

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement supérieur et de la Recherche Scientifique

Université Abderrahmane Mira de Bejaia



Faculté de Technologie
Département des Mines et Géologie

Polycopié de Cours

Projet des mines

*Cours et exercices destinés aux étudiants de deuxième année
Master en Génie Minier, (option : Exploitation des Mines)*

Réalisé par :

Dr. MAZARI Messaoud

Maitre de conférences Classe B au Département des Mines et Géologie,
Faculté de Technologie, Université Abderrahmane Mira de Bejaia.

TABLE DES MATIERES

PREAMBULE	1
CHAPITRE 01 : INTRODUCTION AUX PROJETS MINIERES	3
1. Introduction.....	3
2. Travaux de recherche	3
2.1. Techniques de prospection.....	3
2.2. Indicateurs utilisés.....	4
2.3. Indices qualitatifs utiles.....	4
3. Prospection préliminaire.....	5
3.1. Méthodes géophysiques.....	5
3.2. Techniques de prospection.....	5
4. Prospection détaillée.....	5
4.1. Méthodes de Prospection détaillée.....	6
5. Norme internationale de classification des ressources/ réserves minières	8
5.1. Classification des ressources et des réserves minières (Code JORC).....	8
6. Méthodes d'évaluation des réserves	10
6.1. Méthodes géométriques.....	11
6.2. Méthodes géostatistiques	19
7. Teneur de coupure.....	25
7.1. Approches	25
7.2. Facteurs influençant la teneur de coupure	25
7.3. Teneurs de coupure limites	26
8. Exercices corrigées.....	29
CHAPITRE 02 : CHOIX DU MODE ET METHODE D'EXPLOITATION	35
1. Introduction.....	35
2. Classification des gisements	36
2.1. Gisements en forme d'amas et de filon	36
2.2. Gisements subhorizontaux ou tabulaires	36
2.3. Critères de Choix de la Méthode d'Exploitation.....	36

2.4.	Choix du mode d'exploitation.....	38
2.5.	Rapport de Découverte (Rd).....	39
3.	Étude de Cas : Gisement de Cuivre.....	41
4.	Réponses :	42
5.	Transition vers une exploitation souterraine.....	43

CHAPITRE 03 : CHOIX DU MODE D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT.....44

1.	Généralité.....	44
2.	Critères de choix des méthodes d'exploitation à Ciel Ouvert	44
2.1.	Topographie du gisement	44
2.2.	Caractéristique géologique du gisement.....	45
2.3.	Qualité et les réserves exploitables du gisement.....	45
2.4.	Planification de la production annuelle	45
2.5.	Modes d'ouverture du gisement	46
2.6.	Dimensions des engins miniers.....	46
2.7.	Mesures de sécurité	46
2.8.	Contraintes économiques et financières	46
3.	Indices technico-économiques	47
4.	Méthodes d'exploitation à Ciel Ouvert.....	47
4.1.	Méthode d'exploitation par fosses emboîtées	47
4.2.	Méthode d'exploitation par tranchées successives	49
4.3.	Méthode d'exploitation par gradins (flanc de montagne)	50
5.	Processus d'exploitation à ciel ouvert	51
5.1.	Enlèvement des morts-terrains.....	51
5.2.	Choix du matériels d'exploitation.....	52
6.	Facteurs Limitants et Rentabilité	52
6.1.	Techniques du cône flottant.....	53
6.2.	Modèle de Lerchs-Grossmann	55

CHAPITRE 4 : CHOIX DU MODE D'EXPLOITATION EN SOUTERRAIN58

1.	Généralités	58
1.1.	Le carreau de la mine	58
1.2.	Ouvrages miniers proprement dits.....	58

2.	Fonçage des puits dans les mines souterraines	60
2.1.	Travaux préparatoires pour le fonçage des puits verticaux.....	60
2.2.	Ouvertures des galeries, travers bancs et décandries dans les mines souterraines	61
2.3.	Galeries d'une section > 10 m ² (méthode suédoise).....	61
2.4.	Tir en galerie de section inférieur à 10 m ²	65
2.5.	Excavation mécanique- choix de matériels	66
3.	Travaux dans les fronts de taille (travaux d'exploitation)	66
3.1.	Gisement métallifères (chambres et sous-niveaux abattues).....	66
3.2.	Gisements stratiformes (chambres, longue taille)	69

CHAPITRE 5 : DIMENSIONNEMENT ET ORGANISATION DES TRAVAUX

MINIERES	75
1. Introduction.....	75
2. Régime de fonctionnement de la carrière	75
2.1. Régime de fonctionnement de la carrière.....	75
2.2. Durée de vie de la carrière.....	76
2.3. Dimensionnement du matériel utilisé dans les mines/ carrières à ciel ouvert.....	76
3. Conclusion	81

CHAPITRE 6 : REHABILITATION ET FERMETURE DES EXPLOITATIONS

MINIERES	84
1. Introduction.....	84
2. Phénomènes générés par les activités minières.....	84
2.1. Les tassements	84
2.2. Les affaissements progressifs	85
2.3. Les effondrements localisés	86
2.4. Les effondrements généralisés	87
2.5. Les glissements et mouvements de pente.....	87
2.6. Evaluation des risques miniers (les aléas miniers)	90
2.7. Qualification des classes de l'aléa	92
2.8. Etapes d'identification du phénomène	93
2.9. Qualification des aléas de mouvements de terrains	94
2.10. Les cuvettes d'affaissement.....	98

3. Résolution des risques générés par les activités minières.	100
3.1. La restauration des sites miniers.....	100
3.2. La protection active	101
3.3. Stabilisation des pentes	104
3.4. Remise en état des lieux.....	107
4. Conclusion	108

Préambule

Ce document est un polycopié de cours de la matière « Projet des Mines », destiné aux étudiants de Master 2 en Génie Minier (option : Exploitation des Mines) du département des Mines et Géologie, Faculté de Technologie, à l'Université Abderrahmane Mira de Béjaïa.

Il constitue une synthèse de références académiques et professionnelles majeures, tirées de divers ouvrages spécialisés dans la planification, la conception et l'évaluation des projets miniers. Ce support s'inscrit dans le cadre du programme officiel défini par le Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique, et a pour objectif principal de consolider et compléter les acquis des étudiants en matière d'exploitation minière.

Le cours aborde les différentes étapes de développement d'un projet minier, depuis la phase de prospection jusqu'à la réhabilitation de la mine, en passant par l'estimation des ressources, l'analyse géostatistique, le choix des méthodes d'exploitation, la conception technico-économique des travaux, et enfin, la fermeture du site.

Ce support pédagogique se veut à la fois théorique et pratique. Il contient les éléments nécessaires à la compréhension et à l'application des principes fondamentaux de l'évaluation et de la gestion des projets miniers : définitions, rappels, méthodologies, formules, illustrations et exercices corrigés. Il peut servir d'aide-mémoire aux étudiants tout au long de leur formation, ainsi que dans leurs futures activités professionnelles.

À l'issue de ce module, les étudiants auront acquis une vision globale, structurée et approfondie de l'élaboration d'un projet minier. Ils seront en mesure d'identifier les outils à mobiliser à chaque étape et de juger de la faisabilité technique et économique d'un projet. Une bonne maîtrise des notions de base en géologie, géostatistique, exploitation minière et mécanique des roches est recommandée pour tirer pleinement profit de ce cours.

Ce support pédagogique est composé de six chapitres, structurés de manière à associer explication théorique, application pratique et illustration par des exemples concrets. Chaque chapitre présente les notions fondamentales liées à une étape du projet minier, suivies d'exercices corrigés permettant d'approfondir la compréhension.

- **Le premier chapitre** couvre les étapes initiales d'un projet minier : la recherche, la prospection, l'exploration et l'estimation des réserves. Il présente les techniques d'évaluation (géométriques et géostatistiques), ainsi que les systèmes de classification (JORC, CIM, etc.) et les notions d'incertitude.

- **Le deuxième chapitre** explore la classification des gisements (amas, filoniens, tabulaires) et les critères géotechniques, économiques et environnementaux qui conditionnent le choix entre exploitation à ciel ouvert ou souterraine. Il introduit également les grandes familles de méthodes d'exploitation.
- **Le troisième chapitre** décrit en détail les méthodes courantes d'exploitation à ciel ouvert, notamment par fosses emboîtées, tranchées successives et gradins en flanc de montagne. Il présente aussi les paramètres technico-économiques tels que le rapport de découverte, la hauteur des gradins et les capacités de production.
- **Le quatrième chapitre** est consacré aux méthodes d'exploitation souterraine, adaptées aux gisements profonds. Il présente les différentes approches d'exploitation (chambres et piliers, foudroyage, remblayage), les critères de choix, ainsi que les contraintes spécifiques liées aux tirs en travaux souterrains.
- **Le cinquième chapitre** aborde la conception pratique des opérations minières : dimensionnement du matériel, organisation du travail, gestion des équipements et des effectifs, ainsi que les aspects liés à la productivité et à l'optimisation des opérations.
- **Le sixième et dernier chapitre** traite des obligations environnementales et techniques en fin de vie de la mine : plans de fermeture, stabilisation des ouvrages, restauration des terrains et remise en état des sites miniers. Il présente également les bonnes pratiques de réhabilitation.

Chapitre 01 : Introduction aux projets miniers

1. Introduction

La recherche et la prospection constituent des étapes fondamentales dans le développement d'un projet minier (Sinclair and Blackwell 2006). Elles jouent un rôle essentiel dans l'identification et l'évaluation des ressources minérales, ainsi que dans la planification des activités d'extraction. La prospection implique une série de processus systématiques visant à déterminer la présence et la viabilité des ressources, tout en prenant en compte les considérations environnementales, sociales et économiques.

Avant d'entreprendre l'exploitation d'un gisement, il est impératif de procéder à une évaluation rigoureuse de sa valeur industrielle. La phase de recherche vise à identifier les gîtes contenant des minéraux d'intérêt, tandis que la prospection permet d'approfondir cette connaissance en précisant des paramètres essentiels tels que la qualité, la quantité et la distribution des minerais. Les travaux de prospection se divisent en trois étapes essentielles (Hartman and Mutmanský 2002) :

1. Travaux de recherche : découverte des gisements
2. Travaux de prospection préliminaire : évaluation initiale
3. Travaux de prospection détaillée : évaluation approfondie

Après la découverte d'un gisement et l'achèvement des travaux de prospection préliminaire, une étude de faisabilité préliminaire est réalisée. Cette étude détermine si une exploration détaillée doit être poursuivie et comprend des activités telles que la réalisation de sondages, la cartographie géologique et topographique, ainsi que la détermination de la qualité et de la quantité du minerai par des méthodes d'évaluation des réserves.

2. Travaux de recherche

L'identification de gisements potentiels consiste à localiser des zones géographiques où des minerais sont susceptibles d'être présents, en s'appuyant sur l'analyse des formations géologiques, des structures et des indices minéralogiques.

2.1. Techniques de prospection

Les méthodes utilisées combinent approches traditionnelles et technologies modernes :

Méthodes	Description	Avantages
Recherches bibliographiques	Analyse des données historiques et cartes géologiques.	Coût faible, accès rapide aux données.
Prospection terrain	Échantillonnage et observation directe.	Validation des hypothèses géologiques.
Levés géophysiques	Mesures magnétiques, gravimétriques, etc.	Détection en profondeur, couverture large.

2.2. Indicateurs utilisés

Les indicateurs pour l'identification des gisements peuvent être classés en deux catégories principales :

- Présence de roches mères ou de formations géologiques connues pour contenir des minéraux.
- Anomalies dans les concentrations d'éléments traces dans les sols ou les eaux, signalant la proximité d'un gisement.

2.3. Indices qualitatifs utiles

La reconnaissance de la structure géologique et du relief de la région constitue une base pour l'orientation générale des travaux de recherche. Les indices qualitatifs qui peuvent signaler la présence de minéraux incluent (Evans 2009) :

- Affleurement du minéral à la surface ;
- Relief de la région ;
- Présence de fragments du minéral à la surface ;
- Traces d'anciens travaux de mines ;
- Végétation ;
- Sorties d'eaux souterraines.

3. Prospection préliminaire

La prospection préliminaire, souvent désignée sous le terme « exploration », a pour but principal de localiser et d'évaluer les zones minéralisées, afin de déterminer s'il est opportun d'entreprendre une exploration plus intensive.

3.1. Méthodes géophysiques

Cette phase repose sur l'utilisation de méthodes géophysiques pour collecter des informations précieuses à un coût relativement faible. L'objectif est d'inférer les propriétés physiques et la composition de la Terre à partir des phénomènes physiques associés, tels que :

- **Méthodes de potentiel** : Étude des champs de pesanteur, magnétique et électrique.
- **Méthodes de propagation des ondes** : Comprenant la sismique réflexion, la sismique réfraction et le radar.

3.2. Techniques de prospection

Les techniques couramment utilisées incluent :

- **Prospection sismique** : Évaluation de l'homogénéité des roches à travers la vitesse de propagation des ondes sismiques.
- **Prospection gravimétrique** : Détection d'anomalies potentielles basées sur la densité des roches.
- **Prospection magnétique** : Analyse des propriétés magnétiques des roches.
- **Prospection électrique** : Évaluation des différences de conductibilité électrique entre les roches.
- **Prospection radiométrique** : Détection de minéraux radioactifs.

4. Prospection détaillée

La prospection détaillée vise à approfondir les connaissances acquises lors des études préliminaires et à obtenir des informations précises sur divers aspects des gisements minéraux. Cela inclut :

- **Qualité de la minéralisation** : Déterminer la teneur en métaux et en minéraux précieux pour évaluer la rentabilité économique du gisement. Cette analyse permet de comprendre la distribution des ressources minérales au sein de la roche.
- **Profondeur et puissance** : Évaluer la profondeur des gisements et l'épaisseur des couches minéralisées. Cela est crucial pour la planification de l'exploitation, car cela influence le coût et la méthode d'extraction.
- **Caractéristiques géotechniques** : Analyser les propriétés mécaniques des roches, telles que leur résistance à la compression et leur porosité. Ces données sont essentielles pour concevoir des infrastructures minières sécurisées et durables.
- **Caractéristiques hydrogéologiques** : Comprendre le comportement des eaux souterraines dans la région, ce qui peut affecter les opérations minières et la gestion des ressources en eau.

4.1. Méthodes de Prospection détaillée

4.1.1. Exploration et cartographie géologique

L'exploration géologique implique une cartographie détaillée des cibles identifiées lors des levés géologiques aériens ou préliminaires. Cette phase inclut :

- **Établissement des cartes à l'échelle régionale** : Ces cartes fournissent une vue d'ensemble de la géologie de la région, mettant en évidence les zones d'intérêt pour des études futures.
- **Cartographie détaillée** : À l'échelle locale, les géologues réalisent des cartes précises qui documentent les types de roches, les structures géologiques, et les indices de minéralisation.
- **Identification des zones de minéralisation** : Ces efforts permettent de cibler les zones les plus prometteuses pour les travaux d'exploitation.

4.1.2. Forage au diamant

Le forage au diamant est une technique de forage très précise qui utilise une couronne de forage en diamant pour pénétrer les roches. Ce processus permet de récupérer des carottes de roche intactes, offrant ainsi une vue directe de la structure géologique et de la minéralisation. Les carottes sont ensuite analysées en laboratoire pour :

- **Évaluer la teneur minérale** : Les échantillons sont soumis à des tests chimiques pour déterminer la concentration de métaux d'intérêt.
- **Construire une image tridimensionnelle de la géologie** : En réalisant plusieurs forages à des emplacements stratégiques, les géologues peuvent modéliser la distribution des minéraux dans l'espace, facilitant ainsi la compréhension des relations géologiques.

4.1.3. Excavation de tranchées

Cette méthode implique le creusement de tranchées pour exposer les formations géologiques sub-superficielles. Elle permet de :

- **Cartographier les formations géologiques** : En observant directement les couches de roche, les géologues peuvent mieux comprendre la stratigraphie et les structures géologiques présentes.
- **Réaliser un échantillonnage en vrac** : Les tranchées permettent de collecter des échantillons de sol et de roche sur de grandes surfaces, ce qui aide à évaluer la variabilité de la minéralisation dans la zone.
- **Faciliter l'accès aux études géotechniques** : Les tranchées offrent également des opportunités pour effectuer des tests mécaniques et hydrogéologiques sur les matériaux excavés.

4.1.4. Levés géochimiques

Les levés géochimiques consistent à prélever des échantillons de divers matériaux, principalement des roches et des sols. Les étapes de cette méthode incluent :

- **Échantillonnage systématique** : Les échantillons sont collectés selon un maillage défini pour assurer une couverture uniforme du site.
- **Analyses en laboratoire** : Les échantillons sont soumis à des tests pour détecter des éléments traces et des minéraux spécifiques qui peuvent être liés à des zones minéralisées.
- **Cartographie des anomalies géochimiques** : Les résultats des analyses sont utilisés pour tracer des cartes des anomalies chimiques, qui sont ensuite utilisées pour identifier des zones de prospection plus approfondie.

5. Norme internationale de classification des ressources/ réserves minières

Au fil des années, l'industrie minière a reconnu l'importance de ces évaluations et a établi des normes et des pratiques pour garantir des processus d'estimation et de classification robustes et reproductibles. Cependant, avec la mondialisation croissante des entreprises minières et l'exploitation de gisements minéraux dans différents pays, il est devenu de plus en plus évident qu'il est nécessaire de développer des normes internationalement acceptées pour cette classification.

Bien que les normes régionales, telles que le CIM au Canada, le SEC Industry Guide 7 aux États-Unis et le SAMREC en Afrique du Sud, soient applicables dans leurs régions respectives, le Code JORC est souvent utilisé par les entreprises minières opérant dans divers pays. Il repose sur des principes de rigueur, de transparence et de responsabilité dans la divulgation des informations sur les ressources et réserves, ce qui en fait la norme internationale la plus couramment acceptée dans l'industrie minière.

5.1. Classification des ressources et des réserves minières (Code JORC)

Le code JORC (Joint Ore Reserves Committee) propose une classification des ressources et réserves minérales qui repose sur des catégories clairement définies, chacune reflétant un niveau de confiance et de certitude différent en ce qui concerne la présence et l'exploitation future de ressources minérales. Les réserves minérales sont classées en réserves probables et prouvées. La Figure 1 montre une classification générale des résultats d'exploration en fonction des niveaux de confiance dans les connaissances géologiques et des considérations techniques et économiques concernant le gisement, telle qu'établie par le Code Australasien pour la déclaration des ressources minérales identifiées et des réserves de minerai.

Les principales catégories de classification selon le code JORC sont les suivantes :

5.1.1. Ressources Minérales

En fonction du niveau de confiance et de la quantité d'information disponible, les ressources minérales sont subdivisées en différentes catégories :

- **Ressources Mesurées** : Les données sont de la plus haute qualité, avec une précision élevée. Elles sont basées sur des preuves solides et fiables.

- **Ressources Indiquées** : Les données sont d'une qualité légèrement inférieure à celles des ressources mesurées. Elles sont basées sur des preuves suffisantes pour soutenir une évaluation raisonnable.
- **Ressources Présumées** : Les données sont de moindre qualité et sont basées sur des preuves moins convaincantes. Il y a une incertitude plus grande par rapport aux ressources mesurées et indiquées.

5.1.2. Réserves Minérales

Contrairement aux ressources minérales, les réserves sont généralement mieux définies et confirmées par des travaux d'exploration approfondis. Ces réserves minérales représentent la quantité de minéraux économiquement viable à extraire d'un gisement existant. Elles sont généralement prêtes pour l'extraction, et les entreprises minières planifient leur exploitation en fonction de ces réserves.

En fonction du niveau de confiance et de la quantité d'informations disponibles, les réserves minérales sont subdivisées en différentes catégories :

- **Réserves Prouvées et Probable** : Il s'agit de minerais dont l'extraction est techniquement réalisable et économiquement viable. Les réserves prouvées sont basées sur des preuves solides, tandis que les réserves probables sont basées sur des preuves moins solides.
- **Réserves Possibles** : Les réserves possibles sont celles qui pourraient être récupérées si certaines conditions étaient remplies. L'incertitude est plus grande par rapport aux réserves prouvées et probables.

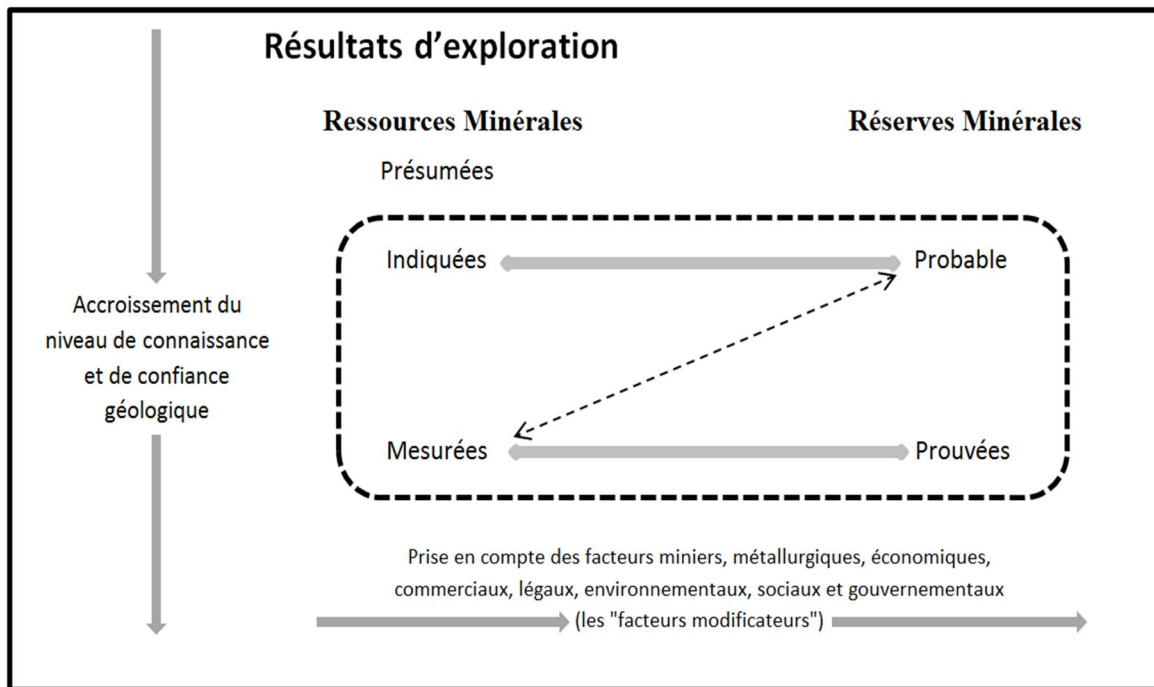


Figure 1. La relation entre les résultats d'exploration, ressources et réserves minières.

Le Code JORC exige que les entreprises minières divulguent ces informations de manière transparente et qu'elles fournissent des détails sur les facteurs qui affectent l'estimation des ressources et réserves, ainsi que sur les paramètres économiques et techniques qui sous-tendent l'évaluation (Rendu 2001, JORC 2012). Ces classifications fournissent une base solide pour évaluer les ressources disponibles et planifier les activités minières. Elles permettent également de prendre en compte les incertitudes inhérentes à l'extraction de minéraux.

6. Méthodes d'évaluation des réserves

Il y a deux concepts sous-tendant l'estimation des réserves : le concept d'extension, où les attributs d'un échantillon sont étendus aux blocs à estimer ; et le concept d'estimation de l'erreur, où la validité d'une méthode d'estimation est évaluée en fonction de l'erreur impliquée (Rossi and Deutsch 2014).

Les méthodes utilisées pour effectuer l'estimation sont importantes, car elles peuvent influencer la fiabilité et la précision de l'estimation. Plusieurs méthodes d'estimation ont été proposées et mises en œuvre dans la littérature. Ces méthodes sont largement classées en méthodes d'estimation géométriques et géostatistiques (Hartman and Mutmanský 2002, Rossi and Deutsch 2014), et elles sont appelées aussi techniques conventionnelles. Les techniques géométriques (par exemple, méthodes polygonales, triangulaires, et en coupes transversales) sont simples et nécessitent peu de paramètres d'entrée, et elles sont souvent appliquées aux

premières étapes d'un projet minier ou pour vérifier les résultats des méthodes d'estimation sophistiquées (Rossi and Deutsch 2014).

La méthodologie d'estimation des ressources représente un processus intégral au sein de l'industrie minière, qui englobe la prédiction et la modélisation des caractéristiques physiques d'un gisement minéral en collectant, analysant et interprétant une multitude de données provenant de diverses sources. Ces caractéristiques incluent la taille du gisement, sa forme géométrique, la continuité des zones minérales, la répartition de la teneur en minéraux utiles, ainsi que la variabilité spatiale de ces teneurs au sein du gisement. Ces informations sont prédites en se basant sur des données d'échantillonnage récoltées à travers des techniques telles que le forage, le décapage, les essais de puits et l'échantillonnage en continu. Il est essentiel de noter que, bien que ces données permettent d'établir des modèles prédictifs, les caractéristiques réelles du gisement restent partiellement connues.

6.1. Méthodes géométriques

6.1.1. Méthode des coupes transversales (sections géologiques)

La méthode des sections géologiques (ou coupes transversales) (Sinclair and Blackwell 2006, Abzalov 2016), a longtemps été un outil essentiel dans l'estimation des réserves minérales, offrant une représentation 3D des minéraux dans une zone donnée. Elle consiste à créer des sections géologiques pour représenter la distribution des minéraux ou des minerais dans une zone donnée. Pour ce faire, des données géologiques, telles que la lithologie, la teneur en minéraux, les limites géologiques, sont collectées et utilisées pour créer des sections à travers la zone d'intérêt. Les données nécessaires proviennent souvent de sondages carottés qui fournissent des informations détaillées sur le sous-sol.

Cette méthode (Figure 2) est appliquée avec le plus de succès dans le cas d'un gisement qui présente des contacts nets et relativement réguliers, comme c'est le cas pour de nombreux gisements tabulaires (veineux et en couches). Les informations sur les teneurs (par exemple, à partir de forages) sont couramment concentrées le long de sections transversales équidistantes pour produire un ensemble de données relativement systématique. Dans certaines situations souterraines, des ensembles de données plus irréguliers peuvent en résulter, par exemple, à partir de réseaux de forages.

