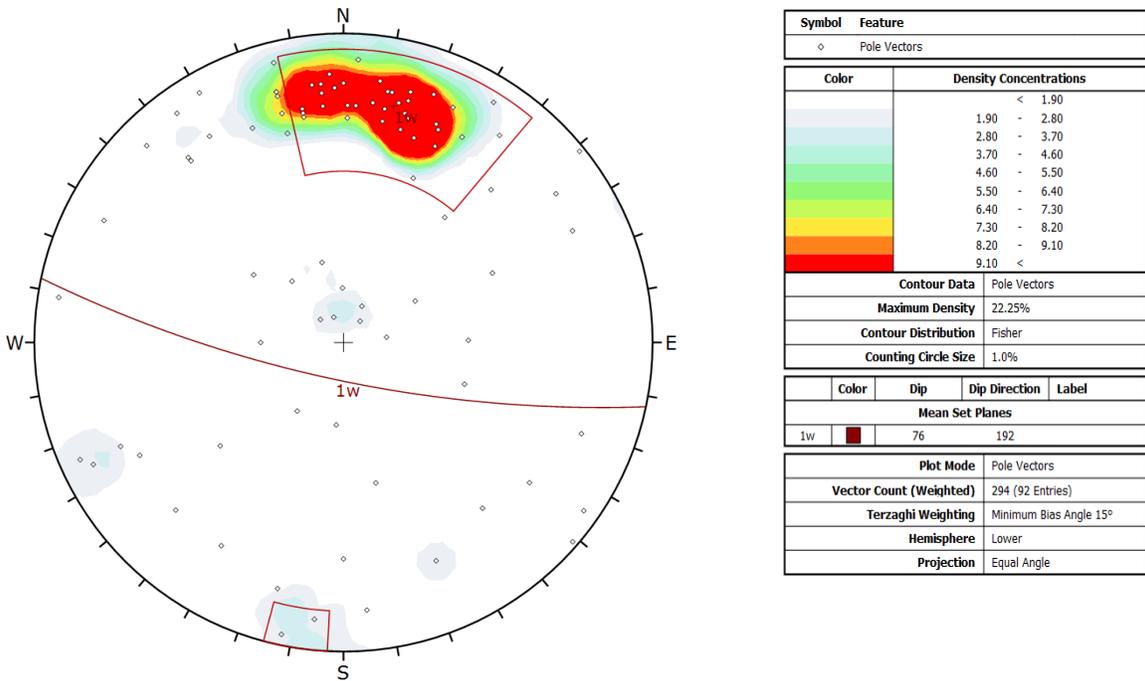


Figure 6: Résultats stéréographiques pour l'horizon 6

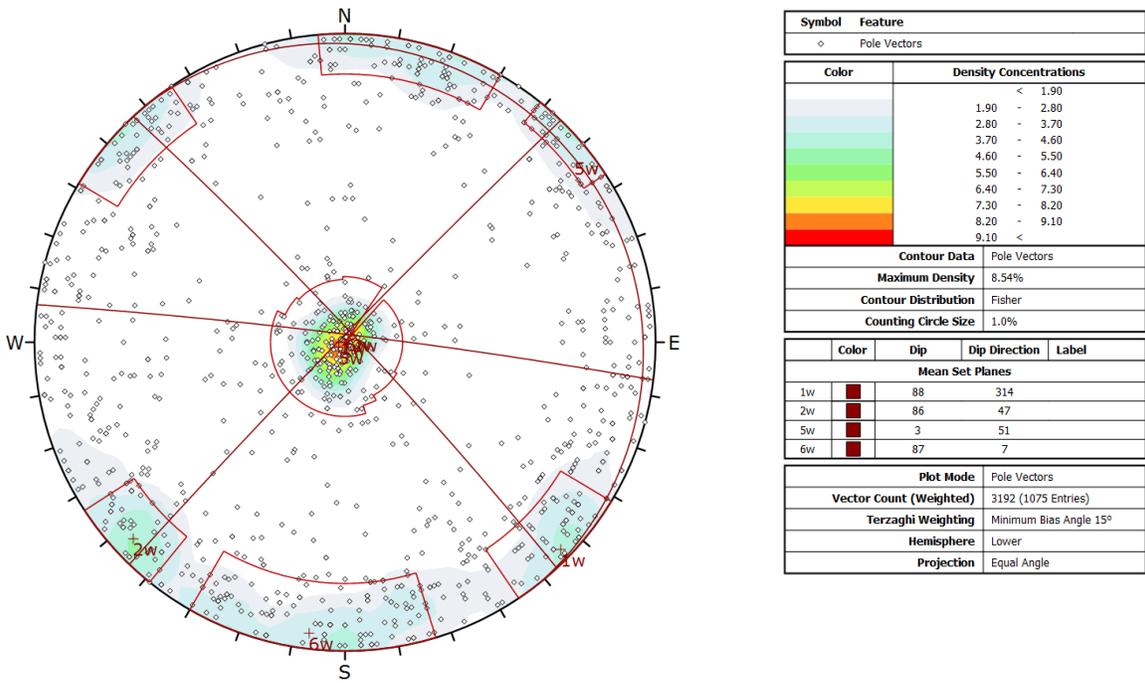