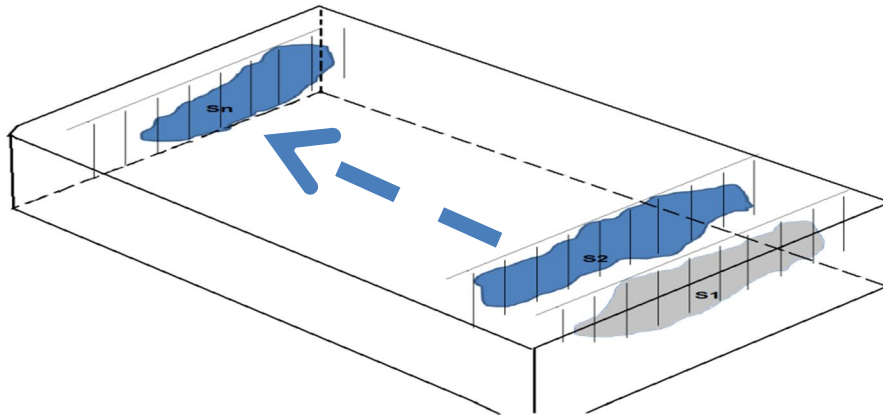


Figure 2. Estimation des ressources/réserves par extrapolation des sections transversales.

L'estimation des réserves s'effectue en utilisant la méthode des sections, dont le choix repose sur la différence entre les deux sections :

- ✓ Quand les profils ou coupes sont parallèles et la différence entre les deux aires de section de coupe ($S_1 - S_2$) est inférieure ou égale à 40% de S_1 ($S_1 - S_2 \leq 4.0 * S_1$).

S_1 est la plus grande section ; on prend donc :

$$V = \frac{(S_1 + S_2) L}{2} \dots \dots \dots (1)$$

L : la distance entre les deux aires de section de coupe (en m).

- ✓ Quand les profils ou coupes sont parallèles et la différence entre les deux aire de section de coupe ($S_1 - S_2$) est supérieure à 40% de S_1 ($S_1 - S_2 > 4.0 \times S_1$).

S_1 est la plus grande section ; on prend donc :

$$V = \frac{(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}) L}{3} \dots \dots \dots (2)$$

- ✓ Quand les profils ne sont pas parallèles et avec un angle α de non parallélisme inférieur ou égal à 10° , avec $S_1 - S_2 \leq 40\%$ de S_1 (S_1 la plus grande section), on a donc :

$$V = \frac{H_1 + H_2}{2} \times \frac{S_1 + S_2}{2}$$

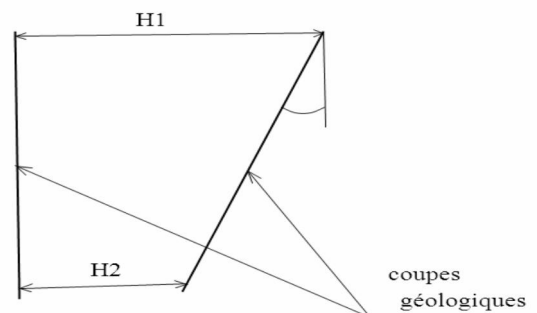


Figure 3. Sections transversales avec profils non parallèles.

Une interpolation géologique des teneurs est réalisée pour chaque section transversale (ou plan), et l'interprétation de chaque section est projetée de manière lisse sur les sections

voisines. Il convient de noter que cette interpolation en deux étapes (sur et entre les sections) représente les principales hypothèses sous-jacentes à la méthode des sections transversales. Chaque section géologique représente une tranche de la zone étudiée, et ces sections sont utilisées pour estimer les volumes de minéraux ou de minerai dans chaque tranche (figure 2 et 3). Une teneur moyenne pondérée sur une section est généralement projetée sur un volume s'étendant à mi-chemin des sections voisines (Alastair and Garston 2004). En multipliant les volumes par la teneur moyenne, il est possible d'estimer les réserves minérales pour la zone d'intérêt. Cependant, elle présente certaines limites en termes de précision, en particulier lorsque la géologie de la zone est complexe.

La Figure 4 démontre clairement comment l'irrégularité du contact minerai-stérile peut influencer l'estimation des réserves minières (Stone and Dunn 1996). En règle générale, la teneur est surestimée car une quantité inconnue de stérile est incluse dans le minerai interprété. De plus, une quantité inconnue de minerai est perdue dans le stérile (c'est-à-dire que certaines matières à teneur de minerai se trouvent en dehors des limites d'exploitation conçues).

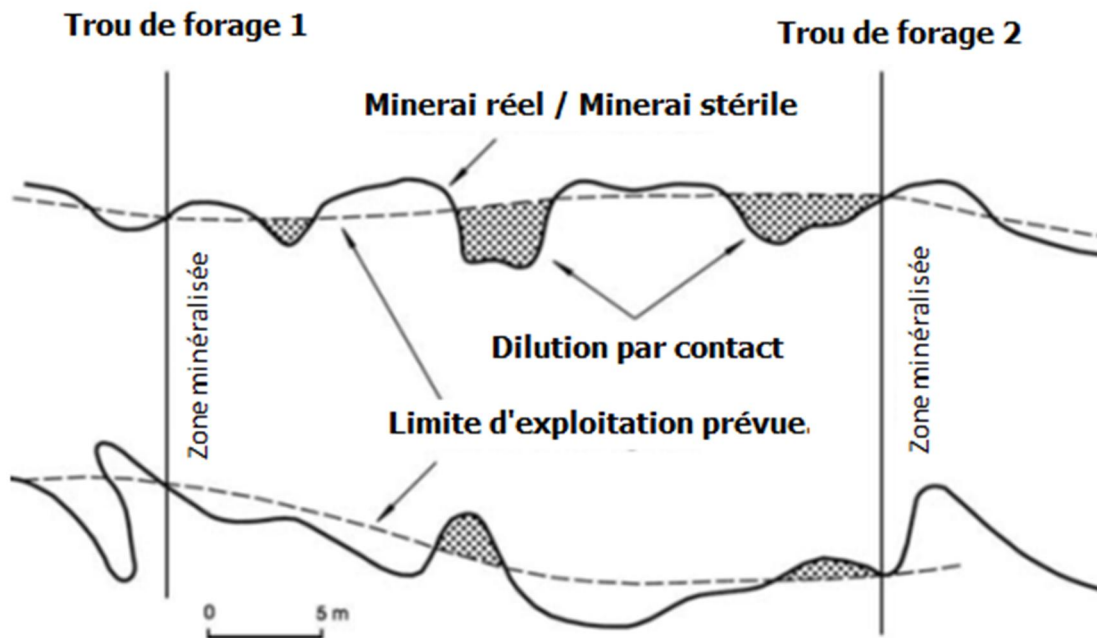


Figure 4. Représentations d'un contact irrégulier entre le minerai et les parties stérile. modifié d'après Stone et Dunn (1996).

Les lignes pointillées lisses interprétées à l'aide d'informations provenant de forages (sur des sections), mais qui sont interpolées entre les forages. Avec de tels contacts irréguliers, la

méthode des sections doit nécessairement être incorrecte (c'est-à-dire qu'elle ne peut donner par hasard la bonne estimation de teneur pour la zone interpolée car des déchets sont inclus dans la zone interprétée de minéralisation).

L'imprécision de la méthode des sections transversales réside principalement dans le fait qu'elle ne tient pas compte des variations potentielles à l'intérieur des sections elles-mêmes, se basant sur des données discrètes collectées aux points de sondage (Sinclair and Blackwell 2006). Cependant, cette dernière reste une approche précieuse pour les zones où les technologies plus avancées ne sont pas disponibles ou lorsque les sondages sont limités (Sinclair and Blackwell 2006). Il est essentiel de choisir la méthode d'estimation la plus adaptée, en fonction des caractéristiques géologiques spécifiques de chaque site minier pour garantir des estimations de réserves précises et fiables.

6.1.2. Méthode des polygones

Les méthodes polygonales (Annels 1991, Stone and Dunn 1996), englobent diverses approches visant à estimer les volumes de polygones individuels définis de manière géométrique à partir de données limitées. Dans le cas des méthodes polygonales où les données brutes ne sont pas lissées, une seule valeur de teneur ou d'épaisseur, provenant d'un échantillon de sondage, est utilisée comme la moyenne pour un grand bloc (prisme polygonal) de minerais ou de stériles (Figure 5a).

Sur une projection bidimensionnelle d'un gisement ou d'un banc montrant les emplacements des échantillons. Une méthode courante consiste à tracer des bissectrices perpendiculaires aux lignes reliant les échantillons (voir Figure 5). Chaque polygone contient un emplacement d'échantillonnage unique et tous les autres points à l'intérieur du polygone sont plus proches de cet échantillon central. Des décisions arbitraires doivent être prises quant à la façon dont les prismes marginaux sont délimités sur leur bord extérieur.

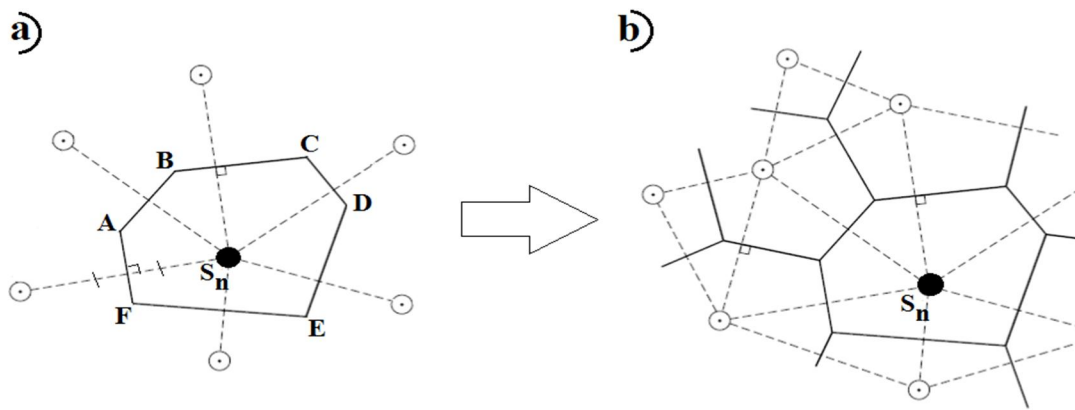


Figure 5. Construction d'une zone des polygones à laquelle une seule teneur contenue est appliquée (la teneur mesurée à l'échantillon est étendue à tout le polygone). Modifié d'après (Annels 1991).

Les cercles représentent les points de données (sondage avec des teneurs connues) ; les lignes en pointillés relient les points de données adjacents et forment des triangles de Delaunay ; les lignes épaisses définissant un polygone, sont perpendiculaires aux lignes en pointillés et divisent les lignes en pointillés en deux segments égaux. (a) où la teneur et l'épaisseur sont extrapolées vers le polygone ABCDEF ; (b) construction d'une série de polygones représentant une zone minéralisée.

Lorsque les trous de forage sont répartis de manière aléatoire, c'est-à-dire qu'ils ne suivent pas une grille régulière, la teneur et l'épaisseur de chaque trou peuvent être attribuées à un polygone irrégulier. On suppose que ces valeurs restent constantes dans toute la zone du polygone, qui peut être défini selon deux méthodes : les bissectrices perpendiculaires et les bissectrices angulaires. Des mosaïques polygonales sont établies en construisant des bissectrices perpendiculaires aux lignes de liaison reliant les trous de forage adjacents au trou en question (figure 5 b).

La troisième dimension, ou "hauteur" du prisme polygonal, correspond à l'épaisseur du gisement ou du banc perpendiculaire au plan de projection. Cela crée un modèle de prismes polygonaux auxquels sont attribuées les données (teneurs) contenues. La méthode est simple, rapide et permet une désagrégation automatique des données. D'autres méthodes de détermination des prismes polygonaux individuels peuvent aboutir à ce que les données ne soient pas situées de manière optimale au sein des prismes. Par exemple, si une grille carrée est superposée sur un champ de données bidimensionnel pour un banc donné, chaque "carré"

pourrait être estimé selon la teneur de carottage la plus proche ; cette variation de la méthode polygonale est appelée procédure d'estimation du plus proche voisin.

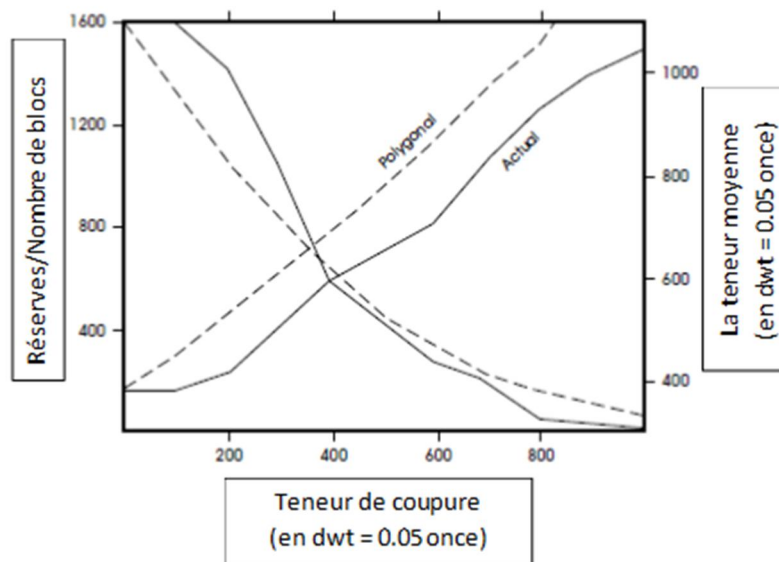


Figure 6. Ampleur des erreurs possibles lors de l'application d'une méthode des polygones à l'estimation des ressources/réserves (d'après Royle, 1979).

Les estimations polygonales (lignes en pointillés) sont présentées sous forme de "teneur tonnage" (le nombre de blocs remplace le tonnage) pour comparaison avec les données réelles (lignes pleines). Les courbes de tonnage s'inclinent vers le bas à droite ; les courbes de teneur moyenne s'inclinent vers le bas à gauche.

Un problème des méthodes des polygones est que les anisotropies spatiales de la distribution des teneurs ne sont généralement pas prises en compte (Alastair and Garston 2004). De plus, les marges des gisements sont généralement connues grâce à des informations d'analyse relativement espacées, de sorte que des analyses individuelles peuvent être attribuées à des volumes extrêmement importants de roche minéralisée. De toute évidence, un tel ensemble de blocs peut être loin d'être régulier.

6.1.3. Méthode des triangles

Une variante triangulaire de l'approche polygonale (comme illustré dans la Figure 5b) présente une approche plus prudente que l'assignation de valeurs uniques à de vastes blocs. Les prismes triangulaires sont définis sur une projection bidimensionnelle, tel qu'un plan de banc, en reliant trois emplacements d'échantillonnage de manière à créer un triangle qui

n'inclut aucun emplacement d'échantillonnage interne. La construction de ces triangles peut impliquer l'utilisation de la "triangulation de Delaunay" (Royle 1979).

La méthode consiste à attribuer la moyenne des trois valeurs aux sommets du triangle au prisme triangulaire (bloc) en question. L'avantage principal de cette approche réside dans l'introduction d'un certain degré de lissage dans les estimations des prismes individuels. En conséquence, l'estimation de la queue de la distribution de densité de grade est plus prudente que celle obtenue avec l'approche polygonale traditionnelle. Cependant, la méthode triangulaire n'est pas exempte de défis. Premièrement, le lissage est entièrement basé sur des facteurs empiriques, ce qui signifie qu'il ne peut pas refléter la réalité de manière optimale. Deuxièmement, la pondération égale de trois échantillons est un processus arbitraire et ne garantit pas une optimisation du calcul. Troisièmement, les anisotropies, c'est-à-dire les variations directionnelles dans la distribution des teneurs, ne sont pas systématiquement prises en compte. Enfin, les unités estimées ne peuvent pas former forcément une disposition régulière de blocs, ce qui peut affecter la précision de l'estimation.

6.1.4. Méthode de l'inverse de la distance

Les méthodes de pondération par l'inverse de la distance représentent une approche précieuse pour estimer les propriétés des gisements minéraux, en particulier lorsqu'un réseau régulier de blocs tridimensionnels est utilisé pour modéliser la géométrie d'un gisement (Alastair and Garston 2004). Cette méthode est couramment utilisée dans l'industrie minière pour estimer la teneur en minerai utile, l'épaisseur des couches minéralisées, et d'autres caractéristiques clés des gisements.

L'idée fondamentale de la méthode de l'inverse de la distance, repose sur le concept que les valeurs d'un bloc donné sont influencées de manière plus significative par les données géologiques les plus proches, en particulier en termes de distance géographique (Royle 1979, Setianto and Triandini 2013).

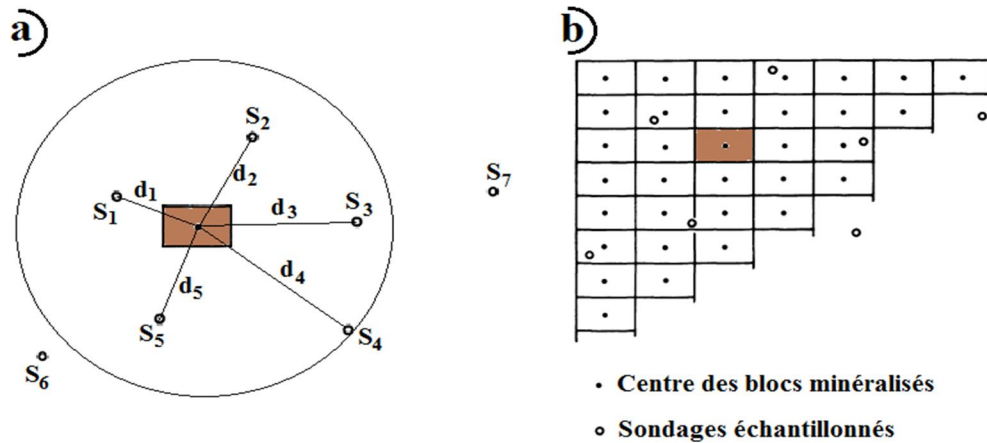


Figure 7. Estimation par la méthode de l'inverse de la distance.

a) la fenêtre mobile (circulaire) et son centre, les points de mesure (S_i) et les distances par rapport au centre (d_i), certains se trouvent à l'intérieur de la fenêtre, d'autres à l'extérieur ; b) Illustration de l'estimation de blocs, les points noirs représentent les centres des blocs à estimer, les petits cercles représentent les emplacements des sondages.

Cela signifie que les données géologiques situées à proximité du bloc à estimer sont prises en compte de manière prépondérante, tandis que les données plus éloignées ont un impact moindre. La quantité de données prise en compte pour chaque estimation individuelle dépend de critères de distance et de la précision souhaitée (figure 7). Ainsi, un poids est attribué à chaque donnée en fonction de sa proximité au point d'intérêt, et ces poids sont calculés en utilisant une fonction de l'inverse de la distance. Plus précisément, la formule de pondération attribue des poids plus élevés aux données proches et des poids plus faibles aux données plus éloignées. Les poids sont définis comme suit :

$$W_i = \left(1/d_i^n\right) / \left[\sum \left(1/d_i^n\right)\right] \quad \dots \dots \dots (3)$$

Où :

- W_i** : Les poids attribués aux données de sondage selon leur emplacement ;
- d_i** : La distance qui sépare le point à estimer des emplacements d'échantillonnage ;
- n** : varie généralement entre 1 et 3.

Cette technique applique un facteur de pondération, basé sur une fonction de distance linéaire ou exponentielle, à chaque échantillon entourant le point central d'un bloc de minerai. Le facteur de pondération est l'inverse de la distance entre chaque échantillon et le centre du bloc, élevé à la puissance 'n'. Où 'n' varie généralement entre 1 et 3. Seuls les échantillons se

trouvant dans une zone de recherche ou un volume spécifié sont pondérés de cette manière. Comme la méthode est laborieuse et répétitive, elle est généralement informatisée.

6.1.5. Conclusion

L'évaluation des réserves est d'une importance capitale pour l'industrie minière. Elle constitue le fondement sur lequel reposent les décisions d'exploitation et les investissements à long terme. Cependant, cette évaluation est loin d'être une tâche simple, elle est associée à des incertitudes qui peuvent influencer considérablement les résultats.

Les méthodes traditionnelles, telles que les coupes transversales, les polygones, les triangles et l'inverse de la distance, ont leurs limites en ce qui concerne la communication du degré de confiance associé aux estimations de quantités et de teneurs, comme souligné par plusieurs chercheurs (Isaaks and Srivastava 1989, Annels 1991, Stone and Dunn 1996, Arnaud and Emery 1999, Alastair and Garston 2004). En revanche, on sait que le krigeage, notamment le krigeage ordinaire (KO) fournit la meilleure estimation et sa variance associée. Il est largement utilisé pour l'estimation des ressources/réserves minières, principalement en raison de sa robustesse et de sa facilité dans l'évaluation de l'incertitude en utilisant la variance de krigeage. On sait aussi que la variance du KO est incapable de reconnaître la variabilité des données locales, un problème important lors de l'évaluation de gisements minéraux hétérogènes comportant des zones à teneur élevée et à teneur plus faible. Dans le deuxième chapitre, nous explorons des méthodes géostatistiques en combinaison avec d'autres approches avancées dans le but d'améliorer la fiabilité des estimations et d'intégrer de manière plus précise l'incertitude dans les évaluations des ressources et des réserves minières.

6.2. Méthodes géostatistiques

La géostatistique (Isaaks and Srivastava 1989, Alastair and Garston 2004), notamment le krigeage ordinaire, se distingue. En exploitant à la fois les aspects statistiques et spatiaux des données, le krigeage ordinaire offre une solution probabiliste puissante qui prend en considération la structure spatiale des données. Il en résulte une nette amélioration de la précision des estimations géo-spatiales. Cette partie de chapitre se penchera en détail sur la manière dont le krigeage ordinaire s'affirme comme une méthode précise et fiable pour la modélisation spatiale.

6.2.1. Théorie des variables régionalisées

La géostatistique repose sur les concepts de variables régionalisées, de fonctions aléatoires et de stationnarité. Une brève discussion théorique de ces concepts est nécessaire pour comprendre l'application pratique de la géostatistique à l'analyse de la variation des sols. Une couverture complète de la théorie des variables régionalisées et de ses applications géostatistiques est proposée par (David 1977, Journel and Huijbregts 1978, Clark 1979, Royle 1979).

6.2.2. Principaux modèles théoriques de variogrammes isotropes

– Modèle pépitique de palier C

La situation de plus forte d'irrégularité des variations locales correspond à une absence de dépendances entre des mesures effectuées à des sites différents, ce qui se traduit par l'effet de pépite (Figure 8.A) :

$$\text{➤ Pour tout } h \neq 0 \Rightarrow \begin{cases} C(h) = 0 \\ \gamma(h) = C(0) \end{cases} \dots \dots \dots (4)$$

Ce modèle traduit des discontinuités de la variable Z, dues soit à des erreurs de mesure, soit à la présence d'une microstructure (Arnaud and Emery 1999, Xavier 2001). Inversement, la situation théorique de plus grande régularité correspond à des dépendances locales maximales (Figure 8.B) :

$$\text{➤ Pour tout } h \neq 0 \Rightarrow \begin{cases} C(h) = C(0) \\ \gamma(h) = 0 \end{cases} \dots \dots \dots (5)$$

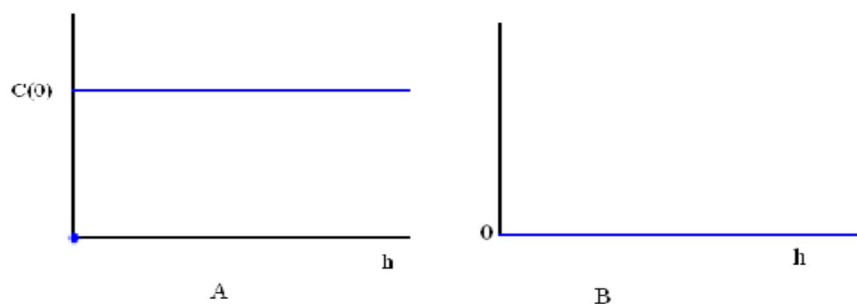


Figure 8. A ; B. Schéma type d'un variogramme (effet de pépite), (Causseur 2000).

– **Modèle sphérique de portée a et de palier C**

Le modèle de variogramme sphérique est l'un des modèles les plus couramment utilisés en géostatistique pour décrire la continuité spatiale des données. Ce modèle est particulièrement adapté pour représenter des phénomènes qui présentent une portée limitée dans l'espace.

$$\gamma(h) = \begin{cases} C_0 + C \left(\frac{3h}{2a} - \frac{h^3}{2h^3} \right) & 0 \leq h \leq a \\ C_0 + C & h > a \end{cases} \dots \dots \dots (6)$$

L'effet de pépite peut être considéré comme une variation très locale d'un modèle sphérique, avec une portée infiniment petite (Xavier 2001, Chiles and Delfiner 2012). Cependant, il est important de noter qu'il existe une distinction fondamentale entre les deux modèles du point de vue de la nature du phénomène : le premier modèle implique une discontinuité à l'échelle d'observation, avec des valeurs changeant brusquement d'un point à l'autre, tandis que le second modèle décrit un phénomène continu mais rugueux (Figure 9).

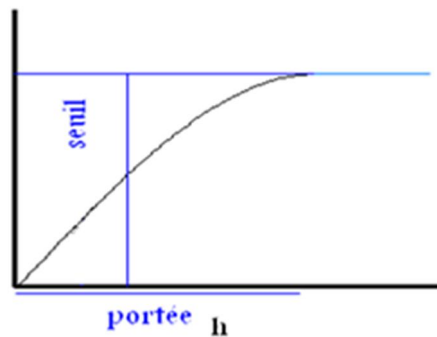


Figure 9. Schéma type d'un modèle de variogramme sphérique (Causeur 2000).

– **Modèle exponentiel de paramètre a et de palier C**

Il est particulièrement adapté pour représenter des phénomènes qui décroissent progressivement en corrélation spatiale avec la distance.

$$\gamma(h) = \gamma_0 + \sigma^2 \left[1 - \text{Exp} \left(-\frac{h}{a} \right) \right] \dots \dots \dots (7)$$

Notons que le modèle sphérique atteint effectivement son palier pour $h=a$ alors que le modèle exponentiel ne l'atteint qu'asymptotiquement.

– Modèle gaussien de paramètre a et de palier C

Ce modèle est souvent appliqué lorsque la distribution des données suit une forme de cloche ou de gaussienne.

$$\gamma(h) = \gamma_0 + \sigma^2 \left[1 - \text{Exp} \left(-\frac{h^2}{a^2} \right) \right] \dots \dots \dots (8)$$

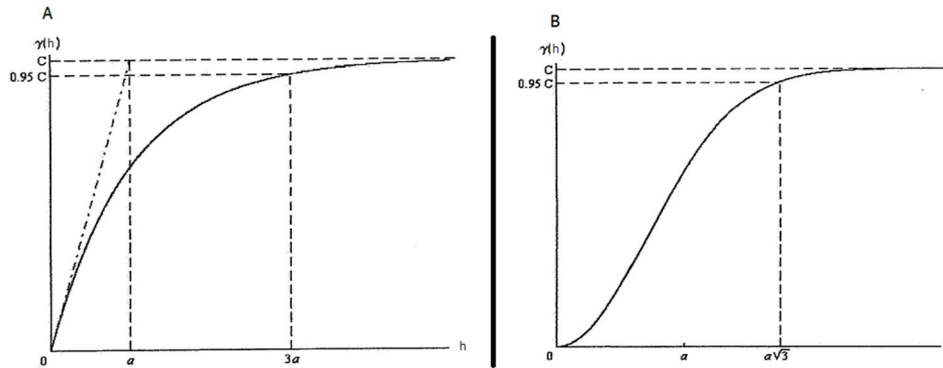


Figure 10. Schémas type d'un modèle de variogramme : (A) Exponentiel, (B) Gaussien (Xavier 2001).

Pour ces deux derniers variogrammes (Figure 10 A ; B), on peut prendre une portée pratique, pour laquelle le variogramme atteint 95% de la valeur de son palier (Xavier 2001, Chiles and Delfiner 2012).

Il est essentiel de s'assurer de la représentativité des points expérimentaux. Pour chaque point, il est recommandé d'indiquer le nombre de paires de données utilisées pour son calcul ; un faible nombre de paires indique un point peu fiable (Arnaud and Emery 1999). Egalement, il est parfois utile de visualiser la nuée variographique, afin d'examiner la variabilité des données et de détecter celles qui peuvent causer une instabilité numérique dans le variogramme expérimental.

Le choix entre un modèle de variogramme avec ou sans palier, dépend du comportement des variogrammes expérimentaux dans les directions étudiées, en particulier à de grandes distances. En règle générale, la fiabilité du variogramme expérimental diminue au-delà d'une distance équivalente à la moitié du diamètre du champ dans la direction considérée (Xavier 2001, Chiles and Delfiner 2012). L'ajustement du palier éventuel est basé sur les fluctuations du variogramme et/ou la variance empirique des données.

6.2.3. Interpolation par krigage

Le Krigage est défini comme étant un estimateur linéaire sans biais offrant une variance d'estimation minimale. L'estimateur de krigage en un point x , noté $Z^*(x)$ est défini comme la combinaison linéaire des valeurs connues $Z(x_i)$, il s'écrit alors :

$$Z^*(x) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \dots \dots \dots (9)$$

Les poids λ_i sont les inconnues du problème.

On définit alors l'erreur d'estimation comme étant la différence entre la valeur réelle et la valeur estimée :

$$e = Z(x) - Z^*(x) \dots \dots \dots (10)$$

Le meilleur estimateur est celui qui fournit l'erreur e la plus petite possible au point estimé. Pour l'ensemble des estimations réalisées, la variance de cette erreur doit être la plus petite possible.

6.2.4. Le krigage ordinaire

La technique de krigage ordinaire (Matheron 1967, Journel and Huijbregts 1978), suppose une moyenne inconnue, mais elle exploite l'invariance dans le voisinage du point à estimer. Cette méthode repose uniquement sur l'hypothèse de stationnarité intrinsèque.

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_j^n \lambda_j Cov[Z_i, Z_j] + \mu = Cov[Z_i, Z_j] \quad \forall i = 1 \dots n \\ \sum_j^n \lambda_j = 1 \end{array} \right. \dots \dots \dots (11)$$

6.2.5. La variance de krigage

La variance de Krigage représente la variance d'estimation minimale, est calculée en insérant les équations de krigage dans la formule générale de la variance d'estimation.

$$\sigma_k^2 = \sigma_e^2 = Var[Z_v] - \sum_{i=1}^n \lambda_i \cdot Cov[Z_v, Z_i] - \mu \dots \dots \dots (12)$$

Il est à signaler que La variance de krigeage est indépendante des valeurs observées, elle est uniquement liée au variogramme et à la disposition des points utilisés pour l'estimation par rapport au point (ou bloc) à estimer.

Comme la variance d'estimation s'écrit aussi en termes de variogramme, on peut aussi réécrire le système de krigeage en fonction du variogramme.

Ceci tient au fait que $C(h) = \sigma^2 - \gamma(h)$ et que $\sum \lambda_i = 1$.

$$\begin{cases} \sum_i^n \lambda_i \gamma(x_i, x_j) - \mu = \bar{\gamma}(v, x_i) & \forall i = 1 \dots n \\ \sum_j^n \lambda_j = 1 \end{cases} \dots \dots \dots (13)$$

Et, alors

$$\sigma_k^2 = \sum_{i=1}^n \lambda_i \cdot \bar{\gamma}(v, x_i) - \bar{\gamma}(v, v) - \mu \dots \dots \dots (14)$$

Il est intéressant de visualiser le système de krigeage ordinaire et la variance de krigeage ordinaire sous forme matricielle :

$$K\lambda = k$$

$$\sigma_k^2 = \sigma_k^2 - \lambda \cdot k \dots \dots \dots (15)$$

Où :

$$K = \begin{bmatrix} \sigma^2 & Cov(Z_1, Z_1) & \cdot & Cov(Z_1, Z_1) & 1 \\ Cov(Z_2, Z_1) & \sigma^2 & \cdot & Cov(Z_n, Z_1) & 1 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots & \vdots \\ Cov(Z_n, Z_1) & Cov(Z_n, Z_1) & \cdot & \sigma^2 & 1 \\ 1 & 1 & \cdot & 1 & 0 \end{bmatrix} \dots \dots \dots (16)$$

$$k = \begin{bmatrix} Cov(Z_1, Z_v) \\ Cov(Z_2, Z_v) \\ \vdots \\ Cov(Z_n, Z_v) \\ 1 \end{bmatrix} \text{ et } \lambda = \begin{bmatrix} \lambda_1 \\ \lambda_2 \\ \vdots \\ \lambda_n \\ \mu \end{bmatrix} \text{ et } \sigma_v^2 = \bar{C}(v, v) \dots \dots \dots (17)$$

Il est essentiel de fournir une estimation aussi précise que possible de la variable dans les zones non échantillonnées. Cependant, cette estimation demeure incomplète sans une évaluation de sa fiabilité, appelée variance d'estimation σ_v^2 .

Il est important de noter que cette variance ne représente pas une mesure directe de la précision de l'estimation de la valeur prédite. Toutefois, elle offre un indice de la qualité de l'estimation. Sa particularité réside dans le fait qu'elle ne dépend pas des valeurs observées aux points d'appui, mais plutôt de la configuration spatiale des données.

7. Teneur de coupure

La teneur de coupure est le seuil à partir duquel un minerai est considéré comme économiquement rentable. Elle doit permettre de couvrir tous les coûts liés à l'exploitation minière (Asad and Topal 2011, Asad, Qureshi et al. 2016).

7.1. Approches

7.1.1. Approche de Taylor

- Considère uniquement les coûts d'exploitation (fixes et variables).
- À pleine capacité, il faut couvrir les coûts fixes et variables. Si le concentrateur est sous-capacité, seuls les coûts variables sont pris en compte.
- Si les revenus sont actualisés, la teneur de coupure diminue dans le temps.

7.1.2. Approche de Lane

- Inclut un coût d'opportunité (intérêts sur le capital non exploité).
- Ce coût augmente la teneur de coupure au début de l'exploitation, mais diminue à mesure que le gisement est exploité.
- La prise en compte des coûts d'opportunité influence fortement la détermination de la teneur de coupure.

7.2. Facteurs influençant la teneur de coupure

- **Évolution des prix des métaux** : Un prix en baisse nécessite une teneur de coupure plus élevée, mais si une hausse est anticipée, il peut être judicieux d'exploiter du minerai de moindre qualité maintenant.
- **Capacité technologique de récupération** : Si le minerai peut être récupéré plus tard, une teneur de coupure plus élevée est possible. Sinon, elle doit être ajustée à la baisse.

7.3. Teneurs de coupure limites

Il existe trois types de limites :

1. **Limite de la mine** : Capacité de développement et d'extraction.
2. **Limite du traitement** : Capacité du concentrateur.
3. **Limite du marché** : Capacité de vente du métal.

Soit les variables suivantes :

c: teneur de coupure ;

x_c : proportion du matériau minéralisé sélectionné - dans le gisement - (fonction de la teneur de coupure) ;

g_c : teneur moyenne du minerai sélectionné (après dilution; fonction de la teneur de coupure) ; P

y: taux de récupération du concentrateur ;

p: prix d'une tonne de métal ;

k: coût de mise en marché d'une tonne de métal (fonderie, raffinage, transport, assurance, etc...) ;

h: frais variables de traitement d'une tonne de minerai (concassage, remontée, concentration) ;

m: frais variables d'extraction d'une tonne de matériau minéralisé (développement, forage, tir, incluant stérile) ;

f: frais fixes (administration, ingénierie, frais de capital) ;

F: coûts d'opportunité. Lane (1988) définit ce terme comme étant le revenu que rapporterait un montant égal à la valeur présente du gisement placé à un taux d'intérêt spécifié ;

M: La capacité de d'extraction (matériau minéralisé) ;

H: La capacité de traitement (minerai sélectionné) ;

K: La capacité du marché (métal) ;

v: Le profit net généré par une unité de matériau minéralisé.

Utilisant ces définitions, on voit que 1 tonne de matériau minéralisé donne x_c tonne de minerai, et $x_c g_c y$ tonne de métal.

Dans ce qui suit, on considère à tour de rôle que la mine est le facteur limitatif, puis le concentrateur, puis le marché (fonderie). Dans chaque cas, il faut convertir la capacité de l'installation en équivalent « tonnes de matériau minéralisé » et répartir les frais fixes en \$/tonne matériau minéralisé. Ainsi, la mine a une capacité de M tonnes de matériau minéralisé, le concentrateur traite H tonnes de minerai soit H/x_c tonnes de matériau minéralisé et le marché a une capacité de K tonnes de métal soit $K/(g_c y)$ tonnes de minerai et $K/(g_c y x_c)$ tonnes de matériau minéralisé.

7.3.1. La mine est le facteur limitatif

M tonnes de matériau minéralisé sont minées et doivent supporter les frais fixes. La fonction de profit net à maximiser vaut donc:

$$V = [(p-k) x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)]/M \dots\dots\dots(18)$$

Le terme $x_c g_c y$ représente le métal produit.

Le terme $(p-k)x_c g_c y$ représente le revenu brut obtenu de la vente de ce métal

m est le coût d'extraction encouru pour avoir accès au matériau minéralisé et récupérer le minerai

$x_c h$ est le coût de traitement du minerai

$(f+F)$ représente les frais fixes et le coût d'opportunité

$(f+F)/M$ représente le coût par tonne miné dû aux frais fixes.

Dans (1), les termes m et $(f+F)/M$ ne dépendent pas de la teneur de coupure adoptée. On peut aussi bien maximiser :

$$v_2 = (p-k)q_c y - h x_c \dots\dots\dots(19)$$

où $q_c = x_c g_c$. La courbe de profit net par tonne de matériau minéralisé en fonction de la teneur de coupure possède un seul maximum atteint en c_1 . Comme il existe une relation monotone entre c et x_c , on peut aussi bien dériver par rapport à x_c que par rapport à c (le x_c optimal identifie automatiquement le « c » optimal). Posant la dérivée de (2) par rapport à x_c égale à zéro et notant que

$dq_c / dx_c = c$, on trouve :

$$c_1 = \frac{h}{y(p - k)} \dots \dots \dots (20)$$

Cette teneur de coupure exprime le fait que le concentrateur et le marché sont en attente, tout le matériau qui permet de rencontrer les coûts variables d'exploitation générera un profit supplémentaire. (Note: cette teneur de coupure correspond à la teneur de coupure « breakeven »)

On notera que dans ce cas de figure, la teneur optimale ne dépend aucunement du facteur temps (lequel est inclus dans le terme d'opportunité F).

7.3.2. Le concentrateur est le facteur limitatif

$$c_2 = \frac{h + [(F + f)/H]}{y(p - k)} \dots \dots \dots (21)$$

On notera que cette fois le facteur temps intervient dans la détermination de la teneur de coupure par la présence du terme F (coût d'opportunité).

7.3.3. Le marché est le facteur limitatif

$$c_3 = \frac{h}{y[(p - k) - (F + f)/K]} \dots \dots \dots (22)$$

Si on hausse la teneur de coupure, un surplus de métal sera produit qui ne pourra être vendu ou qui ne pourra être raffiné et on aura encouru des frais d'exploitation supplémentaires pour exploiter à cette teneur (les coûts de développement pour le minage seront supérieurs). Si on baisse la teneur de coupure, alors on aura un manque de métal encourageant une perte.

- Ces teneurs dépendent de la capacité des installations et du marché. Une teneur trop élevée peut entraîner des pertes si le minerai ne peut pas être traité.

Les équations décrivent comment maximiser le profit net selon que la mine, le concentrateur ou le marché soit le facteur limitatif. Les teneurs de coupure optimales sont déterminées par ces formules, avec $c_1 < c_2 < c_3$.

8. Exercices corrigés

Exercice 1 : (Méthode des sections)

Le tableau suivant résume les résultats d'analyses géochimiques des échantillons d'une partie de gisement :

Profil	N° Sondage	X (m)	Y (m)	Z	Ep	t
1	1	755 280.00	279 900.00	900	35	22.5
1	2	755 400.00	279 900.00	920	30	25
1	3	755 520.00	279 900.00	920	28	21
2	15	755 280.00	280 300.00	910	27	21
2	16	755 400.00	280 300.00	908	30	24
2	17	755 520.00	280 300.00	905	25	23

Sachant que les surfaces change linéairement et les teneurs change brusquement :

- Calculer les surfaces minéralisées ainsi que le volume de la roche minéralisées compris entre ces deux profils (schématiser les deux profils).
- Calculer la teneur moyenne de chaque profil.
- Calculer le tonnage du minerai sachant que la densité du minerai $\gamma = 3.4$,

Exercice 2 : (Méthodes des triangles & inverse de la distance)

Le tableau suivant résume les résultats d'analyses géochimiques des échantillons d'une partie d'un gisement, sachant que la densité de minerai = 3.

Profils	N° Sondage	X	Y	t	Ep
A	1	754 100	278 600	22.00	29.00
A	2	754 100	278 710	18.00	28.00
A	3	754 100	278 820	20.00	26.50
A	4	754 100	278 930	17.30	27.00
B	21	754 220	278 600	19.10	25.50
B	22	754 200	278 710	23.00	21.50
B	23	754 220	278 820	25.10	23.00

B	24	754 240	278 930	18.10	25.00
C	31	754 340	278 600	16.20	23.00
C	32	754 350	278 710	18.10	22.50
C	33	754 340	278 820	20.20	21.30
C	34	754 350	278 930	17.30	21.00
D	41	754 460	278 600	15.70	23.00
D	42	754 450	278 710	18.20	25.00
D	43	754 470	278 820	16.50	24.50
D	44	754 450	278 930	17.80	24.20

- 1- En utilisant la méthode des triangles (méthode des %), calculer la teneur moyenne des surfaces minéralisées ainsi que le tonnage en minerai, situé dans les deux triangles entourés par les sondages 22, 23, 32, 33.
- 2- En utilisant la méthode de l'inverse de la distance carrée. Estimer la teneur et l'épaisseur au point A, représenté par les coordonnées X= 754 300. Y=278 750.

Exercice 3 : Géostatistique (calcul variographiques)

Le tableau suivant résume les résultats d'analyses géochimiques des échantillons d'une partie d'un gisement :

Profils	N° Sondage	X	Y	t	Ep
A	1	754 100	278 600	22.00	29.00
A	2	754 100	278 710	18.00	28.00
A	3	754 100	278 820	20.00	26.50
A	4	754 100	278 930	17.30	999.00
B	21	754 220	278 600	19.10	25.50
B	22	754 200	278 710	22.00	22.50
B	23	754 220	278 820	25.10	23.00
B	24	754 240	278 930	999.00	25.00
C	31	754 340	278 600	16.20	23.00
C	32	754 350	278 710	18.10	22.50

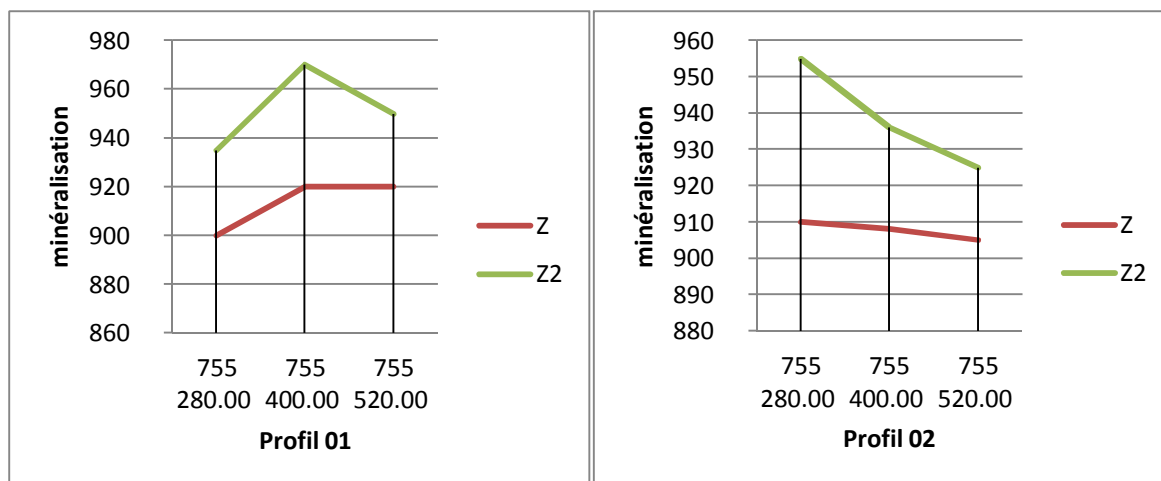
C	33	754 340	278 820	19.20	22.30
C	34	754 350	278 930	17.30	21.00
D	41	754 460	278 600	15.70	23.00
D	42	754 450	278 710	18.20	25.00
D	43	754 470	278 820	16.50	24.50
D	44	754 450	278 930	17.80	24.20

3- Calculer les différents points du semi-variogramme $\gamma(h)$, des **teneurs et des épaisseurs** pour un **pas = 20 m**.

Sur le même graphique tracé les différents points du semi-variogramme expérimentale dans le graphique $\gamma = f(h)$.

Exercice 1 :

1. Les surfaces minéralisées :



profil	Surfaces M	surfaces totale des profils	volume de la roche minéralisé
1	3 900	7 380	2 820 000.00
1	3 480		
2	3 420	6 720	
2	3 300		

1. Teneurs moyen par profil :

profil	Nouveaux épaisseurs (s')	sous-surfaces		tmoy (%)
1	43	2 325	2 775	25.01
1	40	2 700	2 100	
2	37	2 445	1 935	24.26
2	24	1 560	1 320	

2. Teneurs moyenne du gisement et Tonnage de minerai :

$$t_{\text{moy}} = 24.69\%$$

$$Q_{\text{minerai}} = 3\,241\,745 \text{ tonnes}$$

Exercice 2 :

1- En utilisant la méthode des triangles (méthode des %).

choix des traingles	ti (%)	Epi (m)	Σti (%)	ti*Ep	Σepi (m)	tm (%)	Surface (m2)	V (m3)	Volume de Minerai (m3)	V. T. par choix (m3)	Tonnage. par choix (t)
1	23	21.5	66.2	494.50	67	22.07	8250	184 250	40 662	71 736	200 862
	25.1	23		577.30							
	18.1	22.5		407.25							
	25.1	23	577.30	66.8	21.14	6600	146 960	31 075			
	18.1	22.5	407.25								
	20.2	21.3	430.26								
2	23	21.5	61.3	494.50	65.3	20.42	8250	179 575	36 677	69 656	195 038
	18.1	22.5		407.25							
	20.2	21.3		430.26							
	23	21.5	494.50	65.8	22.78	6600	144 760	32 979			
	25.1	23	577.30								
	20.2	21.3	430.26								

2- En utilisant la méthode de l'inverse de la distance carré. A (X= 754300.00, Y= 278750.00) ;

N° sondage	X (m)	Y (m)	t (%)	Ep (m)	1/d²	t/d²	Ep/d²
1	754 100	278 600	22	29	1.60E-05	3.52E-04	4.64E-04
2	754 100	278 710	18	28	2.40E-05	4.33E-04	6.73E-04
3	754 100	278 820	20	26.5	2.23E-05	4.45E-04	5.90E-04
4	754 100	278 930	17.3	27	1.38E-05	2.39E-04	3.73E-04
21	754 220	278 600	19.1	25.5	3.46E-05	6.61E-04	8.82E-04
22	754 200	278 710	23	21.5	8.62E-05	1.98E-03	1.85E-03
23	754 220	278 820	25.1	23	8.85E-05	2.22E-03	2.04E-03
24	754 240	278 930	18.1	25	2.78E-05	5.03E-04	6.94E-04
31	754 340	278 600	16.2	23	4.15E-05	6.72E-04	9.54E-04
32	754 350	278 710	18.1	22.5	2.44E-04	4.41E-03	5.49E-03
33	754 340	278 820	20.2	21.3	1.54E-04	3.11E-03	3.28E-03
34	754 350	278 930	17.3	21	2.87E-05	4.96E-04	6.02E-04
41	754 460	278 600	15.7	23	2.08E-05	3.26E-04	4.78E-04
42	754 450	278 710	18.2	25	4.15E-05	7.55E-04	1.04E-03
43	754 470	278 820	16.5	24.5	2.96E-05	4.88E-04	7.25E-04
44	754 450	278 930	17.8	24.2	1.82E-05	3.24E-04	4.41E-04

Ep_A(estimé) = 19.55 m

t_A (estimé) = 23.08 %

Exercice 3 :

Les différentes points du semi-variogramme $\gamma(h)$, pour un pas = 20 m.

$$\gamma_e(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_i^{N(h)} [(Z(x_i) - Z(x_i + h))^2]$$

Pour les teneurs : pas = 20 m ; omnidirectionnel :

h=(20, 40, 60, 80) => $\gamma(h)$ = n'existe pas ; h=100 => $\gamma(h)$ = 2.71 ; h=120 => $\gamma(h)$ = 7.789 ; h=(140, 160, 180, 200) => $\gamma(h)$ = n'existe pas ; h=220 => $\gamma(h)$ = 4.190 ; h=240 => $\gamma(h)$ = 7.64 ; h=(260, 280, 300, 320, 340) => $\gamma(h)$ = n'existe pas ; h=360 => $\gamma(h)$ = 19.845 ;

Pour les épaisseurs : pas = 20 m ; omnidirectionnel :

$h=(20, 40, 60, 80) \Rightarrow \gamma(h) = \text{n'existe pas}$; $h=100 \Rightarrow \gamma(h) = 7.79$; $h=120 \Rightarrow \gamma(h) = 3.124$; $h=(140, 160, 180, 200) \Rightarrow \gamma(h) = \text{n'existe pas}$; $h=220 \Rightarrow \gamma(h) = 1.588$; $h=240 \Rightarrow \gamma(h) = 9.981$; $h=(260, 280, 300, 320, 340) \Rightarrow \gamma(h) = \text{n'existe pas}$; $h=360 \Rightarrow \gamma(h) = 18$;

Chapitre 02 : Choix du mode et méthode d'exploitation

1. Introduction

La connaissance et la classification des gisements miniers constituent une étape préalable fondamentale à toute opération d'exploitation. Avant même de penser à extraire le minerai, il est indispensable de comprendre la nature, la structure et la disposition des corps minéralisés dans le sous-sol.

Comme le soulignent Hartman & Mutmanský (2002), cette compréhension permet non seulement d'identifier les méthodes d'extraction les plus appropriées, mais aussi d'optimiser la rentabilité du projet, de limiter les risques géotechniques, et de réduire les impacts environnementaux.

En effet, le choix du mode et de la méthode d'exploitation repose sur une série de décisions stratégiques directement liées aux caractéristiques géologiques du gisement. Selon sa forme, sa profondeur, son extension latérale ou encore sa teneur, certaines techniques seront plus adaptées que d'autres.

La classification des gisements, en distinguant notamment entre gisements en amas, filoniens, et gisements tabulaires ou subhorizontaux, offre un premier cadre d'analyse permettant d'orienter les choix techniques (Hartman and Mutmanský 2002).

Chaque type de gisement présente des défis spécifiques : contraintes de stabilité, risques liés aux eaux souterraines, coûts de décapage, dilution du minerai, etc. De plus, les enjeux économiques (valorisation des ressources, gestion des déchets) et environnementaux (protection des sols, des eaux et des écosystèmes) exigent une adaptation fine des méthodes d'exploitation à la nature du gisement.

C'est pourquoi une bonne classification, fondée sur une étude géologique rigoureuse, constitue un levier stratégique essentiel pour assurer le succès des projets miniers modernes. Elle permet également d'anticiper les coûts d'exploitation, d'améliorer la planification minière et de garantir une meilleure sécurité pour les travailleurs.

La suite de ce chapitre présentera les principales catégories de gisements et exposera les critères essentiels permettant de déterminer la méthode d'exploitation la plus appropriée, dans une perspective de rentabilité, de sécurité et de durabilité.

2. Classification des gisements

La classification des gisements est essentielle pour déterminer les techniques d'exploitation les plus adaptées à chaque configuration, optimisant ainsi l'efficacité et la rentabilité des opérations minières. On peut regrouper les gisements en deux grandes catégories principales :

2.1. Gisements en forme d'amas et de filon

Ces gisements se présentent sous forme de masses compactes ou de veines minéralisées intrusives dans la roche encaissante (Guilbert and Park Jr 2007). Ils peuvent être :

- **Dressants** : de direction verticale.
- **Semi-dressants** : inclinés à différents angles.

L'exploitation de ces types de gisements nécessite souvent des méthodes **souterraines**, telles que le **forage**, le **tir des mines** et le **remblayage**, notamment lorsque le minerai est situé à des profondeurs importantes ou dans un environnement géologique complexe. Le choix de la méthode dépendra aussi du taux de récupération souhaité et de la stabilité du massif rocheux.