Figure 7: Résultats stéréographiques pour la mine supérieure

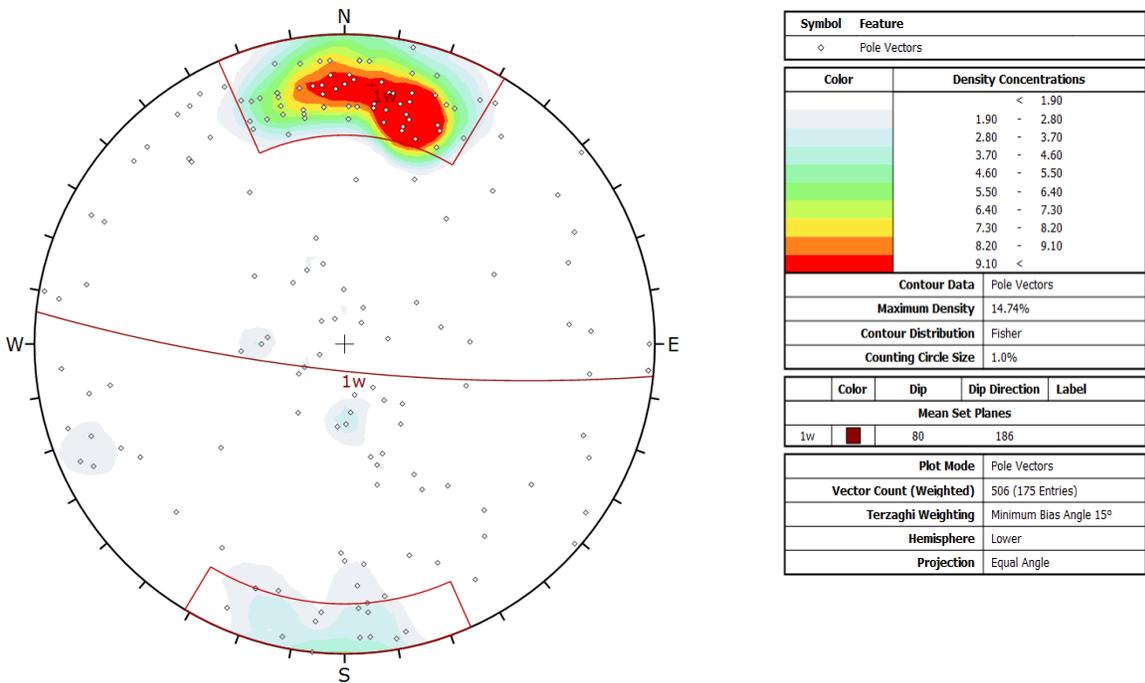


Figure 8: Résultats stéréographiques pour la mine inférieure