2.2. Gisements subhorizontaux ou tabulaires

Ces gisements, généralement plus étendus et à faible pendage, se développent horizontalement ou subhorizontalement (Brady and Brown 2006). Ils peuvent :

- **Affleurer en surface**, facilitant leur identification.
- Être **recouverts de stérile**, nécessitant des opérations de décapage.

Dans ce cas, l'**exploitation à ciel ouvert** est souvent privilégiée, car elle permet un accès direct au minerai avec des coûts d'extraction généralement plus faibles. Cette méthode permet également une plus grande mécanisation et une productivité accrue, mais elle peut entraîner des impacts environnementaux plus importants si elle n'est pas correctement planifiée.

2.3. Critères de Choix de la Méthode d'Exploitation

Bien que la classification des gisements constitue une étape importante dans la planification minière, elle demeure insuffisante pour déterminer avec précision le mode et la méthode d'exploitation les plus adaptés. D'autres critères interviennent, influençant directement ou

indirectement la faisabilité technique, la rentabilité économique et les impacts environnementaux de l'exploitation.

2.3.1. Nature du Dépôt

La nature géologique du gisement, qu'il soit **sédimentaire, magmatique ou métamorphique**, et/ou à dominance **métallifère**, a une incidence directe sur les techniques d'extraction (Hustrulid and Kuchta 2006).

Les gisements sédimentaires sont souvent plus homogènes et se prêtent mieux aux méthodes à ciel ouvert, tandis que les gisements métallifères, souvent plus complexes, peuvent nécessiter des méthodes souterraines et des traitements spécifiques pour la valorisation du minerai.

2.3.2. Disposition dans le Sol

L'**orientation** (horizontale, inclinée, verticale) et la **profondeur** du gisement influencent fortement les choix techniques. Un gisement affleurant ou situé à faible profondeur favorisera une exploitation à ciel ouvert, alors qu'un gisement profond exigera des méthodes souterraines plus coûteuses et plus complexes.

2.3.3. Morphologie du Gisement

La **forme** du gisement (filon, lentille, nappe, amas, couche tabulaire, etc.) conditionne le type de creusement possible. Par exemple, les filons étroits mais continus sont souvent extraits par méthodes de chambres et piliers ou de foudroyage, tandis que les nappes larges et peu profondes sont mieux adaptées aux méthodes par gradins à ciel ouvert.

2.3.4. Accidents Tectoniques

La présence de **failles, plis, cisaillements** ou autres structures tectoniques peut compliquer l'exploitation, en augmentant les risques de **rupture de stabilité**, en **décalant les corps minéralisés**, ou en rendant difficile l'accès aux zones riches. Ces éléments nécessitent des études géotechniques approfondies et peuvent exiger des renforcements spécifiques.

2.3.5. Hydrographie et Conditions Hydrogéologiques

La gestion des **eaux souterraines et de surface** est un facteur critique, surtout en exploitation souterraine. La présence d'un niveau phréatique élevé ou d'aquifères dans la zone minière peut nécessiter des systèmes de **drainage, de pompage**, ou des **ouvrages d'étanchéité**, augmentant ainsi les coûts et les précautions à prendre.

2.4. Choix du mode d'exploitation

L'exploitation à ciel ouvert est généralement privilégiée lorsque le gisement affleure à la surface ou se trouve à faible profondeur. Cette méthode devient particulièrement avantageuse lorsque les coûts d'extraction en surface sont inférieurs à ceux de l'exploitation souterraine. Elle offre un accès direct au minerai, réduisant ainsi les besoins en infrastructures complexes et en équipements spécialisés souvent indispensables dans les exploitations souterraines.

En outre, l'exploitation à ciel ouvert permet l'extraction de volumes importants de minerai, améliorant ainsi l'efficacité opérationnelle. Elle présente également un niveau de sécurité supérieur pour les travailleurs, qui sont moins exposés aux dangers liés aux environnements souterrains, tels que les éboulements ou la présence de gaz nocifs.

Cependant, cette méthode présente certaines limites. Elle est peu adaptée aux gisements profonds ou discontinus et peut engendrer des impacts environnementaux significatifs, notamment en raison du décapage massif de sols, de la déforestation et de la perturbation des écosystèmes (Ripley and Redmann 1995). De plus, des contraintes sociales ou réglementaires (zones protégées, proximité d'habitations, etc.) peuvent limiter son utilisation.

Ainsi, le choix entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine repose sur une évaluation rigoureuse des paramètres géologiques, des coûts d'investissement et d'exploitation, des impacts environnementaux ainsi que de la rentabilité économique du projet.

Le tableau suivant synthétise les principales différences entre ces deux méthodes d'exploitation :

Tableau 1 : Comparaison entre exploitation à ciel ouvert et exploitation souterraine

Critères	Exploitation à Ciel Ouvert	Exploitation Souterraine
Conditions favorables	<ul style="list-style-type: none">- Gisement affleurant ou peu profond ;- Grandes dimensions latérales ;- Coûts d'extraction plus faibles	<ul style="list-style-type: none">- Gisement profond ou discontinus- Zones où l'impact de surface doit être limité
Avantages	<ul style="list-style-type: none">- Accès direct au minerai ;- Extraction en grande quantité ;- Moins de risques pour les travailleurs	<ul style="list-style-type: none">- Moins d'impact en surface- Moins de décapage et de perturbation écologique

	(effondrements, gaz...)	- Adaptée à certains gisements filoniens
Inconvénients / Limites	<ul style="list-style-type: none"> - Moins adaptée aux gisements profonds - Impacts environnementaux importants (décapage, déforestation, perturbation des écosystèmes) - Restrictions possibles (zones protégées, proximité d'habitations) 	<ul style="list-style-type: none"> - Coûts d'infrastructure élevés - Besoins en ventilation, soutènement, sécurité - Extraction plus lente et souvent plus coûteuse
Critères de choix globaux	<ul style="list-style-type: none"> - Paramètres géologiques (profondeur, forme, continuité) ; - Impacts environnementaux ; - Coûts d'investissement et d'exploitation ; - Rentabilité attendue. 	

2.5. Rapport de Découverte (Rd)

Le **rapport de découverte (Rd)** est un indicateur économique essentiel, défini comme le rapport entre la quantité de stérile extrait (Qs) et la quantité de minerai extrait (Qm) (Lerchs 1965) :

$$Rd = \frac{Q_s}{Q_m} \dots \dots \dots (23)$$

Où :

- Qs = Quantité de stérile extraite
- Qm = Quantité de minerai extraite

Lerchs & Grossmann (1965) ont démontré que l'optimisation du Rd repose sur un équilibre entre coûts d'extraction et valeur du minerai, avec des seuils critiques variant selon la profondeur. Un Rd **faible** est généralement recherché car il indique une faible quantité de stérile à déplacer pour atteindre le minerai, ce qui améliore la rentabilité. À l'inverse, un Rd **élevé** peut rendre l'exploitation économiquement non viable, sauf en cas de teneurs exceptionnellement riches.

Les mines à ciel ouvert peuvent avoir un rapport de découverte (Rd) qui varie avec la profondeur d'exploitation. Dans ce contexte, lorsque le gisement est dressant ou semi-dressant, le Rd a tendance à augmenter à mesure que l'on descend. Cela signifie que le coût de revient par tonne de minerai extrait augmente également.

2.5.1. Expression du Rapport de Découverte constant

Une mine à ciel ouvert avec un rapport de découverte (Rd) constant, signifie que le volume de roche stérile à extraire pour accéder au minerai reste stable tout au long de l'exploitation. Cela se produit souvent dans des gisements qui sont étendus horizontalement et où la couverture de stériles est uniforme, comme dans le cas de gisements plats ou subhorizontaux.

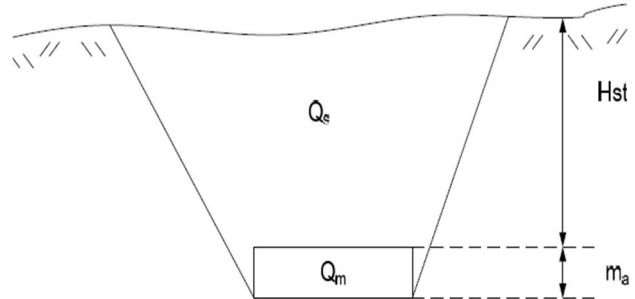
Le taux de découverte peut être approximé par la formule suivante :

$$Rd = \frac{H_{st}}{H_m} \dots \dots \dots (24)$$

Où :

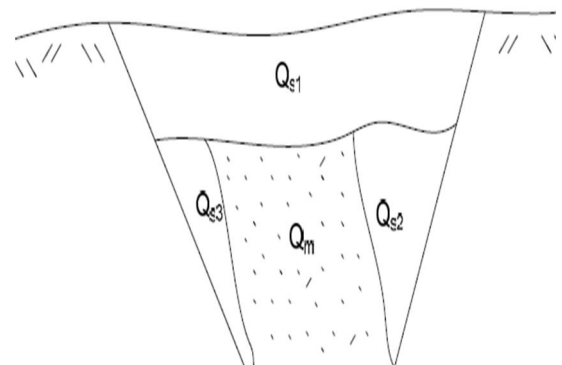
- H_{st} : l'épaisseur des stériles.
- H_m : la puissance moyenne du gisement minéral.

Avoir un Rd constant est avantageux pour la planification minière, car cela permet de prévoir les coûts d'extraction et d'optimiser les opérations. Dans ce type de mine, les exploitants peuvent mieux gérer les ressources et les coûts, rendant l'exploitation plus efficace.



2.5.2. Expression du Rapport de Découverte variable

Un rapport de découverte (Rd) qui varie avec l'approfondissement des travaux d'exploitation signifie que le volume de roche stérile à extraire augmente à mesure que l'on descend plus profondément dans le gisement. Ce phénomène est typique des gisements inclinés ou semi-inclinés, où la géologie du site impose des changements dans le rapport entre le volume de stériles et le volume de minerai.



Le rapport de découverte peut être exprimé par l'équation suivante :

$$Rd = \frac{Q_s}{Q_m} = \frac{Q_{s1} + Q_{s2} + Q_{s3}}{Q_m} \dots \dots \dots (25)$$

Où :

- Q_{s1} : quantité de stérile de recouvrement
- Q_{s2} et Q_{s3} : quantités de stérile intercalaire

3. Étude de Cas : Gisement de Cuivre

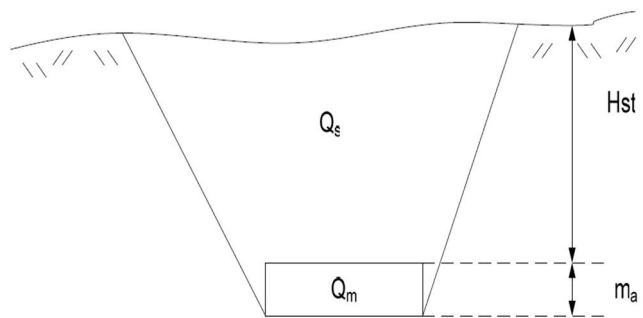
En évaluent la viabilité d'un gisement de cuivre situé à une profondeur moyenne de 50 mètres.

Q_s : la quantité de stérile extraite ;

Q_m : la quantité du minerai extraite.

H_{st} : hauteur de stérile ;

m_a : hauteur de minerai (la couche minéralisée).



Les données concernant ce gisement sont les suivantes :

- **Volume de minerai extrait (V_m)** : 40 000 m³
- **Volume de stérile déplacé (V_s)** : 160 000 m³
- **Densité du minerai de cuivre** : 2,5 t/m³
- **Densité du stérile** : 1,8 t/m³
- **Coût de déplacement du stérile** : 4 € par m³
- **Coût de traitement du minerai** : 15 € par m³
 - Calculez le rapport de couverture (RC) pour ce gisement.
 - Calculez le coût total d'exploitation lié au déplacement du stérile et au traitement du minerai.
 - Discutez des implications économiques de ce rapport de couverture pour l'exploitation à ciel ouvert de ce gisement. À partir de quel rapport de couverture jugeriez-vous l'exploitation non rentable ?
 - Supposons qu'une étude géologique indique que le volume de stérile à déplacer augmentera de 20 % si l'exploitation est approfondie à 70 mètres. Recalculez le rapport de couverture et discutez de l'impact sur la rentabilité du projet.

4. Réponses :

1. Calcul du Rapport de Couverture (RC)

$$RC = V_s / V_m$$

- Volume de stérile déplacé (V_s) : 160 000 m³
- Volume de minerai extrait (V_m) : 40 000 m³

$$RC = 160\,000\text{ m}^3 / 40\,000\text{ m}^3 = 4$$

Cela signifie qu'il faut déplacer 4 m³ de stérile pour chaque m³ de minerai extrait.

2. Estimation des Coûts

- **Coût de déplacement du stérile :**

$$\text{Coût de stérile} = V_s \times \text{Coût unitaire de stérile} = 160\,000\text{ m}^3 \times 4\text{ €} = 640\,000\text{ €}$$

- **Coût de traitement du minerai :**

$$\text{Coût de minerai} = V_m \times \text{Coût unitaire de minerai} = 40\,000\text{ m}^3 \times 15\text{ €} = 600\,000\text{ €}$$

- **Coût total d'exploitation :**

$$\text{Coût total} = \text{Coût de stérile} + \text{Coût de minerai} = 640\,000\text{ €} + 600\,000\text{ €} = 1\,240\,000\text{ €}$$

3. Interprétation des Résultats

- $RC = 4$, indique qu'il faut déplacer quatre fois plus de stérile que le volume de minerai extrait. Cela suggère des coûts d'exploitation élevés, ce qui peut rendre le projet moins rentable.
- Un RC de 4 peut être considéré comme élevé. En général, un rapport supérieur à 3 est souvent jugé non rentable pour des exploitations à ciel ouvert, mais cela dépend des marges bénéficiaires sur le minerai extrait.
- Il est essentiel d'intégrer aussi la teneur du minerai dans l'analyse : un minerai riche peut justifier un RC élevé, alors qu'un minerai pauvre ne le peut pas.

Torries (1998) recommande d'intégrer des analyses de sensibilité aux fluctuations des prix du minerai pour évaluer la rentabilité à long terme.

4. Scénario approfondissement à 70 m

- **Augmentation de 20 % du volume de stérile :**

$$V_s \text{ nouveau} = V_s + (0.20 \times V_s) = 160\,000 \text{ m}^3 + 32\,000 \text{ m}^3 = 192\,000 \text{ m}^3$$

- **Re-calcul du Rapport de Couverture (RC) :**

$$\text{RC nouveau} = 192\,000 \text{ m}^3 / 40\,000 \text{ m}^3 = 4.8$$

Le nouveau rapport de couverture de 4.8 signifie qu'il faut déplacer 4,8 m³ de stérile pour chaque m³ de minerai extrait. Cela renforce l'idée que l'exploitation à ciel ouvert devient encore moins rentable à cette profondeur.

Avant d'engager des travaux d'approfondissement, une étude de faisabilité technico-économique s'impose, intégrant des simulations de prix, de coûts variables et de durée de vie de la mine (Torries 1998).

5. Transition vers une exploitation souterraine

La transition d'une exploitation à ciel ouvert vers une exploitation souterraine nécessite une **étude technico-économique approfondie** (Azadeh, Osanloo et al. 2010). Il ne s'agit pas simplement de changer de méthode d'exploitation, mais d'évaluer :

- Les **coûts d'investissement supplémentaires** (galeries, puits, ventilation).
- La **productivité potentielle** et les rendements attendus.
- Les **risques géotechniques** et les contraintes d'accès au gisement.

Cette décision repose souvent sur une analyse de la pente économique de la fosse, c'est-à-dire la profondeur au-delà de laquelle l'exploitation à ciel ouvert n'est plus rentable.

Chapitre 03 : Choix du mode d'exploitation à ciel ouvert

1. Généralité

Le choix de la méthode d'exploitation minière à ciel ouvert est une étape importante dans la conception et l'exploitation d'une mine, car il impacte directement l'efficacité de l'extraction du minerai, la sécurité des travailleurs et la rentabilité du projet (Hustrulid, Kuchta et al. 2013).

Une méthode d'exploitation se définit comme l'ensemble des opérations minières nécessaires pour extraire la substance utile, tout en assurant sa qualité et en respectant les contraintes techniques et économiques spécifiques à chaque gisement. Cela comprend une série d'étapes organisées permettant d'atteindre un rendement optimal tout en tenant compte des conditions géologiques, topographiques et environnementales.

Le choix judicieux de la méthode d'exploitation influe non seulement sur les aspects techniques et économiques, mais aussi sur les impacts sociaux et environnementaux, notamment la gestion des rejets, le bruit, la poussière et la réhabilitation des terrains après exploitation.

2. Critères de choix des méthodes d'exploitation à Ciel Ouvert

Lorsqu'on sélectionne une méthode d'exploitation, plusieurs facteurs doivent être pris en compte afin de maximiser la productivité tout en minimisant les coûts. Ces facteurs sont interconnectés et influencent non seulement le choix de la méthode, mais aussi la conception de la mine elle-même.

2.1. Topographie du gisement

La topographie du gisement est l'un des éléments les plus déterminants dans le choix de la méthode d'exploitation (Hartman and Mutmanský 2002). Un terrain accidenté ou montagneux, par exemple, nécessite des méthodes d'exploitation qui permettent d'accéder à la zone minéralisée tout en assurant la stabilité des pentes et en facilitant l'accès aux différents niveaux de la mine. Des terrains plus plats permettent généralement une exploitation plus facile et plus rapide, mais la présence d'obstacles naturels ou d'une altitude élevée peut compliquer l'accès et augmenter les coûts de construction des infrastructures nécessaires.

2.2. Caractéristique géologique du gisement

La nature géologique du gisement est également un facteur clé. Les gisements peuvent varier considérablement en termes de composition, de profondeur, de structure et de forme. Par exemple, un gisement situé dans des roches tendres ou meubles peut être exploité à l'aide de méthodes de découverte simples, tandis qu'un gisement profond ou enfermé dans des roches dures nécessitera probablement l'utilisation de méthodes plus complexes, comme l'exploitation par fosses ou par gradins. Les propriétés géotechniques du gisement, telles que la résistance des roches et la stabilité des talus, influencent également la manière dont la fosse sera conçue et la taille des gradins qui pourront y être aménagés (Brady and Brown 2006).

2.3. Qualité et les réserves exploitables du gisement

La qualité du minerai et la quantité des réserves exploitables jouent un rôle fondamental dans la détermination de la méthode à adopter. Si le minerai est de haute qualité et présente une concentration élevée de substance utile, l'exploitation peut être plus ciblée et approfondie, car il y a un plus grand intérêt à extraire les minéralisations tout en minimisant les stériles. À l'inverse, des gisements plus pauvres nécessitent souvent une extraction plus large, ce qui entraîne une augmentation des volumes de stériles à déplacer et des coûts associés. Par ailleurs, la profondeur à laquelle le minerai se trouve influence directement le choix des équipements et la conception de la fosse, en fonction de la capacité à accéder à la ressource à moindre coût.

2.4. Planification de la production annuelle

La capacité de production souhaitée pour la mine est un facteur crucial dans le choix de la méthode. Selon le volume de minerai à extraire chaque année, le type d'équipement nécessaire et l'organisation du travail seront différents. Une mine à grande échelle, produisant plusieurs millions de tonnes de minerai par an, exigera l'utilisation de machines de grande capacité et des méthodes d'exploitation plus intensives, alors qu'une mine de taille modeste pourra se contenter d'équipements de plus petite taille et de méthodes plus simples. L'objectif de production annuel détermine également le rythme d'avancement du front de taille et l'approfondissement de la fosse, qui sont des éléments clés pour assurer un rendement maximal.

2.5. Modes d'ouverture du gisement

Le mode d'ouverture du gisement fait référence à la manière dont la mine est introduite pour permettre l'accès au minerai. Il existe principalement deux types d'ouverture : l'ouverture par fosse (exploitation par gradins ou par tranchées) et l'ouverture par galerie (pour les gisements souterrains). Le choix de la méthode d'ouverture dépend de la morphologie du gisement et de la géologie du terrain. Si le gisement est très profond, une ouverture par fosse peut être plus appropriée, tandis que pour des gisements plus superficiels, une méthode par tranchée ou par gradins peut être plus rentable.

2.6. Dimensions des engins miniers

Les équipements miniers sont choisis en fonction des dimensions du gisement et des contraintes logistiques. Les engins de plus grande capacité, comme les pelles hydrauliques, les chargeuses et les camions de transport, permettent d'optimiser l'extraction et le transport du minerai. Cependant, ces équipements doivent être compatibles avec la taille et la configuration de la fosse. L'utilisation d'équipements plus gros peut permettre d'augmenter le rendement par unité de temps, mais cela doit être équilibré avec le coût d'acquisition, le coût d'exploitation et l'efficacité du transport des matériaux.

2.7. Mesures de sécurité

La sécurité est un facteur primordial dans le choix de la méthode d'exploitation. Toutes les méthodes doivent être évaluées en fonction des risques pour le personnel et les engins. L'exploitation à ciel ouvert comporte des risques importants, notamment liés à la stabilité des talus, à la manipulation des explosifs et à l'exposition aux poussières et vibrations. La méthode choisie doit minimiser ces risques, en garantissant que les talus sont suffisamment stables, que les engins sont bien entretenus, et que le personnel est formé pour travailler dans des conditions de sécurité optimales.

2.8. Contraintes économiques et financières

Le coût global d'exploitation, incluant les dépenses d'investissement, d'exploitation, de maintenance, ainsi que le prix de vente du minerai sur le marché, influence fortement le choix de la méthode. Il convient d'évaluer les marges bénéficiaires prévues, les coûts par tonne extraite, et la rentabilité selon différents scénarios économiques.

3. Indices technico-économiques

Une fois la méthode d'exploitation définie, plusieurs paramètres doivent être pris en compte pour garantir une exploitation optimale. Parmi les paramètres principaux, on retrouve (Brady and Brown 2006) :

- **La hauteur du gradin** : La hauteur des gradins détermine la taille des étapes successives dans l'extraction du minerai et doit être ajustée en fonction des conditions géotechniques et de la capacité des équipements.
- **La largeur de l'enlevure** : Cela fait référence à la largeur de l'espace où les stériles sont enlevés avant d'atteindre le minerai. Elle doit être optimisée pour permettre l'utilisation efficace des engins.
- **La largeur de la plate-forme du gradin** : C'est la largeur de la surface horizontale entre deux gradins, sur laquelle les engins circulent. Elle doit être suffisamment large pour permettre une circulation fluide des équipements lourds.

Les indices technico-économiques suivants sont utilisés pour évaluer la rentabilité et l'efficacité de l'exploitation :

- **La vitesse d'avancement du front** : Elle détermine le rythme auquel le minerai est extrait. Plus la vitesse d'avancement est rapide, plus la production est élevée, mais elle doit être équilibrée avec les coûts liés à la gestion des stériles et à la sécurité.
- **La vitesse d'approfondissement de la carrière** : Ce paramètre est essentiel pour définir la durée d'exploitation de la mine et la capacité à exploiter de nouvelles réserves.

4. Méthodes d'exploitation à Ciel Ouvert

Il existe différentes approches techniques, chacune adaptée à des conditions spécifiques. Dans ce qui suit, nous explorons les principales méthodes d'exploitation à ciel ouvert utilisées dans l'industrie minière.

4.1. Méthode d'exploitation par fosses emboîtées

La méthode par fosses emboîtées est couramment utilisée pour l'exploitation de gisements en amas ou en filons, particulièrement lorsqu'ils sont situés à grande profondeur ou dans des

terrains difficiles d'accès (Darling 2011). Dans cette méthode, la fosse est creusée en gradins successifs, permettant ainsi d'accéder au gisement en plusieurs étapes.

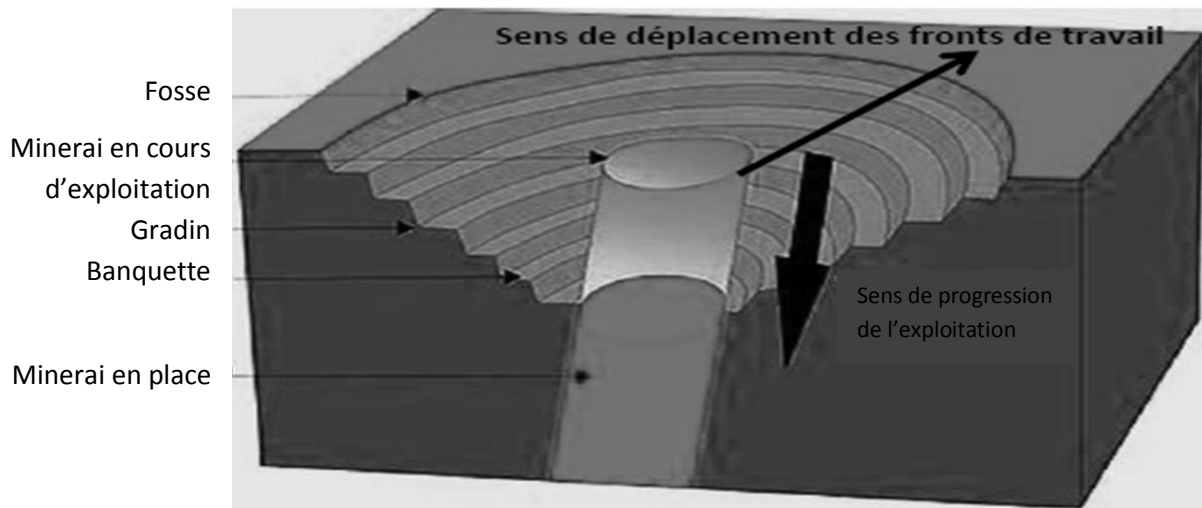


Figure 11. Méthode d'exploitation par fosse emboîtées

L'exploitation se fait par l'aménagement de pistes en spirale ou en lacets qui relient les différents niveaux de la fosse et assurent l'accès aux équipements miniers jusqu'au fond de celle-ci. Le principe de cette méthode repose sur l'extraction du minerai et du stérile (roches stériles) de manière séquentielle, en séparant les phases d'abattage du minerai de celles des stériles. Les travaux de découverte, ou enlèvement des stériles, sont un processus continu, mais ils peuvent s'avérer coûteux, notamment lorsque les coefficients de recouvrement (rapport entre la quantité de stériles déplacés et la quantité de minerai extrait) sont élevés, souvent compris entre **2:1** et **4:1**. Les travaux d'exploitation se font généralement à l'aide de forages préalables et d'explosifs pour abattre le minerai, suivi d'une extraction mécanique avec des pelles hydrauliques ou des draglines. Le minerai extrait est ensuite transporté vers les installations de traitement à l'aide de camions. Bien que cette méthode nécessite un investissement initial important pour aménager les infrastructures (telles que les pistes et les équipements), elle permet une gestion efficace des grands volumes de matériaux extraits. Le principal coût reste celui des stériles à déplacer, particulièrement lorsque le gisement se trouve à de grandes profondeurs, mais cette méthode reste appropriée pour les gisements profonds ou de grande extension.

4.2. Méthode d'exploitation par tranchées successives

La méthode par tranchées successives est particulièrement adaptée aux gisements subhorizontaux ou tabulaires, qui se trouvent généralement à faible profondeur et dont l'extension horizontale permet une extraction progressive du minerai (Hustrulid, Kuchta et al. 2013).

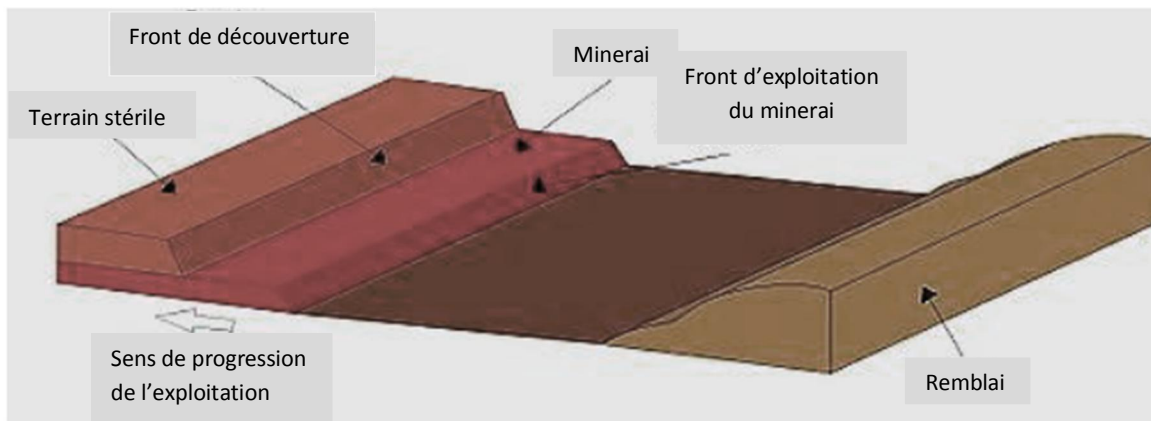


Figure 12. Méthode d'exploitation par tranchées successives

Dans cette approche, des tranchées sont creusées successivement, généralement parallèles à l'orientation du gisement, permettant ainsi d'extraire le minerai couche par couche. L'enlèvement des stériles est effectué au fur et à mesure que la tranchée progresse, et cette méthode est souvent plus économique que celle des fosses profondes, car les volumes de stériles à déplacer sont relativement faibles. Les travaux d'exploitation sont réalisés principalement à l'aide de pelles mécaniques ou d'excavateurs à roue, qui extraient le minerai directement dans les tranchées. Ce minerai est ensuite transporté vers les installations de traitement, généralement par camions, bien que des systèmes de convoyeurs puissent aussi être utilisés si la distance entre la tranchée et l'usine le permet. L'un des grands avantages de cette méthode est la réduction des coûts de découverte et de transport par rapport à des fosses plus profondes, car le minerai se trouve plus près de la surface. De plus, l'approfondissement progressif des tranchées permet un contrôle plus facile du processus d'exploitation, ce qui peut améliorer la rentabilité du projet.

La sélection de la méthode d'exploitation repose sur une analyse multicritère intégrant les spécificités géologiques du gisement, les enjeux environnementaux et les paramètres économiques, nécessitant une modélisation technico-économique approfondie avant toute décision.

4.3. Méthode d'exploitation par gradins (flanc de montagne)

La méthode par gradins est utilisée principalement dans les gisements situés sur des terrains inclinés ou en flanc de montagne, où la topographie complexe impose un aménagement particulier pour l'accès au gisement.

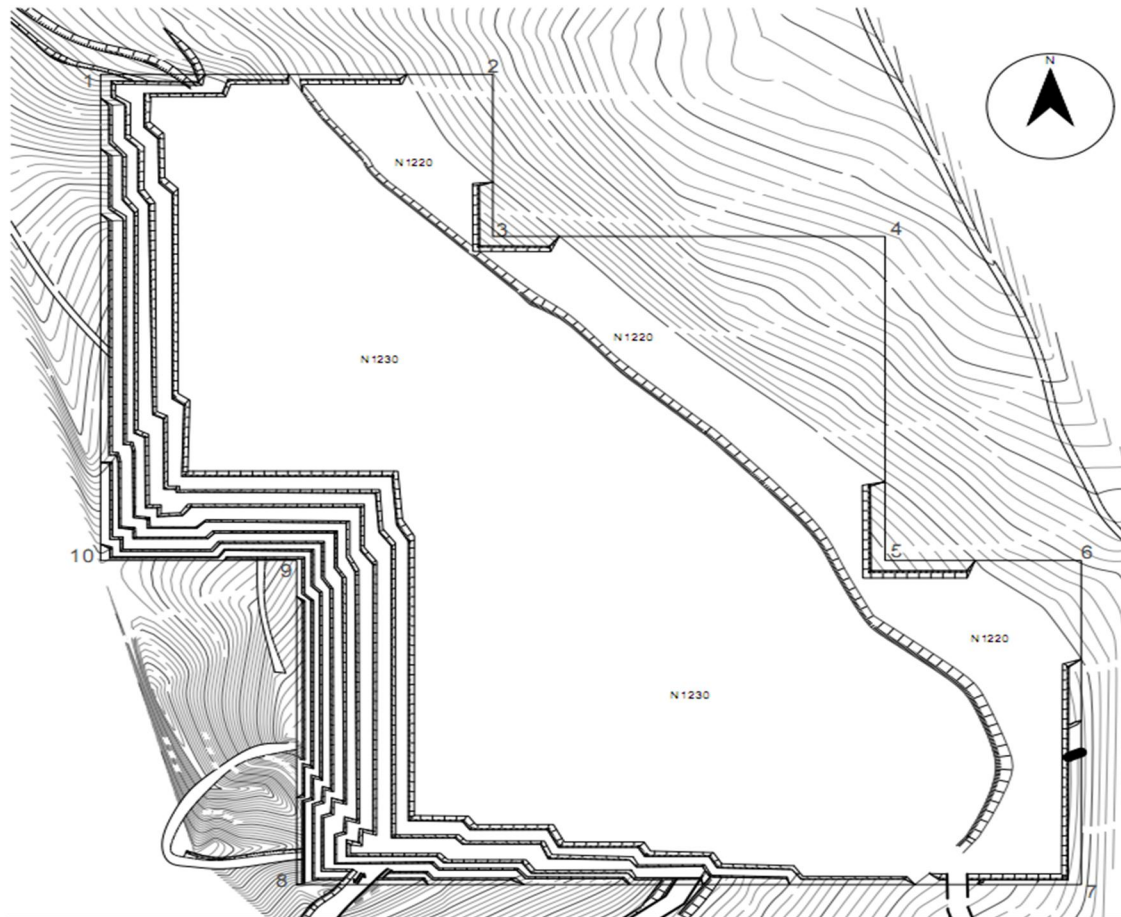


Figure 13. Exploitation par gradins sur flanc de montagne

Dans ce cas, des gradins sont créés le long du flanc de la montagne, permettant un accès progressif au minerai tout en maintenant une stabilité adéquate des talus. Chaque gradin est séparé par des rampes ou des pistes qui permettent aux engins lourds (pelles, camions) d'accéder facilement à chaque niveau. Ce type de méthode est particulièrement adapté aux gisements de grande taille qui ne peuvent pas être exploités de manière conventionnelle par fosses, en raison de l'inclinaison du terrain. Les travaux de découverte dans ce type de gisement peuvent nécessiter le déplacement de volumes importants de stériles, mais la conception des rampes d'accès et la gestion des pentes permettent de réduire les coûts par rapport aux fosses profondes, tout en garantissant une progression régulière des travaux. L'extraction du minerai se fait de manière similaire aux autres méthodes, avec l'utilisation de

pelles ou de draglines « Les draglines, bien que moins courantes, sont utiles dans les terrains meubles ou lorsque de longs rayons d'action sont requis. Leur utilisation dépend du type de roche et de la configuration du site », et le minerai est ensuite transporté par camions ou convoyeurs.

Le transport peut être un des principaux coûts de cette méthode, notamment en raison de la nécessité d'adapter les infrastructures de transport aux contraintes topographiques. Toutefois, cette méthode offre une grande flexibilité en termes de progression de l'exploitation, car elle permet d'accéder à différentes zones du gisement en fonction de l'évolution du travail et de la géologie locale. Elle est donc particulièrement adaptée aux gisements en flanc de montagne, où l'accessibilité et la sécurité sont des considérations essentielles.

« Comparée à l'exploitation en fosse classique, la méthode par gradins sur flanc de montagne présente l'avantage d'une meilleure intégration dans le relief naturel et d'un impact environnemental souvent moindre sur les zones périphériques. Toutefois, elle requiert une planification rigoureuse des rampes et des accès pour garantir une productivité optimale ».

5. Processus d'exploitation à ciel ouvert

5.1. Enlèvement des morts-terrains

L'enlèvement des terrains stériles, ou *découverte*, constitue une part importante des travaux préparatoires dans l'exploitation à ciel ouvert. Les stériles, qu'ils soient consolidés ou non, doivent être enlevés pour exposer le gisement minéralisé. L'objectif est de réduire au minimum le volume de stériles extraits, mais si le minerai se trouve à grande profondeur, un volume plus important de stériles doit être déplacé. Le processus d'enlèvement est souvent cyclique : une fois le stérile extrait, il est déplacé et évacué pendant que l'exploitation du minerai proprement dit peut commencer. Toutefois, dans des cas spécifiques, comme pour certains gisements de terrains meubles, des méthodes continues comme le dragage hydraulique ou l'utilisation de pelles mécaniques sur roues peuvent être appliquées.

Le coefficient de recouvrement, qui correspond au rapport entre la quantité de stériles enlevée et la quantité de minerai extrait, varie généralement entre 2:1 et 4:1 dans les grandes exploitations. Un coefficient de recouvrement plus élevé, supérieur à 6:1, rend l'exploitation moins rentable, sauf si la valeur du minerai extrait justifie les coûts associés à l'enlèvement des stériles. Par ailleurs, les stériles extraits peuvent être utilisés pour le remblayage, la construction des routes dans la mine, ou être revendus comme remblais.

5.2. Choix du matériels d'exploitation

Le choix du matériel d'exploitation dans une mine à ciel ouvert repose sur plusieurs facteurs clés, notamment le profil de la fosse, la topographie des terrains environnants, le volume de minerai à extraire et la distance de transport du minerai jusqu'aux installations de traitement. Les mines modernes utilisent une gamme d'équipements tels que les engins de forage, des pelles hydrauliques, des chargeuses, des camions, et des pelles à benne traînante. L'objectif est de maximiser l'efficacité en utilisant des équipements de grande capacité. Cependant, la capacité des différents engins doit être adaptée pour éviter les surcharges ou les cycles de chargement inefficaces : par exemple, un gros camion doit être associé à une chargeuse ayant une capacité compatible pour éviter les surcharges ou les inefficacités opérationnelles.

Les coûts de maintenance sont également un facteur important dans le choix des équipements. Les pannes doivent être gérées efficacement, souvent sur le site même, ce qui nécessite des infrastructures de maintenance adéquates.

Lorsqu'un matériel de grande capacité est utilisé, des ajustements peuvent être nécessaires, comme l'élargissement des pistes de circulation ou l'agrandissement des ateliers de maintenance pour assurer la bonne entretien et la logistique du matériel. De plus, l'évolution technologique pousse les exploitations modernes à intégrer des solutions d'automatisation et de télésurveillance, afin d'optimiser les performances et réduire les risques humains.

6. Facteurs Limitants et Rentabilité

L'exploitation à ciel ouvert fait face à plusieurs contraintes, qui peuvent affecter la rentabilité du projet. La topographie et l'altitude sont des éléments clés dans l'étude de faisabilité. En règle générale, l'exploitation en terrain plat et à une altitude plus basse est plus rentable que dans des terrains montagneux et difficiles d'accès. Les conditions climatiques, l'accessibilité, la proximité des infrastructures de transport (routes, voies ferrées, ports, etc.) et la réglementation environnementale jouent également un rôle majeur dans la décision de mise en exploitation.

En outre, l'étude de faisabilité doit inclure des données précises sur la géométrie du gisement, la teneur en minerai et le volume des matériaux à extraire et déplacer, y compris les stériles de recouvrement. La planification de la mine prendra également en compte les besoins en infrastructures et en services, tels que l'approvisionnement en eau, en électricité, ainsi que les besoins en main-d'œuvre et en logement pour les travailleurs.

6.1. Techniques du cône flottant

Les **cônes flottants** sont utilisés dans l'évaluation des gisements miniers pour déterminer quels blocs de minerai peuvent être extraits de manière rentable. L'idée fondamentale est de créer des « cônes » virtuels qui s'élèvent à partir de blocs potentiels d'extraction, représentant le volume de minerai qui pourrait être récupéré en respectant les contraintes géologiques et géométriques du gisement. Cela inclut des facteurs comme la pente des parois, la stabilité des talus et les conditions d'accès.

6.1.1. Approche géométrique

- a) **Modélisation géométrique** : La technique implique de modéliser la forme du gisement en trois dimensions. Les cônes sont construits à partir de points d'extraction, et leur forme dépend de la pente maximale acceptable et de la géométrie du gisement. Chaque cône représente une zone où l'extraction est techniquement réalisable.
- b) **Évaluation des blocs** : À l'intérieur de chaque cône, les blocs de minerai sont évalués sur la base de leur rentabilité économique. Cela inclut la prise en compte de la loi du minerai (c'est-à-dire la quantité de métal précieux dans chaque bloc), des coûts d'extraction et des prix de vente.
- c) **Identification des blocs viables** : Les blocs qui se trouvent à l'intérieur des cônes jugés exploitables, tandis que ceux qui sont en dehors sont généralement jugés non rentables en raison de leur position ou de la complexité géologique.

6.1.2. Visualisation

- a) **Représentation graphique** : Les cônes flottants permettent une visualisation claire et intuitive des limites d'extraction (Hustrulid, Kuchta et al. 2013). En superposant les cônes sur un modèle 3D du gisement, les ingénieurs peuvent facilement voir quels blocs peuvent être extraits et lesquels sont limités par des contraintes géologiques.
- b) **Analyse des scénarios** : Cette visualisation facilite l'analyse de différents scénarios d'extraction. Les ingénieurs peuvent ajuster les paramètres des cônes (comme la pente) pour voir comment cela affecte la quantité de minerai récupérable et la rentabilité.

- c) **Planification stratégique** : En utilisant les cônes flottants, les équipes peuvent élaborer des plans d'extraction stratégiques qui maximisent la récupération tout en minimisant les risques géotechniques et économiques.

6.1.3. Avantages

- La représentation géométrique rend la méthode facilement compréhensible, même pour les parties prenantes non techniques.
- Elle peut être ajustée pour différents types de gisements et différentes contraintes, offrant une flexibilité dans la planification minière.
- En intégrant des données géologiques spécifiques, elle peut fournir des estimations précises sur les volumes récupérables.

6.1.4. Limites

- **Complexité géologique** : Dans des gisements très complexes, la modélisation géométrique peut devenir difficile, nécessitant des ajustements et des itérations.
- **Qualité des données**: La précision de l'évaluation dépend fortement de la qualité des données géologiques et des modèles de terrain.

Pour pallier certaines limites, les ingénieurs peuvent combiner la méthode des cônes flottants avec d'autres approches comme l'algorithme de Lerchs-Grossmann ou les méthodes probabilistes, notamment en présence d'incertitudes géologiques.

6.1.5. Organigramme de la méthode des cônes flottants

- 1) Début du Processus
- 2) Collecte des Données (coordonnées, teneur, épaisseur, etc.)
- 3) Construction d'un maillage régulier du gisement (définir la taille des blocs)
- 4) Interpolation des Données (Teneur et Épaisseur sur le maillage)
- 5) Évaluation des Blocs Interpolés (Vérification des critères d'exploitation)
- 6) Classification des Blocs :
 - Blocs Exploitable
 - Blocs Non Exploitable
- 7) Visualisation différenciée des blocs exploitables et non exploitables

8) Fin du Processus

6.2. Modèle de Lerchs-Grossmann

Le modèle de Lerchs-Grossmann repose sur une approche mathématique rigoureuse basée sur la théorie des graphes (Hustrulid, Kuchta et al. 2013). Il est particulièrement utilisé pour déterminer les contours optimaux d'une fosse dans une mine à ciel ouvert, tout en maximisant la rentabilité de l'exploitation.

6.2.1. Optimisation de la séquence d'extraction

Le but est de déterminer dans quel ordre les blocs de minerai doivent être extraits pour maximiser la valeur nette de la mine.

- Méthodologie :
 - Chaque bloc est évalué en fonction de sa valeur économique, incluant les revenus générés par la vente du minerai et les coûts associés à son extraction.
 - L'optimisation utilise des algorithmes qui analysent toutes les combinaisons possibles d'extraction pour trouver la séquence la plus profitable.
- Résultat attendu :
 - La méthode produit un calendrier d'extraction qui permet d'extraire en priorité les blocs les plus rentables tout en prenant en compte les contraintes géologiques, géotechniques et environnementales. Cela aide également à réduire les coûts d'exploitation et à améliorer le retour sur investissement.

6.2.2. Graphes et géométrie

Le modèle de Lerchs-Grossmann utilise des graphes géométriques pour représenter visuellement les blocs de minerai et leurs inter-relations.

- Graphes :
 - Chaque bloc de minerai est représenté comme un sommet dans un graphe. Les arêtes relient les blocs en fonction de leur proximité géographique et des implications d'extraction (par exemple, un bloc peut bloquer l'accès à un autre).
- Représentation géométrique :

- La forme et la taille des blocs sont prises en compte, ainsi que leur emplacement dans la mine. Cela permet de modéliser les pentes, les accès, ainsi que les contraintes techniques et économiques d'extraction.
- Importance :
 - Cette approche graphique facilite la visualisation des interrelations entre les blocs, ce qui est essentiel pour comprendre comment l'extraction d'un bloc peut affecter les autres. Elle aide également à identifier les zones d'extraction optimales.

6.2.3. Calcul de la valeur nette

Processus d'évaluation : Chaque bloc est analysé pour déterminer sa valeur nette, qui est la différence entre les revenus attendus et les coûts associés à son extraction.

- Éléments à considérer :
 - Revenus : Ils proviennent de la vente du minerai extrait. Cela dépend notamment de la **teneur du minerai**, des prix du marché et des prévisions de demande.
 - Coûts : Comprennent les coûts d'extraction, de transport, de traitement et d'éventuels coûts environnementaux ou de réhabilitation. Chaque bloc peut avoir des coûts d'extraction différents en fonction de sa profondeur et de son emplacement.
 - La valeur nette d'un bloc $V(b)$ peut être définie comme :

$$V(b) = \text{Valeur du minerai} - \text{Coût d'extraction}$$

- Critères de sélection :
 - Les blocs avec une valeur nette positive sont prioritaires pour l'extraction. Cela permet de s'assurer que l'on extrait d'abord les ressources les plus rentables, optimisant ainsi la rentabilité de l'exploitation minière.

6.2.4. Avantages et limites

- Avantages :
 - Optimisation des profits.
 - Meilleure planification à long terme.
 - Prise en compte de multiples contraintes.

- Limites :
 - Sensibilité aux variations des prix des minéraux et des coûts d'exploitation.
 - Nécessite des données précises et fiables pour être efficace.

6.2.5. Organigramme de l'algorithme du Lerchs-Grossmann

- *Début*
- *Initialiser la matrice des valeurs nettes*
- *Initialiser la matrice des choix (tous faux)*
- *Initialiser total_valeur à 0*
 - *Pour chaque ligne i de 1 à n*
 - *Pour chaque colonne j de 1 à m*
 - *Si valeur(i, j) > Vnette :*
 - *Mettre choix(i, j) à vrai*
 - *Ajouter valeur(i, j) à total_valeur*
- *Fin Pour*
- *Fin Pour*
- *Afficher choix*
- *Afficher total_valeur*
- *Fin*

Le modèle de Lerchs-Grossmann est aujourd'hui implémenté dans plusieurs logiciels de planification minière comme Whittle, Surpac, ou Datamine. Ces outils facilitent l'application du modèle sur de grands volumes de données en intégrant automatiquement les contraintes géologiques et économiques.

Chapitre 4 : Choix du mode d'exploitation en souterrain

1. Généralités

Comme le souligne Boky (1968), l'ossature d'une mine souterraine repose sur deux ensembles d'ouvrages essentiels : le carreau de la mine et les ouvrages miniers proprement dits, chacun jouant un rôle clé dans l'accès, la sécurité et la logistique.

Du point de vue structurel, l'ossature d'une mine souterraine se compose de deux grands ensembles d'ouvrages. Ces ouvrages sont conçus pour assurer à la fois l'accès, la sécurité, la ventilation, le transport du minerai, et la gestion des eaux souterraines.

1.1. Le carreau de la mine

Contient tous les ouvrages installés en surface tel que :

- Ouvrages de génie civil ;
- Bâtiments administratifs ;
- Ateliers de maintenance ;
- L'usine de traitement ;
- Les tours d'extraction et de ventilation ;

1.2. Ouvrages miniers proprement dits

Ce sont les ouvrages construits dans l'objectif d'atteindre le minerais en souterrain, l'extraire et le transporter à l'usine de traitement. Il se compose principalement par des ouvrages horizontaux et d'autres verticaux. L'agencement de ces ouvrages dépend fortement de la forme du gisement, de sa profondeur, de sa géométrie, ainsi que des contraintes géotechniques et économiques.

a. Les ouvrages horizontaux :

- **Les galeries :** plusieurs types de galeries existent dans les mines souterraines
 - **Galerie de roulage (voie de base) :** sert essentiellement pour le transport de minerai.
 - **Galeries d'airages (voie de tête) :** sert à l'évacuation de l'air vicié venant des chantiers de production.

- **Travers-bancs** : ce sont des excavations horizontales traversant les roches encaissantes et ne débouchant pas en surface, destinée au transport des charges, aux déplacements du personnel, à l'airage, à l'écoulement des eaux, ...etc.

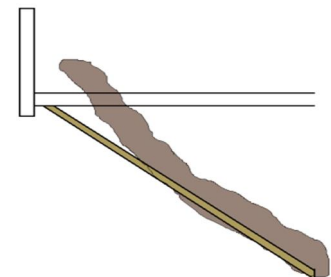
Les travers-bancs jouent un rôle stratégique dans l'organisation logistique de la mine souterraine et permettent également l'installation de réseaux d'infrastructures comme les conduites d'eau, les câbles électriques et les tuyaux de ventilation.

b. Les ouvrages verticaux :

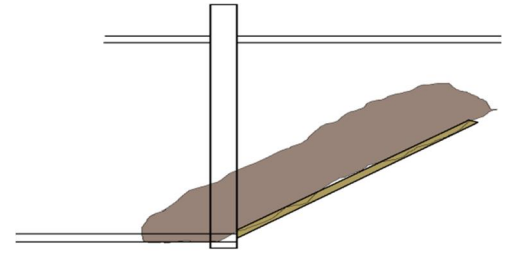
- **Puits d'airages** : sert au déplacement de l'air dans la mine, et de l'évacuation de l'air vicié vers la surface.
- **Puits d'extraction** : sert au transport du minerai, du personnel, et de matérielle d'exploitation vers la surface.

c. Les ouvrages inclinés :

- **Les puits inclinés** : peuvent être creusés dans le minerai ou dans les stériles, en fonction du caractère du minerai (si il n'y a pas de pertes de minerai) selon l'épaisseur du minerai, l'épaisseur des roches couvrantes et des conditions générales d'exploitation.
- **Galerie au jour (incliné ou horizontal)** : pour les gisements à flanc de coteau (montagnes), on procède au creusement des galeries au jour, légèrement inclinée, selon la position du gisement et les conditions d'exploitation.
- **Ouvrages inclinés souterrains qui ne possèdent pas des orifices à ciel ouvert (surface)** : comprennent les descenderies, les montages les cheminées, les passages, les recoupes, ...etc.
 - **Les descenderies** : sont des excavations souterraines inclinées, destinée au montage des charges d'un étage inférieur à un étage supérieur, à l'aide d'un dispositif mécanique.



- **Les montages :** sont des excavations souterraines inclinées, menée dans le minerai et destinée à la descente des charges d'un étage supérieur à un étage inférieur.



- **Les cheminées :** des excavations souterraines menées dans l'épaisseur du minerai, suivent la ligne de plus grande pente ou le long du dressant. La cheminée est une voie verticale ou fortement inclinée dans laquelle le minerai descend par gravité.
- **Les recoupes :** ce sont des excavations souterraines (inclinées ou horizontales), menée après la découverte du gîte, pour réaliser la communication entre deux puits voisins, deux galeries et pour assurer la ventilation.

Le choix entre ouvrages inclinés, horizontaux ou verticaux dépend aussi de la pente naturelle du gisement et de la méthode d'abattage choisie.

2. Fonçage des puits dans les mines souterraines

On appelle "puits d'exploitation" les excavations verticales possédant un orifice à ciel ouvert et destinées aux services des travaux souterrains **puits d'exploitation** (BOKY B. 1968). Selon les différentes destinations on distingue des puits principaux (puits extraction) et des puits auxiliaires (puits d'airage). En fonction de leur utilisation primaire les puits principaux sont appelé puits d'extraction et les puits auxiliaires sont destinés, en principe à soulager le puits d'extraction (descente du personnel, montée et descente du matériel et des équipements) et principalement pour l'airage et pompage des eaux d'exhaure à partir de l'albraque ou puisard (bassin principal de collecte des eaux de drainage).

2.1. Travaux préparatoires pour le fonçage des puits verticaux

Suivant les données du projet et du plan d'aménagement, on détermine les coordonnées, la forme et les dimensions des puits.

Parmi les travaux géodésiques, précédant le début des constructions, se trouvent :

- Levés topographiques avec report des courbes de niveau tous les 25 à 50 cm de dénivèlement dans un rayon de 250 à 500 m autour du puits ;

- Fixation du centre du puits par pose de repères dans des endroits où ils ne pourront pas être détériorés aux cours des travaux afin qu'il soit toujours de possible de retrouver ce centre. Cette précision est essentielle pour garantir la verticalité du puits pendant toutes les étapes de son fonçage ;
- Détermination et fixation l'aide de repère d'altitude du niveau de la bouche du puits qui porte habituellement le nom du zéro relatif.

2.2. Ouvertures des galeries, travers bancs et décandries dans les mines souterraines

2.3. Galeries d'une section $> 10 \text{ m}^2$ (méthode suédoise)

La surface du tir est constituée par le front de taille (fig. 14). Les forages horizontaux sont donc perpendiculaires à cette surface qui ne constitue pas une réelle surface libre.

La méthode suédoise est une méthode empirique basée sur le **découpage du bouchon de la galerie en quatre-section** (Hossaini and Poursaeed 2010). Cette méthode est souvent, employée pour des galeries et des tunnels dont la section de l'ouvrage est supérieure à 10 m^2 .

Les quatre zones de la section de la galerie :

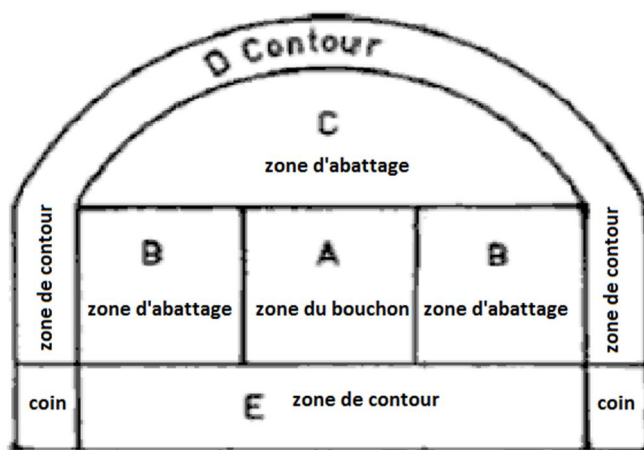


Figure 14. Surface du tir dans le front de taille d'une galerie.

2.3.1. Les mines du bouchon

Pour que l'explosion soit efficace, il faut créer, dans un premier temps, une surface libre. La première opération du minage consiste donc en la création de cette surface libre, réalisée par les trous du bouchon.

Les mines de bouchon sont très proches les unes des autres (fig. 14). Aussi existe-t-il des risques de départ par sympathie des explosifs.

Ce bouchon peut être foré en trous parallèles ou inclinés, canadien, en cône, en cylindre ou en V. On réalise toujours au moins un trou non chargé (vide) de manière à créer une première surface libre, pour faciliter la fissuration du massif (Darling 2011).

Dans le cas où le nombre des trous vides est plus qu'un trou, on calcule le diamètre équivalent en utilisant l'équation :

$$\Phi_{e2} = (N)^{0.5} \Phi_e \dots\dots\dots(26)$$

Φ_{e2} : diamètre équivalent ;

N : n^{br} des trous vides ;

Φ_e : diamètre des trous vides.

La méthode des quatre sections du bouchon est basée sur le calcul des distances entre les trous de bouchon.

Les équations des quatre sections (carrés) du bouchon

Section	Banquette	Espacement	Bourrage
1 ^{er} section carrée	$B_1 = 1.5 \times \Phi_{e2}$	$S_1 = \sqrt{2}B_1$	$St_1 = B_1$
2 ^{ème} section carrée	$B_2 = \sqrt{2}B_1$	$S_2 = \sqrt{2}B_2 \times 1.5$	$St_2 = \frac{\sqrt{2}}{2} \times B_1$
3 ^{ème} section carrée	$B_3 = \sqrt{2}B_2 \times 1.5$	$S_3 = \sqrt{2}B_3 \times 1.5$	$St_3 = \frac{\sqrt{2}}{2} \left(\frac{\sqrt{2}}{2} B_1 + B_2 \right)$
4 ^{ème} section carrée	$B_4 = \sqrt{2}B_3 \times 1.5$	$S_4 = \sqrt{2}B_4 \times 1.5$	$St_4 = \frac{\sqrt{2}}{2} \left(\frac{\sqrt{2}}{2} \left(\frac{\sqrt{2}}{2} B_1 + B_2 \right) + B_3 \right)$

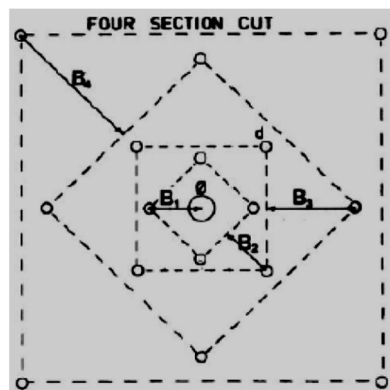


Figure 15. Position des quatre sections de bouchon.

Ce modèle exige un diamètre de trou vide supérieur à 75mm.

Ces forages sont les premiers initiés dans la séquence de tir, ils permettent d'élargir la cavité du trou de dégagement, créant ainsi la surface libre nécessaire aux autres mines.

Exemple :

Calculer les dimensions des différentes sections des trous de bouchon. Ainsi que la section totale du bouchon. Sachant que :

Le diamètre de foration $\phi_h = 50$ mm (trous chargés), et $\phi_{e2} = 105$ mm pour un trou central vide.

• **La charge linéaire de l'explosif :**

$$q = \frac{55 \times \phi_h}{PRP_{ANFO}} \left[\frac{B_1}{\phi_{e2}} \right]^{\frac{3}{2}} \left(B_1 - \frac{\phi_{e2}}{2} \right) \left(\frac{C}{0.4} \right) \dots \dots \dots (27)$$

q : La charge linéaire de l'explosif (kg/m);

ϕ_h : Le diamètre de foration pour les trous chargés (m) ;

ϕ_{e2} : Le diamètre équivalent pour les trous non chargés (vides) (m);

B_1 : La distance maximale entre le trou vide et le premier trou chargé (banquette) (m) ;

PRP_{ANFO} : La puissance sur le mortier balistique (RWS relative à ANFO) ;

C : Résistance au tirage de la roche (kg/m³).

• **Résistance au tirage de quelques roches (C) :**

Roche	C (kg/m ³)
Basalte	0.33
Calcaire crayeux	0.25
Calcaire moyen à dur	0.35-0.40
Diorite	0.45
Granite dur	0.45
Grès fins	0.40
Quartzite à pâte fine	0.53
Quartzite fracturé	0.30

2.3.2. Les trous d'abattage

Les mines d'abattage permettent de fragmenter la roche dans L'espace créé par le bouchon.

On distingue plusieurs groupes de mines d'abattage :

- les mines de production, placées au-dessus du bouchon, ont un sens de dégagement dirige vers le bas;
- les mines de pavement, placées à droite et à gauche du bouchon, ont un sens de dégagement horizontal.

Section	Banquette	Espacement	Bourrage
Abattage	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	$S=1.1 \times B$	$St_s=0.5 \times B$

$$E=\alpha H+\beta \dots\dots\dots (28)$$

E : Erreur de foration (m) ;

α : Déviation angulaire /m (environ 0.03m/m);

β : Erreur de déviation (environ 0.01m) ;

ρ_c : Densité de charge ;

ρ_r : Densité de la roche ;

ϕ_c : Le diamètre de la charge explosif (mm) ;

B : la banquette des trous de la zone d'abattage (m)

2.3.3. Les mines de contour

Les mines de contour sont parfois associées à des mines de tir amorties. Ces mines doivent être abattues avec précaution afin de ne créer ni hors profit, ni sous profil.

Pour cela, la charge de ces mines sera réduite. Dans le cas des galeries de forme circulaire la distance entre les trous de contour doit être réduite (de 30 à 70 cm).

L'amorçage des trous de contour se fait généralement avec du cordeau détonant et des charges explosives étagées (vide entre les cartouches associées au cordeau détonant).

On peut distinguer :

- **Les mines de couronne:** elles découpent la voute supérieure;
- **Les mines de pavement:** elles découpent latéralement le profil du tunnel;
- **Les mines de radier:** elles sont à la base de la section.

Section	Banquette	Espacement	Bourrage
Toit	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=1.1×B	St _t =0.2×B
Mur	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=1.1×B	St _m =B
Base	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=1.1×B	St _b =B

2.3.4. Les mines de coin

Ce sont les mines de bas du front. Elles doivent être assez chargées en explosif pour permettre d'obtenir la cote finale du radier. En principe, ces deux mines sont chargées de même que les trous du bouchon.

2.4. Tir en galerie de section inférieure à 10 m²

Pour des galeries et des cheminées dont la section de l'ouvrage est inférieure à 10 m². Le tableau suivant présente les distances entre les trous de bouchon en deux-section, les trous d'abattage et les trous de forme suivant la méthode suédoise.

Section	Banquette	Espacement	Bourrage
1 ^{er} section carrée	$B_1 = 1.7 \times \phi_{e2}$	$S_1 = \sqrt{2}B_1$	$St_1 = 10\phi_h$
2 ^{ème} section carrée	$B_2 = \frac{\sqrt{2}B_1 + 2S_1}{2}$	$S_2 = \sqrt{2}B_2 \times 1.5$	$St_2 = 10\phi_h$
Abattage	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=1.1×B	St _s =0.5×B
Toit	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=0.8×B	St _t =0.5×B
Mur	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=0.8×B	St _m =0.5×B
Base	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - E$	S=0.8×B	St _b =0.5×B

Exemple :

Calculez les dimensions des différentes sections des trous de bouchon, d'abattage et de contour pour une galerie de section de :

St =20 m² ; et St = 8 m² des avancements, successivement L₁=2m et L₂=1.2m ; Sachant que :

Le diamètre de foration $\phi_h = 50\text{mm}$ (trous chargés), et $\phi_{e2}=105\text{mm}$ pour deux trous vides.

Avec : l'explosif utilisé est la **MARMANIT 2**, et pour une roche de densité égale à $\rho_r=3,2$.

2.5. Excavation mécanique- choix de matériels

L'abattage mécanique, couramment utilisé dans l'exploitation de gisements de charbon, de potasse, de fer... est largement moins usité en exploitation souterraine de gisements de métaux ou de calcaire. Dans des conditions particulières de roches, l'abattage mécanique est une alternative possible à l'abattage classique à l'explosif avec des avantages non négligeables :

- Une grande souplesse d'utilisation dans la foration : forme et taille des galeries, avancement ... ;
- Une grande sécurité : pas d'utilisation ni de stockage d'explosifs, pas de vibrations ;
- Un abattage et un chargement combinés ;
- La non-nécessité d'un concassage primaire en fond ;
- Une ventilation réduite en l'absence de fumées de tir à évacuer.

Cependant l'abattage mécanique demande des investissements élevés en matériel et une bonne adéquation entre matériel et leur utilisation pour éviter les surcoûts liés à l'usure prématurée de la tête de coupe, une surconsommation des pics de foration, ...

3. Travaux dans les fronts de taille (travaux d'exploitation)

Le choix de la méthode d'exploitation se fait de manière à obtenir un rendement maximal à un coût minimal, avec le moins de risque possible pour les mineurs.

Le choix de la méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs on distingue:

- **Des caractéristiques de la mine** : sa forme, ses dimensions, sa continuité, la position de la masse de minerai ;
- **Des caractéristiques minéralogiques et physiques** du minerai et de celles des roches encaissantes ;
- **Le pendage et la puissance de la couche minéralisée.**

3.1. Gisement métallifères (chambres et sous-niveaux abattues)

Plusieurs méthodes sont utilisées pour ce type de gisement on distingue :

3.1.1. Exploitation par chambres vides

Lorsque les roches encaissantes sont stables et le minerai est dur, on peut employer la méthode d'exploitation par chambres vides.

- **Principe** : Exploitation par gradin droit, ou par gradins renversé (*schémas de principe d'exploitation*).
- **Travaux préparatoires et d'abattage** :

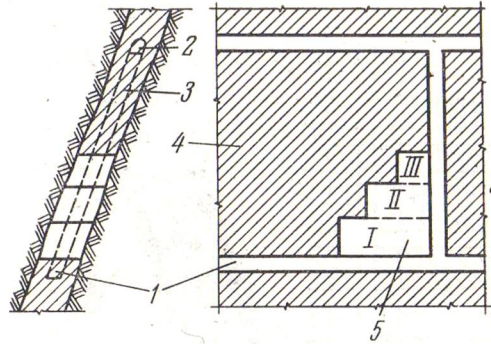


Figure 16. Méthode d'exploitation par chambres vide « gradin renversé ».

I, II et III : numéros des gradins renversés ; 1 : voie de roulage ; 2 : voie d'aérage ; 3 : voie ascendante (cheminée) ; 4 : minerai ; 5 : vide créé par l'exploitation.

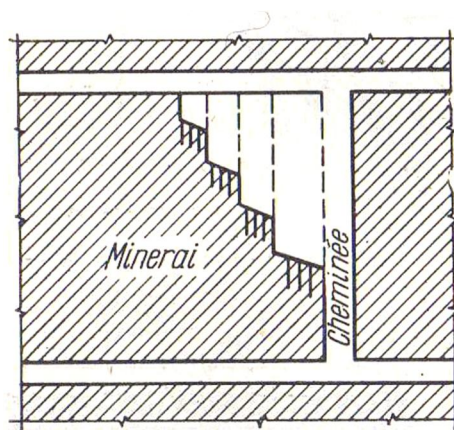


Figure 17. Méthode d'exploitation par chambres vides « gradin droit ».

3.1.2. Exploitation par chambres magasins

La méthode s'applique aux gisements de **forme régulière** et **fortement pentus**, inclus dans un massif rocheux. Elle ne peut être utilisée que si le minerai n'est pas de nature à s'altérer lorsqu'il est laissé en place après son abattage (tel que : les minerais sulfurés, par exemple, ont tendance à s'oxyder et à se décomposer lorsqu'ils sont exposés à l'air).

- **Principe** : (schémas de principe d'exploitation (fig. 22).
- **Travaux préparatoires et d'abattage** :

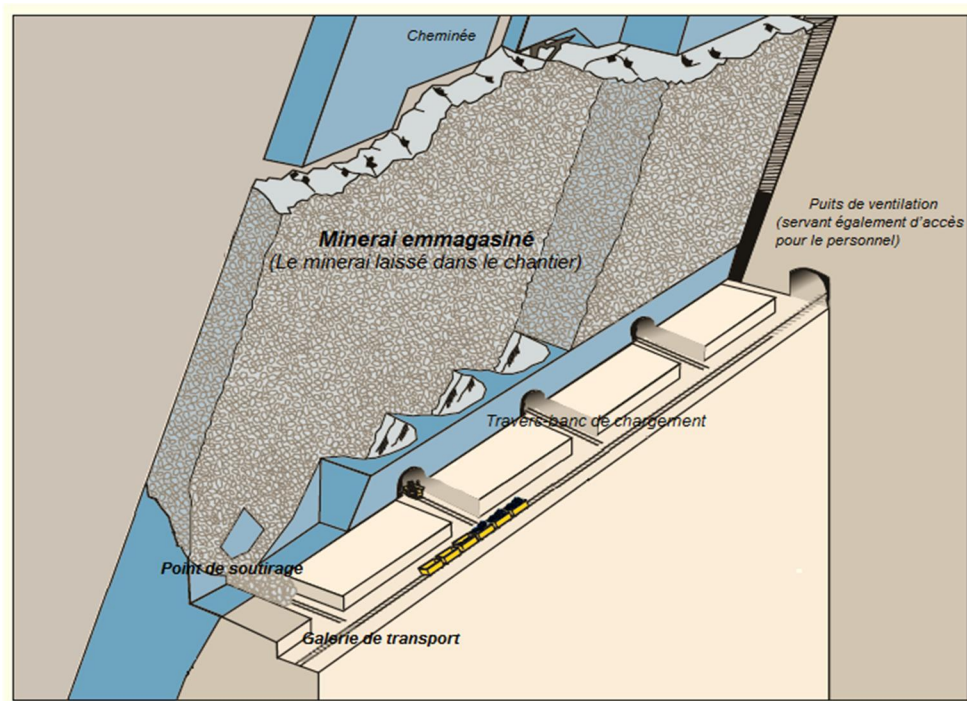


Figure 18. Schéma de principe d'exploitation par chambres magasins.

3.1.3. Exploitation par tranches montante remblayées (chambres remblayées)

Cette méthode d'exploitation a été mise au point pour extraire les matériaux dans les zones des gisements de fort pendage.

- **Principe** : La méthode doit permettre d'accéder dans les parties verticales du gisement tout en assurant la sécurité du personnel. Le gisement est attaqué du bas, et l'exploitation remonte le long du filon. La méthode s'accompagne généralement de remblaiement des zones exploitées.

Une fois l'abattage et le déblocage terminés, les vides sont remblayés de manière à former un plancher de travail pour la foration de la volée suivante et à assurer le soutènement des chambres.

- **Travaux préparatoires et d'abattage** : L'abattage se fait par *gradins renversés*, les vides étant remblayés avec des matériaux secs (sable généralement). Le minerai est abattu par tranches de 3 à 4 m d'épaisseur par tir de mines.

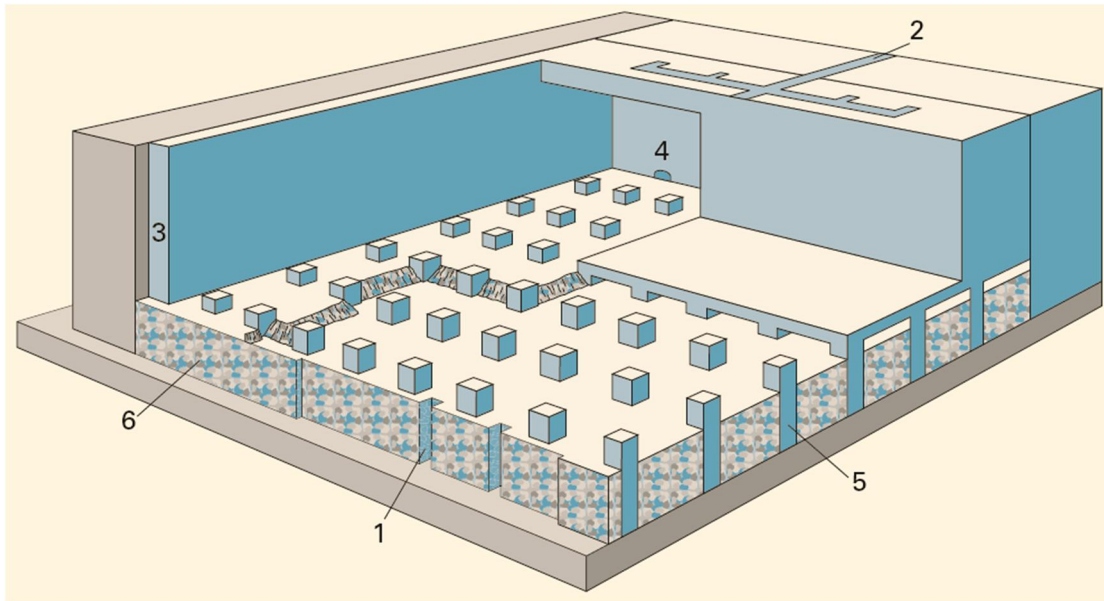


Figure 19. Méthode d'exploitation par tranches montantes remblayées

- 1. Cheminées d'aération d'air frais ; 2. Galeries d'aération ; 3. Gains à minerai. ; 4. Cheminées de remblayage ; 5. Piliers ; 6. Remblai*

3.1.4. Exploitation par foudroyage des blocs

Est une méthode à grande échelles, qui convient aux massifs de grandes dimensions dans tous les directions, d'un volume de l'ordre de 100 millions de tonnes et aptes à la désagrégation (il faut que les tensions internes favorisent la désagrégation de la masse après le dépilage d'une tranche de minerais à la base du bloc). On peut extraire, d'une mine exploitée par cette méthode, de 10 à 30 million de tonnes de minerai par année.

3.2. Gisements stratiformes (chambres, longue taille)

3.2.1. Méthode par chambres et piliers abandonnés

Cette méthode s'applique aux formations à faible pendage, ne dépasse pas 20°, ces formation sont souvent d'origine sédimentaire. C'est une méthode d'exploitation très répandue dans les exploitations à faible profondeur (jusqu'à quelques centaines de mètres).

Principe de la méthode :

Le principe de cette méthode est d'enlever le minerai tout en laissant en place des piliers qui assurent le maintien des terrains situés au-dessus du gisement.

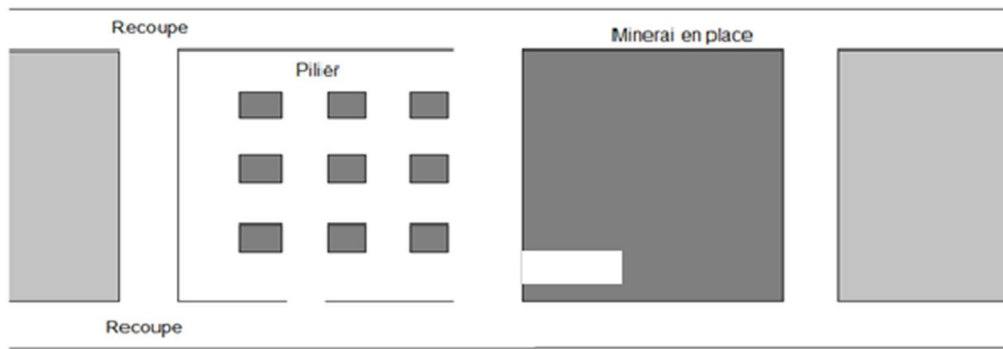


Figure 20. Schéma de principe d'exploitation par chambres et piliers.

3.2.2. Méthode L'exploitation par longues tailles

Les longues tailles conviennent aux gisements en couches de forme régulière, **d'épaisseur réduite** (jusqu'à 8 m) et de grande extension horizontale (par exemple une veine de charbon, une couche de potasse). C'est l'une des principales méthodes utilisées pour l'extraction du charbon.

- *Principe de cette méthode :*

Le principe La méthode par longues tailles avec soutènement marchant, est d'extraire le minerai sur de longs panneaux (en moyenne 200 mètres) sur des hauteurs variables



Figure 21. Schéma de principe d'exploitation par longues tailles.

3.2.3. Méthode d'exploitation par traçage et dépilage

Cette méthode est utilisées pour les gisements en plateures avec une puissance varies entre 1.2 et 5m. Les traçages et dépilages, sont du point de vue du rendement, moins favorables que les chambres et piliers, car la récupération des piliers exige certaines précautions, notamment au voisinage des foudroyages.

- **Principe de cette méthode :**

Cette méthode a pour objectif l'extraction du minerai par un système de récupération des piliers qui provoquent le foudroyage contrôlé du toit.

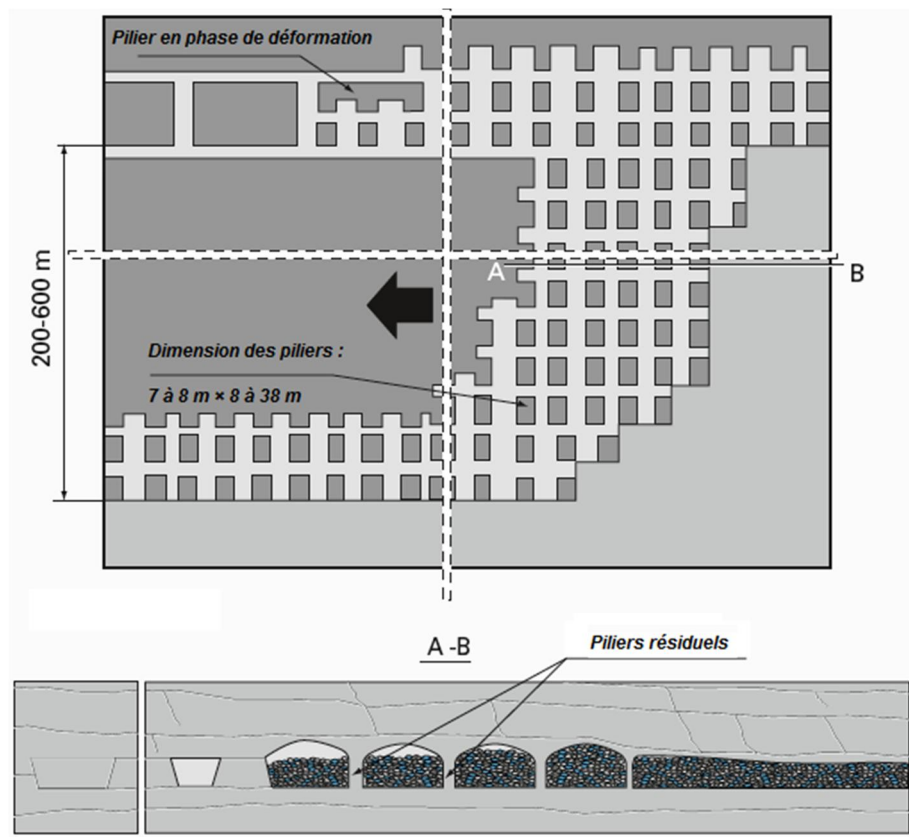
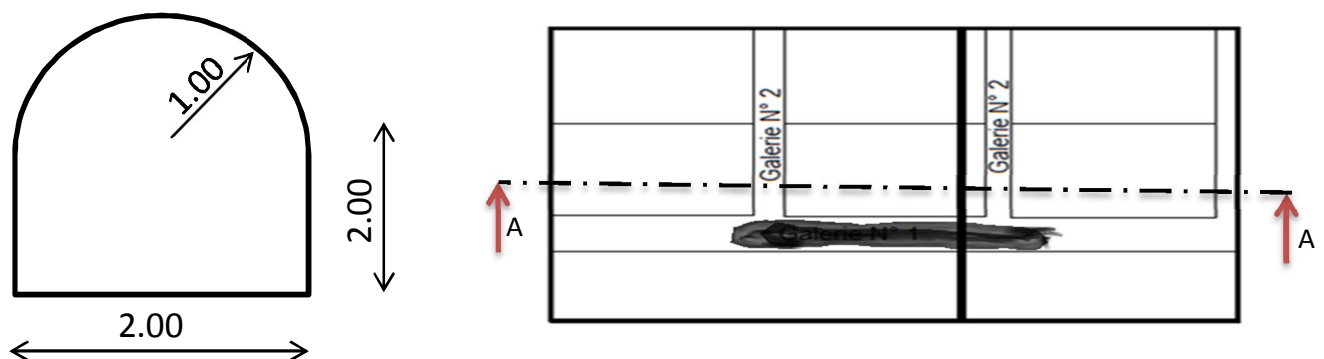


Figure 22. Schéma de principe d'exploitation par traçage et dépilage.

Exercices corrigés :

Exercice 1:

Un gisement de phosphate avec un pendage de 15° (figure ci-après) situé à **120 m** de profondeur figure 2.



1- Le creusement de la galerie secondaire (figure au-dessus) fait par tir de mine. Sachant que la galerie travers des terrains secs d'une densité moyenne $\rho_r = 3.2 \text{ g/cm}^3$, avec une résistance au tirage de l'ordre de $C = 0.45 \text{ kg/m}^3$.

- Le diamètre des trous de mines (trous chargées) $D = 50 \text{ mm}$;
- Le diamètre des trous vides $D = 105 \text{ mm}$; $N^\circ = 3$
- La longueur des trous de mines $l_1 = 1,5 \text{ m}$ pour la galerie schématisée dans la figure au-dessus ;
- α : Déviation angulaire /m (égale 0.035 m/m);
- β : Erreur de déviation (égale 0.015 m) ;

Les caractéristiques techniques des explosifs disponibles sur le marché :

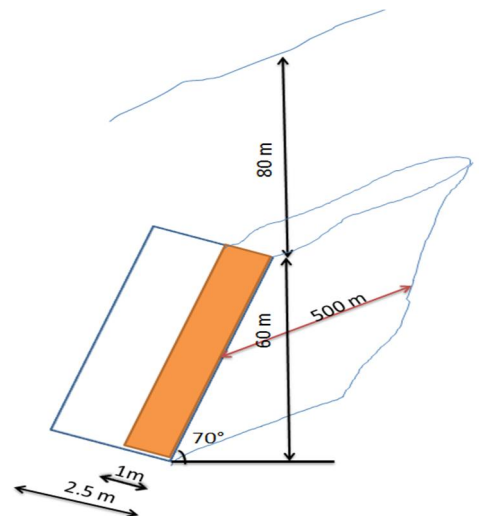
Gamme d'explosif	MARMANIT I	GELANIT I
Densité d'encartouchage (g/cm^3)	0,95	1.45
Coefficient RWS (%)	82	85
Diamètres disponibles (mm)	30	25/30

- Calculer les dimensions des différentes sections des trous de bouchon, d'abattage et de contour, pour cette galerie (La méthode suédoise).
- Calculer la charge linéaire en explosif.

Exercice 2 :

Soit un gisement polymétallique (minerais de cuivre à base de sulfures) de forme filonienne d'une puissance d'un mètre (1m) avec un pendage $> 70^\circ$, encastré dans des roches de dolomie stables et peu fissurées. La densité moyenne de la roche minéralisée et celle encaissante $\gamma = 3,2$

Les paramètres géométriques du gisement (filon) sont présentés dans la figure ci-contre. Sachant que la puissance admissible pour l'exploitation est fixée à 2.5m.



1. Quel est le mode d'exploitation que vous proposiez pour l'exploitation de ce gisement ? (*justifier votre réponse*).
2. Quelles sont les méthodes les mieux adaptées pour l'exploitation de ce gisement ? (citer deux méthodes)
3. A votre avis quelle est la meilleure méthode d'exploitation pour ce gisement ? (*justifier votre réponse*).

Correction des exercices :

Exercice 1 :

La surface des galeries : $S = (\text{la surface du rectangle} + \text{la surface du demi-cercle})$

$$S_2 = (2 \times 2) + [(3.14 \times 1^2) / 2] = \mathbf{5.57 \text{ m}^2}.$$

- Les dimensions des différentes sections des trous de bouchon, d'abattage et de contour, pour chacune de ces galeries (La méthode suédoise) :

$$\checkmark \quad S < 10 \text{ m}^2$$

$$\phi_{e2} = (N)^{0.5} \phi_e = 3^{0.5} \times 105 = \mathbf{181.87 \text{ mm}} ;$$

$$e = aH + b = \mathbf{0.035 \times 1.5 + 0.015 = 0.0675 \text{ m}}$$

α : Déviation angulaire /m (environ 0.035m/m);

β : Erreur de déviation (environ 0.015m) ;

ρ_c : Densité de charge ;

ρ_r : Densité de la roche ;

ϕ_c : Le diamètre de la charge explosif ;

- Les équations des différentes zones de la galerie :

Zone	Section	Banquette	Espacement	Bourrage
Bouchon	1 ^{er} section	$B_1 = 1.7 \times \phi_{e2}$	$E_1 = \sqrt{2} \times B_1$	$St_1 = 10 \phi_h$
	2 ^{ème} section	$B_2 = \frac{\sqrt{2}}{2} (B_1 + 2 \times e_1)$	$E_2 = \sqrt{2} \times B_2 \times 1.5$	$St_2 = 10 \phi_h$
Abattage	Trous de production	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - e$	$E = 1.1 \times B$	$St = 0.5 B$
Contour	Couronne	$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_c}{\rho_r} + 1.5 \right) \times \phi_c - e$	$E = 0.8 \times B$	$St = 0.5 B$
	Pavement			
	Radier			

– Application numérique :

Zone	Section	Banquette (mm)	Espacement (mm)	Bourrage (mm)
Bouillon	1 ^{er} section	309.2	437.2	500.0
	2 ^{ème} section	837.0	1 775.5	500.0
Abattage	Trous d'abattage	686.3 (<i>MARMANIT I</i>)	754.9	343.1
		798.8 (<i>GILANIT I</i>)	878.6	399.4
Contour	Couronne	686.3 (<i>MARMANIT I</i>)	549.0	343.1
	Pavement			
	Radier	798.8 (<i>GILANIT I</i>)	639.0	399.4

Sachant que :

E= 0.0675m

– La charge **linéaire** en explosif : $q = \frac{55 \times \phi_h}{PRP_{ANFO}} \left[\frac{B_1}{\phi_{e2}} \right]^{\frac{3}{2}} \left(B_1 - \frac{\phi_{e2}}{2} \right) \left(\frac{C}{0.4} \right)$

$$q = \frac{55 \times 0.050}{0.82} \left[\frac{0.31}{0.18} \right]^{\frac{3}{2}} \left(0.31 - \frac{0.18}{2} \right) \left(\frac{0.45}{0.4} \right) = 1.87 \text{ (MARMANIT I} \rightarrow 1.81 \text{ (GILANIT I) kg/ml}$$

Exercice 2 :

1- Le mode d'exploitation de ce gisement : c'est une exploitation souterraine.

Justificatif : c'est un gisement filonien (filon mince) à 80 m de profondeur, dont sa limite inférieure est à 140 m (dépense très élevée pour le mode d'exploitation à ciel ouvert)

2- Les deux méthodes les mieux adaptées pour l'exploitation de ce gisement sont :

- Méthode d'exploitation par tranches montantes remblayées ;
- Méthode d'exploitation par chambres magasins.

La meilleure méthode d'exploitation est celle **des tranches montantes remblayées** (mineral à base des sulfures- altérable).

Chapitre 5 : Dimensionnement et organisation des travaux minières

1. Introduction

L'exploitation des mines à ciel ouvert repose sur une organisation rigoureuse et un dimensionnement précis des différents moyens techniques et humains. Chaque étape, du décapage initial au transport du matériau, s'inscrit dans une chaîne de production où l'optimisation de chaque maillon est essentielle à la rentabilité et à la sécurité de l'ensemble des opérations. Ce chapitre a pour objectif de présenter les éléments fondamentaux qui régissent le fonctionnement d'une carrière à ciel ouvert, en détaillant les paramètres de planification, de dimensionnement du matériel et d'organisation des travaux nécessaires pour atteindre les objectifs de production fixés. L'approche adoptée repose sur une logique descendante, partant des capacités de production annuelles jusqu'à la détermination du nombre et des performances des engins requis pour chaque tâche.

2. Régime de fonctionnement de la carrière

Les travaux d'extraction dans une mine ou carrière à ciel ouvert s'inscrivent dans un processus où chaque étape de travail a une incidence sur la réalisation de l'étape suivante. Afin de dimensionner le matériel de chacune des étapes de production on commence par la dernière étape de la chaîne de production (pour les carrières en activités) ou en prenant les prévisions de production annuelles (Hartman and Mutmanský 2002).

2.1. Régime de fonctionnement de la carrière

Le régime de fonctionnement permet de déterminer les capacités de production et les moyens nécessaires à l'exploitation optimale d'une carrière. Les entreprises minières fonctionnent généralement selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an **250 jours /an ;**
- Le nombre de jours ouvrables par semaine.... **5 jours /semaine ;**
- Le nombre de postes de travail **1 postes /jour ;**
- Le nombre d'heures de travail par poste..... **8 heures / poste.**

✓ Capacité de production annuelle (t/an) :

La capacité de production annuelle d'une mine/ carrière à ciel ouvert est fixée généralement selon les objectifs annuels de l'entreprise ou bien selon leur capacité de production (station de

concassage – cas des carrières déjà en activité). On considère généralement un rendement de 80 % par rapport à la capacité théorique, en tenant compte des pertes et arrêts éventuels.

Exemple :

Une station de concassage de capacité théorique de 500 t/h, quelle sera sa capacité de production annuelle ?

Sachant que la capacité de production réelle = 80 % de sa capacité théorique.

Réponse : $500 \times 80/100 = 400$ t/h

Pour un poste de travail : $400 \times 8 = 3200$ t/ poste

Production annuelle : $P_a = 3200 \times 250 = 800\,000$ t/an

2.2. Durée de vie de la carrière

Après avoir estimé les réserves exploitables de la carrière, défini le régime de fonctionnement de la mine/carrière, l'étape qui suit c'est de procéder à l'estimation de la durée de vie de la mine/carrière (Brady and Brown 2006).

$$T_v = \frac{Q}{P_a} \dots \dots \dots (29)$$

Q : les réserves exploitables (t).

P_a : La productivité annuelle (t).

2.3. Dimensionnement du matériel utilisé dans les mines/ carrières à ciel ouvert

2.3.1. L'opération du décapage (l'enlèvement des morts-terrains)

Les terrains stériles consolidés ou non consolidés qui doivent être enlevés pour mettre à nu le gisement minéralisé constituent la découverte. (Le matériel utilisé pour cette tâche : bulldozer)

Pour des petites et moyennes carrières un seul bulldozer suffit généralement pour cette opération.

2.3.2. L'opération de foration des trous de mine

Les paramètres qui interviennent dans le choix du type d'engin de foration sont :

- Le diamètre des trous de mines ;
- La hauteur du gradin ;

- La banquette ;
- L’espacement ;
- La profondeur du trou ;
- La surprofondeur (sous-foration) ;
- L’inclinaison du forage.

Afin de calculer le nombre d’engins de foration on se base sur la production hebdomadaire, vu que le nombre de tirs par mois est limité.

✓ **Production journalière:**

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$P_{j/poste} = \frac{P_a}{N_j} \dots \dots \dots (30)$$

P_a : Production annuelle (1 MT/an) ;

N_j : Nombre de jours ouvrables par année, (250 j);

✓ **Production hebdomadaire :**

$$P_s = P_j \times 5 \dots \dots \dots (31)$$

P_s : Production par semaine (hebdomadaire) pour 5 jours ouvrable par semaine ;

P_j : Production journalière.

Le nombre des trous à réaliser par tir est donné par la formule :

$$N_{tr/semaine} = \frac{P_s}{V_{mail} \times \gamma} \dots \dots \dots (32)$$

$$V_{mail} = E \times B \times H \dots \dots \dots (33)$$

E : L’espacement (m) ;

B : La banquette (m) ;

H : La hauteur du gradin (m) ;

- **Le rendement de la sondeuse :**

La vitesse moyenne de foration des trous de mine dépend du diamètre et de la longueur du trou (hauteur de gradin + sous-foration).

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} \dots \dots \dots (34)$$

Où :

T_f : La durée de réalisation d'un trou ;

L_{tr} : La longueur de trou ;

B_v : La vitesse d'avancement (m/min) (caractéristique de la machine (foreuse)).

Le rendement de la sondeuse (foreuse) durant un poste de travail est déterminé par le nombre des trous, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f} \dots \dots \dots (35)$$

Tel que :

R_s : Le rendement de la sondeuse (trous/post);

T : la durée d'un poste (8 heures=480 min) ;

K_u : Le coefficient d'utilisation de la foreuse, 85-87% ;

- Nombre de foreuses nécessaires :

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}} \dots \dots \dots (36)$$

Où :

P_a : La production annuelle souhaitée ;

K_r : Le coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25) ;

R_s : Le rendement de la sondeuse (trous/post) ;

$N_{p/j}$: Le nombre de postes de travail par jour ;

$N_{j/a}$: Le nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année ;

Q_{tr} : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou.

2.3.3. L'opération de chargement

- Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse dépend des facteurs suivants :

- ✓ Type de la chargeuse ;
- ✓ Capacité du godet ;
- ✓ Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- ✓ Granulométrie des roches chargées ;
- ✓ Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- ✓ Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- ✓ La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- ✓ L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f} \dots \dots \dots (37)$$

Tel que :

V : La capacité du godet de la chargeuse (m³) ;

K_r : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ;

K_f : Le coefficient de foisonnement ;

T : Durée d'un poste de travail (h) ;

K_u : Le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail 85-87 % ;

ρ : La masse volumique de la roche (t/m³) ;

t_c : La durée d'un cycle de chargement (seconde).

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv} \dots \dots \dots (38)$$

Avec :

t_r : Le temps de remplissage du godet ;

t_{mc} : Le temps de marche à charge ;

$t_{dé}$: Le temps de déchargement ;

t_{mv} : Le temps de marche à vide.

2.3.4. L'opération de transport

Le transport des produits dans les mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide de camions. Bien souvent, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des produits et le point de transfert station de concassage. Toutefois, le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente généralement plus de 50 % des frais d'exploitation de la mine.

- Rendement des camions

Le rendement d'un camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T_p \times K_q \times K_u}{t_c} \dots \dots \dots (39)$$

Tel que :

Q_c : La capacité de la benne du camion (t) ;

T_p : La durée d'un poste (h) ;

K_q : Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q \leq 1$, On prend $K_q = 0.9$) ;

K_u : Le coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail (85-87%) ;

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv} + t_m \dots \dots \dots (40)$$

Avec :

t_r : Le temps de remplissage du camion ;

t_{mc} : Le temps de marche à charge ;

$t_{dé}$: Le temps de déchargement ;

t_{mv} : Le temps de marche à vide.

t_m : Le temps du manœuvre.

- **Nombre des camions nécessaires pour assurer la production :**

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c \times N_p} \dots \dots \dots (41)$$

Tel que :

P_j : La production journalière (t/h) ;

K_i : Le coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2 On prend $K_i = 1,2$)

R_c : Le rendement d'un camion (t/poste) ;

N_p : Le nombre des postes par jour.

3. Conclusion

Le dimensionnement et l'organisation des travaux dans les mines à ciel ouvert constituent des étapes cruciales pour garantir une exploitation efficace, sécurisée et économiquement viable. À travers les différents calculs et formules exposés dans ce chapitre, il apparaît clairement que la planification doit s'appuyer sur des données techniques précises et une bonne compréhension des capacités opérationnelles des équipements. Qu'il s'agisse du décapage, de la foration, du chargement ou du transport, chaque opération dépend d'un équilibre entre rendement, disponibilité des machines et organisation du travail. Une démarche méthodique et intégrée permet ainsi de maximiser la productivité tout en maîtrisant les coûts d'exploitation (Darling 2011).

Exercice corrigé :

La carrière projette une production de 750 000 tonnes/an. Le front de taille (lieux d'extraction) est distant de 3.5 km de la station de concassage primaire.

Le régime de travail de la carrière est de 250 jours /an, et deux poste/jour ;

- Nombre d'heures effectives par poste : 7 heures ;
- Taux d'utilisation des équipements : 85 % ;

Dont :

- La vitesse moyenne de foration des trous de diamètre de 89 mm, est de l'ordre de 25m/h, la maille utilisée pour les tirs de mine = 3.0 x 3.0. Les gradins utilisés dans cette carrière est de l'ordre de 15m. L_s (sous-foration) = 1.2 m.

- La capacité des chargeuses disponibles est de 5 m^3 , pour un coefficient de remplissage du godet de 92%. La durée d'un cycle de chargement (seconde). $t_{\text{cycle chargement}} = t_{\text{déch-camion}} = 50 \text{ s}$;
- La capacité de la benne des engins de transport égale à 25 m^3 elle est utilisée à 90%, avec une vitesse moyenne : à vide $V=45 \text{ km/h}$; en charge $V=30 \text{ km/h}$.

Sachant que la densité de la roche en place est de l'ordre de $\rho=3.1$, et un coefficient de foisonnement de la roche abattue égale 1.4, et un coefficient d'irrégularité de travail de 1;

1. Quelle est la durée de vie de cette carrière ;
2. Dimensionnez le matériel utilisé dans les différentes opérations de production de cette carrière.

Corrigé :

- Le Dimensionnement du matériel utilisé dans les différentes opérations de production de cette carrière.

1. Station de concassage :

$$P_j = 750\,000 / 250 = 3000 \text{ t/j}$$

$$P_h = 3\,000 / 7 \times 2 \times 0.85 = 214.29 \text{ t/h}$$

Capacité de la station de concassage = $214.29 / 85\% = 252.10 \text{ t/h}$ d'où la capacité théorique de la station de concassage est $\geq 252.10 \text{ t/h} \Rightarrow \mathbf{300 \text{ t/h}}$

2. Foration des trous des mines (chariot de forage) :

- Le rendement de la sondeuse

$$R_{s_{th}} = 25 \text{ m/h}$$

$$\circ \text{ Le temps de foration d'un trou : } t_f = (15 + 1.2) / 25 = 0.648 \text{ h} = 2333 \text{ s.}$$

$$R_s = (t_p \times k_u) / t_f = (7 \times 85\%) / 0.648 = 9.18 \text{ tr/poste}$$

- Le nombre des sondeuses :

$$N_s = \frac{P_a \times K_{rés}}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}} = \frac{7\,50\,000 \times 1.2}{9.18 \times 2 \times 250 \times 3 \times 3 \times 15 \times 3.1} = 0.47$$

D'où: $N_s = \mathbf{1 \text{ sondeuse.}}$

3. Chargement :

$$R_{ch} = \frac{36\ 00 \times V \times K_f \times T_p \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f} = \frac{36\ 00 \times 5 \times 0.92 \times 7 \times 0.85 \times 3.1}{50 \times 1.4}$$

$$R_{ch} = 4\ 222.8\ \text{t/poste}$$

$$N_{ch} = P_a \times k_{rés} / (R_{ch} \times N_{p/an} \times k_{irr}) = 750\ 000 \times 1.2 / (4222.8 \times 2 \times 250 \times 1) = 0.42$$

$$N_{ch} = 1\ \text{chargeuse.}$$

4. Transport :

$$R_c = \frac{36\ 00 \times V_b \times \rho \times T_p \times K_q \times K_u}{t_c \times K_f} = \frac{36\ 00 \times (25 \times 3.1) \times 7 \times 0.9 \times 0.85}{1000 \times 1.4} = 1067.17\ \text{t/poste}$$

$$t_c = t_{rem} + t_{mch} + t_{dé} + t_{mv} + t_m$$

$$(t_m \approx \text{inclus dans le temps de déchargement})$$

$$t_{rem} (V_b/V_g = 25/5 = 5 \Rightarrow 5\ \text{godets}) = 5 \times 50 = 250\ \text{s}$$

$$t_{mch} = 3.5/30 = 0.116\ \text{h} = 420\ \text{s}$$

$$t_{mv} = 3.5/45 = 0.0778\ \text{h} = 280\ \text{s}$$

$$t_{dé} + t_m = 50\ \text{s}$$

$$t_c = 250 + 420 + 280 + 50 = 1000\ \text{s}$$

$$N_c = \frac{P_a \times K_i \times K_{rés}}{R_c \times N_{p/j} \times N_{j/an}} = \frac{750\ 000 \times 1 \times 1.2}{1067.17 \times 2 \times 250} = 1.68$$

Le nombre des camions est égal à **2 camions**.

Remarque : le nbr des camions variés de 4 à 6 pour une distance de transport de 1-5 km (selon la production souhaitée)

Chapitre 6 : Réhabilitation et fermeture des exploitations minières

1. Introduction

La réhabilitation et la fermeture des sites miniers constituent la phase finale du projet minier. Elle vise à sécuriser les terrains affectés, à atténuer les impacts environnementaux résiduels et à garantir la stabilité à long terme des ouvrages. Ce chapitre aborde les différents phénomènes d'instabilité susceptibles de survenir après la fermeture d'une mine, les méthodes d'évaluation des aléas miniers, ainsi que les techniques de protection et de remise en état des sites. En tant que dernière phase du projet minier, elle exige une planification rigoureuse et une approche pluridisciplinaire intégrant les dimensions techniques, environnementales et sociétales.

2. Phénomènes générés par les activités minières

2.1. Les tassements

2.1.1. Définition et effets

Dans le contexte de l'après-mine, les tassements désignent des mouvements du sol non liés à l'extraction directe, mais à la re-compaction de terrains meubles (amas de matériaux granulaires) ou affecté par les travaux souterrains (terrains foudroyés) (Whittaker and Reddish 1989). Ces tassements, souvent faibles (de l'ordre du décimètre), peuvent être provoqués par des surcharges, des variations de nappe ou des vibrations. Ils présentent des effets comparables au retrait-gonflement des sols argileux, notamment des tassements différentiels pouvant endommager bâtiments et infrastructures.

2.1.2. Mécanismes ou scénarios initiateurs

- Anciennes exploitations menées par foudroyage du toit ou anciennes zones effondrées (Brady and Brown 2006);
- Tassements sur ouvrages de dépôt, découvertes exploitées par auto-remblayage ou anciens ouvrages remblayés ;
- Compaction secondaire de terrains meubles ;
- Soulèvement des terrains.

2.2. Les affaissements progressifs

2.2.1. Définition et effets

L'affaissement se manifeste par un réajustement des terrains de surface induit par l'éboulement de cavités souterraines résultant de l'extraction ou de la disparition (dissolution, combustion) de minéral (Kratzsch 1986). Les désordres, dont le caractère est généralement lent, progressif et souple, prennent la forme d'une dépression topographique, sans rupture cassante importante, formant une cuvette (fig. 23).

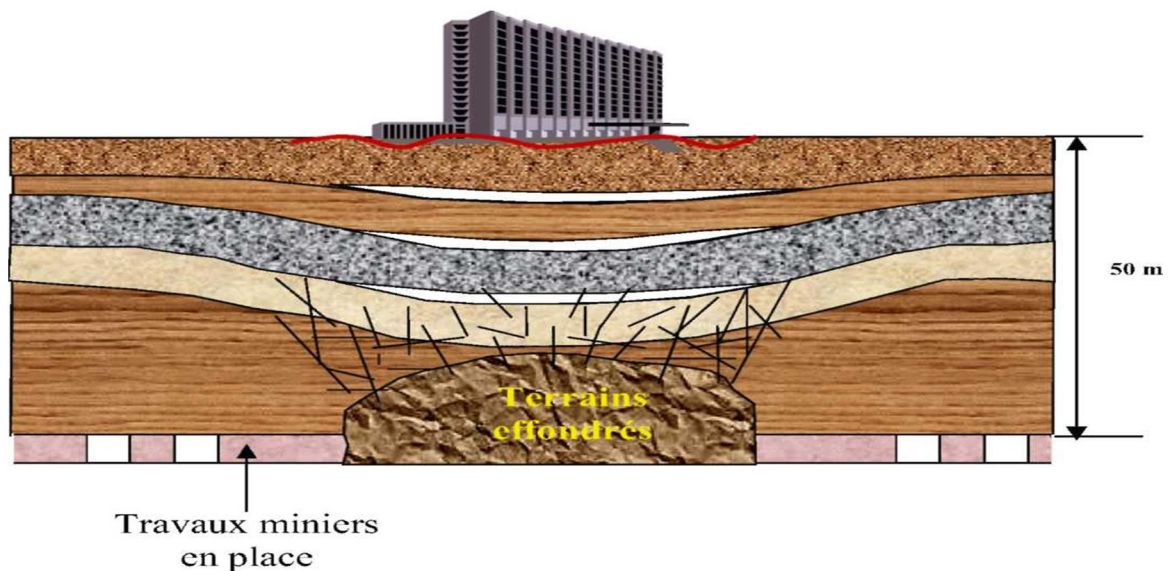


Figure 23. Principe d'une cuvette d'affaissement et de ses conséquences sur le bâti de surface.

Ce phénomène concerne aussi bien les mines profondes à grande extension horizontale que les exploitations filoniennes avec vides résiduels. L'amplitude de l'affaissement dépend de l'ouverture des travaux, de leur profondeur et des méthodes employées (foudroyage, remblayage...). Les affaissements peuvent atteindre des valeurs décimétriques à métriques, mais ce sont surtout les déformations horizontales (compression, extension, flexions) qui impactent les structures en surface. Ces effets varient selon la position dans la cuvette d'affaissement et diminuent avec la profondeur d'exploitation. L'aire affectée dépasse les limites des travaux souterrains, délimitée en surface par un « angle d'influence » variant de 10° à 40°, selon la géologie du site et la présence de failles.

2.2.2. Mécanismes ou scénarios initiateurs

- Cas des exploitations totales menées dans des terrains stratifiés ;
- Cas des exploitations partielles en terrains stratifiés ;

- Cas des exploitations filoniennes ;
- Cas des exploitations salines par dissolution ;
- Cas des ouvrages en combustion.

2.3. Les effondrements localisés

2.3.1. Définition et conséquences en surface

Un effondrement localisé se caractérise par l'apparition soudaine en surface d'un cratère d'effondrement dont l'extension horizontale varie généralement de quelques mètres à quelques dizaines de mètres de diamètre (Waltham 2002). Sa profondeur dépend des travaux souterrains, atteignant parfois plus de 10 mètres, notamment près des puits. Selon le terrain, le cratère peut avoir des parois verticales ou inclinées, formant un entonnoir (fig.24). Ce phénomène, souvent brutal, représente un danger, surtout en zones urbanisées.



Figure 24. Conséquences en surface d'un effondrement massif.

2.3.2. Mécanismes ou scénarios initiateurs

- L'effondrement localisé par rupture du toit d'une galerie : le phénomène de fontis ;
- L'effondrement par rupture de pilier(s) isolé(s) ;
- L'effondrement d'une tête de puits ;

- La rupture d'une tête de filon ;
- Le dressage d'un chantier penté remblayé

2.4. Les effondrements généralisés

2.4.1. Définition et effets

Les effondrements généralisés, ou effondrements en masse, se traduisent par une rupture souvent dynamique (en quelques secondes) d'une partie ou de la totalité d'une exploitation, affectant la stabilité des terrains de surface sur plusieurs hectares. La hauteur de l'effondrement peut atteindre plusieurs mètres, voire plusieurs dizaines dans le cas de cavités salines. La zone centrale affaissée est entourée de fractures sub-verticales formant des « marches d'escalier », aux effets potentiellement dommageables pour les personnes et les biens en surface (fig. 24).

Ces effondrements reflètent une instabilité globale liée, en général, à une extraction trop intensive. Bien que rares, ils peuvent avoir de graves conséquences en raison de l'importante énergie dégagée. Ils peuvent s'accompagner de secousses sismiques ressenties à grande distance, ainsi que d'un effet de souffle (« air blast »), projetant des matériaux à travers galeries et puits encore ouverts, mettant en danger les installations proches.

Ce type d'effondrement concerne des exploitations profondes, avec une extension horizontale significative par rapport à leur profondeur.

2.4.2. Mécanismes ou scénarios initiateurs

- L'effondrement brutal de piliers abandonnés résultant d'une rupture du toit ;
- Rupture en chaîne des piliers ;
- L'effondrement de cavités salines de dissolution.

2.5. Les glissements et mouvements de pente

2.5.1. Définition et effets

Les mouvements de pente, qu'ils soient superficiels ou profonds (glissements, excavations), constituent le type de désordres le plus couramment observé le long des flancs des ouvrages de dépôts ou des versants de découvertes creusées en roche meuble (Corps 2003).

2.5.2. Mouvements superficiels

Il s'agit de phénomènes généralement lents et mettant en jeu des volumes de matériau restreints (quelques dizaines de m³). Ils prennent principalement la forme de glissements pelliculaires ou de rigoles de ravinement, parfois profondes, avec pour conséquence l'épandage de matériau en pied. Si les éboulis ne sont pas remaniés, la configuration redevient stable et l'instabilité cesse.

Si ce type de phénomènes induit fréquemment des nuisances paysagères, il est relativement rare que des risques pour les personnes et les biens en résultent directement, tant en pied qu'en crête de talus. Les éléments éboulés peuvent toutefois contribuer à affecter l'écoulement de cours d'eau situés en aval immédiat du pied. D'autre part, lorsque les crevasses de ravinement atteignent des profondeurs importantes (jusqu'à plusieurs mètres) et présentent des parois sub-verticales, des risques de chutes de personnes dans ces « canyons » ainsi que des risques de chutes de pierres ou d'ensevelissement sous des éboulements de parois doivent être pris en compte.

Le développement d'instabilités superficielles peut favoriser le déclenchement d'une rupture de plus grande ampleur et devra donc, systématiquement, être pris en considération. Une attention toute particulière doit ainsi être accordée au développement de ce type de désordres le long des flancs de digues de rétention. En effet, un affaiblissement, même limité, des ouvrages de rétention des résidus liquides ne doit, en aucun cas, être négligé.

2.5.3. Mouvements profonds

Les glissements profonds sont causés par le déplacement d'une masse de terrain le long d'une zone de rupture, continue et bien définie (dont la forme peut être circulaire, plane ou quelconque) et dont la vitesse de déplacement, en phase critique, varie fréquemment de quelques millimètres à quelques mètres par heure. Ce type de phénomène est susceptible d'affecter aussi bien les ouvrages de dépôts que les flancs de découvertes creusées en massif de roche tendre.

Les volumes concernés, qui peuvent s'avérer importants, se répandent vers l'aval sous forme de cônes d'épandage et peuvent être à l'origine de la dégradation des éventuels bâtis et ouvrages situés en pied. Il peut également s'avérer nécessaire de s'attacher à caractériser les effets que ces mouvements de masse peuvent produire sur les terrains situés à l'amont du talus (effet de recul de crête). Lorsque les discontinuités affectant le massif rocheux ou l'ouvrage de dépôt ne jouent pas un rôle prépondérant sur son comportement, l'instabilité prend

généralement la forme d'un glissement circulaire ou en « loupe ». A l'inverse, lorsque l'instabilité prend naissance à la faveur d'une couche ou d'une hétérogénéité présentant des caractéristiques géomécaniques médiocres, il s'agit plutôt d'un glissement plan (fig. 25).



Figure 25. Glissement d'un compartiment rocheux découpé par deux failles majeures et d'anciens travaux miniers souterrains. Grande découverte de charbon de Carmaux.

Toute rupture, même initialement lente et progressive, affectant une digue de bassin de rétention est susceptible de se transformer en coulée si les matériaux stockés en amont finissent par submerger l'ouvrage rompu et se déverser dans l'environnement.

2.5.4. Mécanismes ou scénarios initiateurs

La rupture d'un flanc de talus intervient lorsque les forces motrices (de pesanteur et hydrauliques) qui tendent à le mettre en mouvement deviennent supérieures aux forces résistantes (résistance au cisaillement des matériaux) qui s'opposent pour leur part aux déformations et aux glissements des pentes. C'est généralement le développement de perturbations affectant les conditions environnementales caractérisant le talus qui constitue l'élément déclencheur de la rupture.

- Mauvaise gestion des eaux ;
- Topographie des flancs mal adaptée ;
- Affaiblissement du pied de talus ;
- Rupture des terrains d'assise.

2.6. Evaluation des risques miniers (les aléas miniers)

2.6.1. Définition de l'aléa

L'aléa correspond à la probabilité qu'un phénomène donné se produise sur un site donné, au cours d'une période de référence, en atteignant une intensité qualifiable ou quantifiable. La caractérisation d'un aléa repose donc classiquement sur le croisement de l'intensité prévisible du phénomène avec sa probabilité d'occurrence.

L'intensité du phénomène : correspond à l'ampleur des désordres, séquelles ou nuisances susceptibles de résulter du phénomène redouté. Cette notion comprend à la fois une hiérarchisation des grandeurs caractérisant les conséquences des événements redoutés (taille et profondeur d'un cratère, hauteur de tranche d'eau, nature et teneur d'une émission de gaz ou de substances toxiques...) mais également leur potentiel de gravité sur les personnes, les biens et l'usage du sol susceptible de caractériser potentiellement le site à terme (possibilité de faire des victimes ou des dégâts, existence et/ou coût de parades de prévention...).

La notion de probabilité d'occurrence, qui traduit pour sa part la sensibilité que présente un site à être affecté par l'un ou l'autre des phénomènes analysés, est généralement moins aisée à appréhender et à quantifier que celle d'intensité. Quelle que soit la nature des événements redoutés, la complexité des mécanismes, la nature hétérogène du milieu naturel, le caractère très partiel des informations disponibles et le fait que de nombreux désordres, séquelles ou nuisances ne soient pas répétitifs expliquent qu'il est généralement impossible de raisonner sur la base de probabilités quantitatives (x % de risque de développement d'un désordre). On privilégiera donc une classification qualitative caractérisant une prédisposition du site à subir tel ou tel type de désordres (nuisances). L'évaluation de cette prédisposition dépend de la combinaison d'un certain nombre de facteurs favorables ou défavorables à l'initiation et au développement des mécanismes pressentis.

2.6.2. La qualification des classes d'intensité

L'intensité du phénomène caractérise l'ampleur des répercussions attendues en cas de déclenchement d'un événement redouté. De manière à hiérarchiser les dégâts ou nuisances potentielles en cas de survenue du désordre, il est d'usage de définir quelques classes d'intensité (très limitée à très élevée), dont on s'attachera à définir le nombre et le contenu en fonction de la nature des mécanismes et phénomènes attendus sur le site.

La démarche d'évaluation de l'intensité des phénomènes consiste tout d'abord à identifier la, ou les grandeurs physiques les plus représentatives pour permettre de caractériser les conséquences des événements redoutés. On pourra ainsi choisir de s'intéresser à des critères portant sur la taille des cratères d'effondrement, sur l'amplitude des déformations horizontales des terrains de surface ou sur la nature, la teneur et le débit d'éventuelles émanations gazeuses, etc.

Ensuite, l'expert évalue, en intégrant l'ensemble des informations collectées, la valeur prévisible de cette grandeur pour le site concerné afin de définir à quelle classe d'intensité ce phénomène redouté correspond. Pour ce faire, il faut donc avoir, préalablement, défini les classes d'intensité retenues et, de fait, les valeurs seuils permettant de différencier ces classes entre elles.

Le nombre de classes d'intensité retenues pour l'analyse peut varier en fonction du contexte de l'étude et notamment de la précision et de l'exhaustivité des données d'entrée.

Pour limiter les confusions entre les classes d'intensité, de prédisposition (probabilité d'occurrences) et d'aléa, on veillera à adopter une terminologie spécifique à chaque concept.

On emploie les termes suivants pour définir l'intensité d'un phénomène : *très limitée, limitée, modérée, élevée*.

2.6.3. La qualification des classes de prédisposition (probabilité d'occurrence)

Du fait du manque quasi systématique ou de la grande complexité des informations précises disponibles (composition minéralogique et comportement mécanique et des terrains, hétérogénéité du milieu), on raisonne en terme de prédisposition (ou sensibilité) d'un site à être affecté par l'un ou l'autre des phénomènes redoutés.

- **Prédisposition d'un site à l'apparition de désordres ou nuisances :**

La prédisposition d'un site à l'apparition de désordres ou nuisances est évaluée en fonction de paramètres caractérisant l'environnement du secteur considéré et la technique d'exploitation utilisée, autant de facteurs exprimant la « sensibilité » d'un site.

La détermination de la prédisposition s'appuie, en premier lieu, sur le retour d'expérience, à savoir l'existence passée, sur le site ou sur un site voisin similaire, de désordres ou nuisances du même ordre. Si certains de ces désordres ou nuisances pourront être identifiés sur site, il convient également de tenir compte des événements passés, désormais non observables mais dont on aura retrouvé trace au travers d'archives ou de témoignages.

En complément de l'analyse en retour d'expérience, la détermination de la prédisposition repose également sur l'analyse des scénarios et mécanismes de survenue des phénomènes susceptibles d'affecter les terrains de surface. La conjugaison de paramètres favorables à cette survenue contribuera naturellement à surclasser la classe de prédisposition. Ainsi, à titre d'exemple, une épaisseur de recouvrement importante, des dimensions limitées de galeries et la présence de bancs résistants dans le recouvrement feront qu'un site présentera une prédisposition moins sensible à l'apparition de fontis en surface qu'un secteur d'exploitation peu profond situé sous un recouvrement exclusivement marneux.

- **Prise en compte de l'incomplétude des informations disponibles :**

On ne dispose pas systématiquement, notamment lorsque les études portent sur de très anciennes exploitations, de l'ensemble des informations requises pour mener à bien une analyse précise et exhaustive de l'aléa. Il n'est en effet pas rare de ne pas connaître avec certitude l'existence et/ou la localisation de l'ensemble des anciens vides miniers ou de ne pas disposer des données indispensables à la détermination de l'extension précise des désordres ou nuisances possibles.

2.6.4. La qualification de la prédisposition d'un site

La combinaison, lorsque nécessaire, des deux concepts précédents aboutit à qualifier la sensibilité d'un site à voir se développer tel ou tel type de manifestation et permettre, ainsi, d'identifier les secteurs les plus sensibles au développement de désordres ou nuisances en surface.

Pour limiter les confusions entre les classes d'intensité, de prédisposition et d'aléa, on emploie les termes suivants pour définir la prédisposition d'un site à la rupture : ***peu sensible, sensible, très sensible.***

2.7. Qualification des classes de l'aléa

La qualification de l'aléa a pour objectif de hiérarchiser les niveaux d'aléa. Les termes « aléa fort » ou « aléa très fort » signifient que les zones concernées sont plus prédisposées à l'apparition de manifestations importantes en surface que les zones « d'aléa moyen » ou « aléa faible ».

L'aléa résulte du croisement d'une intensité avec la prédisposition correspondante. Le principe de qualification de l'aléa consiste donc à combiner les critères permettant de caractériser

l'intensité d'un phénomène redouté avec les critères permettant de caractériser sa classe de prédisposition.

Plusieurs principes, explicites ou implicites, permettent de combiner entre elles des valeurs qualitatives ou de croiser des critères qualitatifs et quantitatifs. On citera pour mémoire les techniques par cotation, par sur-classement, par hiérarchisation multicritères, etc.

Si c'est le principe des tableaux croisés qui est retenu, on utilise une matrice de synthèse dont les principes de constitution sont illustrés dans le tableau suivant, en précisant bien, une fois encore, que chaque site peut donner lieu à des ajustements pour s'adapter au contexte spécifique qui le caractérise.

Pour ne pas compliquer inutilement les analyses et leur valorisation en vue du zonage réglementaire, on se limitera, autant que faire se peut, à trois classes d'aléas : *faible, moyen et fort*.

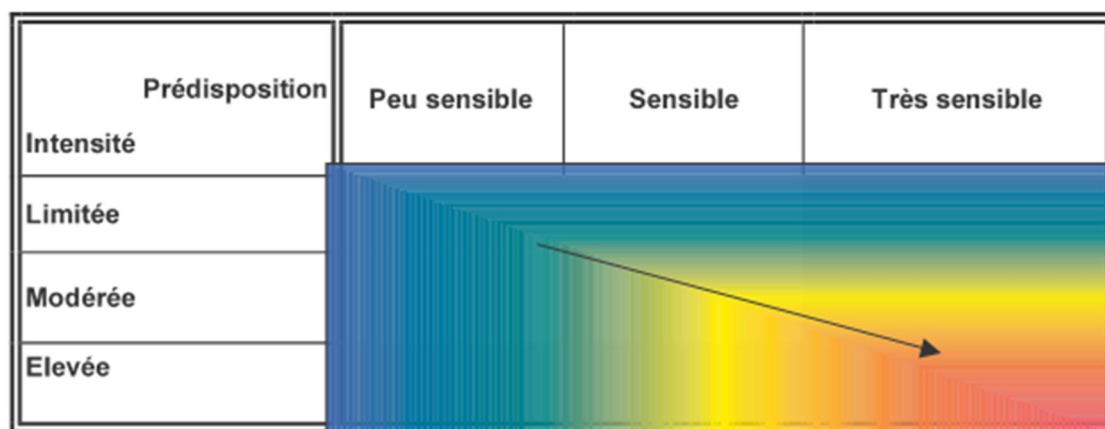


Figure 26. Schéma de la prédisposition en fonction de l'intensité des phénomènes observés.

2.8. Etapes d'identification du phénomène

2.8.1. La phase de la cartographie

Les contours du zonage de l'aléa doivent s'appuyer sur des paramètres techniques (géologie, exploitation...). Ils n'ont donc aucune raison de suivre les contours de parcelles.

Lorsque, comme c'est souvent le cas, plusieurs phénomènes potentiels coexistent sur la même parcelle, on privilégiera l'établissement de plusieurs cartographies de l'aléa, une par phénomène.

La cartographie de l'aléa englobe l'ensemble des terrains de surface concernés par les effets possibles des phénomènes résultant des activités minières.

2.8.2. La phase de la informative (carte informative)

L'élaboration et la restitution de la phase informative d'un Plan de Prévention des Risques constituent l'assise et la garantie de succès de la démarche d'analyse de l'aléa et de prévention des risques. Seule une connaissance aussi détaillée que possible du site et de son histoire permet en effet une précision satisfaisante dans la démarche d'analyse des aléas.

2.8.3. La phase des investigations complémentaires

Le recours à des investigations complémentaires ou des travaux pointus de modélisation devra être envisagé au cas par cas, avec mesure et lorsque aucune autre solution palliative n'est envisageable. L'évaluation de la pertinence de leur mise en œuvre s'appuiera notamment sur les attendus de ces investigations, leur coût, leur durée de réalisation ainsi que la nature et l'importance des enjeux présents ou futurs caractérisant le secteur considéré.

2.9. Qualification des aléas de mouvements de terrains

L'aléa mouvements de terrain se décline en cinq phénomènes correspondant à des origines et des effets distincts :

- Les tassements ;
- Les affaissements progressifs ;
- Les effondrements localisés ;
- Les effondrements généralisés ;
- Les glissements ou mouvements de pente.

Nous discuterons, dans ce qui suit, les grandeurs et les facteurs permettant de qualifier chacun de ces types d'aléas, tant pour ce qui concerne leur intensité que leur prédisposition.

2.9.1. L'aléa « tassement »

✓ Qualification de l'intensité :

Ce type de désordre est de nature à engendrer des dégradations aux biens (bâti et infrastructures) présents en surface mais pas à mettre en danger les populations. Sauf exception, l'intensité des conséquences d'un phénomène de tassement demeure limitée (ordre centimétrique à décimétrique).

Classe d'intensité	Description
Très limitée	Tassements limités
Limitée	Tassements sensibles

✓ **Qualification de la prédisposition :**

Quel que soit le contexte d'exploitation, trois critères fondamentaux gouvernent la prédisposition d'un site au développement de tassements :

- L'existence d'indices d'anciens mouvements de type « tassements » (Encore visibles en surface ou décrits dans les archives), dans un secteur proche présentant des caractéristiques géologiques et d'exploitation voisines, peut contribuer à augmenter la prédisposition au développement futur de ce type de phénomènes ;
- La modification lente (remontée de nappe) ou plus rapide (rupture de canalisation, obstruction de drains...) des conditions hydrauliques (eaux de surface et souterrains) est souvent à l'origine du déclenchement de phénomènes de tassements ;
- L'application de fortes surcharges en surface dans le cadre d'un aménagement du site (constructions, entreposage...).

2.9.2. L'aléa « affaissement progressif »

✓ **Qualification de l'intensité :**

Pour ce qui concerne le phénomène d'affaissement progressif, ce sont les déformations différentielles horizontales et les effets de mise en pente du sol qui sont généralement les plus néfastes pour les biens situés en surface. Ces deux paramètres étant directement reliés, nous retiendrons l'effet de mise en pente comme paramètre principal permettant de discriminer les classes d'intensité.

Classe d'intensité	Mise en pente (en %)
Très limitée	$0 < P < 1$
Limitée	$1 < P < 3$
Modérée	$3 < P < 6$
Elevée	$P > 6$

✓ **Qualification de la prédisposition :**

Quel que soit le contexte d'exploitation, l'existence d'indices d'anciens mouvements de type « affaissement progressif », dans un secteur proche présentant des caractéristiques géologiques et d'exploitation voisines, peut contribuer à augmenter la prédisposition au développement futur de ce type de phénomènes.

2.9.3. L'aléa « effondrement localisé »

✓ Qualification de l'intensité :

C'est principalement le **diamètre de l'effondrement** qui influera sur les conséquences prévisibles sur la sécurité des personnes et des biens présents dans la zone d'influence du désordre. C'est donc ce paramètre que nous retiendrons comme grandeur représentative.

La profondeur du cratère peut également influencer sur la dangerosité du phénomène mais, comme elle s'avère souvent très délicate à prévoir, notamment pour ce qui concerne les fontis et les débousses de puits, nous ne la retiendrons pas comme paramètre décisif.

Le phénomène d'effondrement localisé est de nature à porter atteinte à la sécurité des personnes et des biens présents en surface.

Classe d'intensité	Diamètre de l'effondrement
Très limitée	Effondrements auto-remblayés à proximité immédiate de la surface (profondeur centimétrique)
Limitée	$D < 3 \text{ m}$
Modérée	$3 \text{ m} < D < 10 \text{ m}$
Elevée	$D > 10 \text{ m}$

✓ Qualification de la prédisposition :

Quel que soit le contexte d'exploitation, deux critères fondamentaux gouvernent la prédisposition d'un site au développement d'effondrements localisés :

- L'existence d'indices d'anciens mouvements de type « effondrement localisé », dans un secteur proche présentant des caractéristiques géologiques et d'exploitation voisines, peut contribuer à augmenter la prédisposition au développement futur de phénomènes sensiblement similaires en terme de mécanismes initiateurs (fontis, effondrements de puits...) ;
- La présence de terrains déconsolidés en surface, notamment sur une grande épaisseur, contribue à augmenter la prédisposition à voir se développer des cratères d'effondrement de fortes dimensions (classes d'intensité élevées).

2.9.4. L'aléa « effondrement généralisé »

✓ Qualification de l'intensité :

L'effondrement généralisé caractérise un mouvement d'extension spatiale importante et dont l'occurrence, quelle que soit l'amplitude de la descente des terrains de surface (directement reliée à l'ouverture des travaux et au taux de défrètement des chantiers), peut mettre en péril la sécurité des personnes et des biens situés dans l'emprise de l'instabilité.

Classe d'intensité	Description
Elevée à très élevée	Effondrement en masse de la surface

✓ Qualification de la prédisposition :

Quel que soit le contexte d'exploitation, l'existence d'indices d'anciens mouvements de type « effondrement généralisé », dans un secteur proche présentant des caractéristiques géologiques et d'exploitation voisines, peut contribuer à augmenter la prédisposition au développement futur de ce type de phénomènes.

2.9.5. L'aléa « glissement ou mouvement de pente »

✓ Qualification de l'intensité :

C'est principalement le **volume** de matériau mis en mouvement qui influera sur l'intensité du phénomène. La définition des classes d'intensité s'appuiera principalement sur la notion d'effets prévisibles sur les biens même si, dans certaines circonstances défavorables, les désordres infligés aux bâtiments sont de nature à mettre en péril la sécurité des personnes qui y résident.

Classe d'intensité	Description	Volume mis en jeu
Très limitée	Reptations, ravinements	quelques m ³
Limitée	Glissements superficiels, ravinements importants	De 10 à 100 m ³
Modérée	Glissements profonds	1 00 à 5 000 m ³
Elevée	Glissements majeurs	> 5 000 m ³

✓ Qualification de la prédisposition :

Les facteurs qui contribuent à augmenter la prédisposition d'un talus à subir des glissements ou mouvements de pente superficiels sont, pour la plupart, communs à l'ensemble des talus

concernés par l'après-mine (digues, terrils, fosses non remblayées creusées en terrain tendre...). Parmi les principaux, on citera :

- **L'existence d'indices d'anciens** mouvements de type « **mouvement de pente** », dans un secteur proche présentant des caractéristiques géologiques et d'exploitation voisines, peut contribuer à augmenter la prédisposition au développement futur de ce type de phénomènes ;
- Une mauvaise **gestion des eaux de surface**. Ceci peut résulter de l'absence de mesures adéquates ou de la dégradation du dispositif de drainage préexistant (rupture de canalisation, drains bouchés, canaux de ruissellement remplis par des éboulis...). Les talus situés dans des régions sujettes à des précipitations violentes, seront plus prédisposés à subir des mouvements défavorables ;
- La **topographie et la morphologie des flancs** : présence de banquettes, pente moyenne du flanc ;
- La **nature des matériaux** constituant le talus : nature et granulométrie des matériaux, existence de discontinuités stratigraphiques ou tectoniques. La présence de matériaux contenant une proportion importante de particules fines augmentera par exemple la prédisposition du site à être affecté par des phénomènes d'érosion et de ravinement ;
- La présence de **signes traduisant l'activité des mouvements** déjà initiés (fissures de décompression, bourrelets en pied, arbres penchés...) ;

2.10. Les cuvettes d'affaissement

Les calculs et les modèles des cuvettes d'affaissement résultent de retours d'expérience sur des sites dont le pendage n'excède pas 45°. Au-delà de cette valeur, les abaques, présentés ne donnent bien souvent que des extrapolations. Néanmoins, il est intéressant d'étudier ces données qui peuvent donner des indications intéressantes (Whittaker and Reddish 1989, Peng 2020).

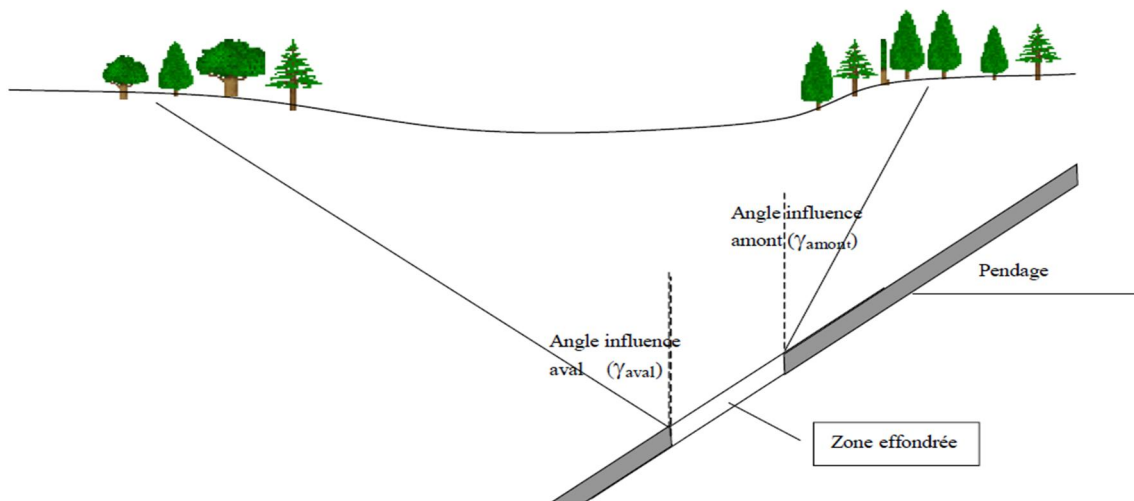


Figure 27. Représentation schématique de la cuvette d'affaissement et des angles d'influence amont et aval en gisement pente.

Trois types de méthodes ont été développés pour modéliser les phénomènes d'affaissement :

- **Les méthodes empiriques** : qui sont basées sur des retours d'expérience. L'emploi de ce type de méthode est préconisé dans les cas où il existe déjà beaucoup de données relatives aux affaissements dans la région étudiée.
- **Les méthodes physiques** : qui supposent la construction de modèles à petite échelle, plus ou moins coûteux. Ces modèles permettent de mieux comprendre le mécanisme d'affaissement mais ne permettent pas en général de prédire les déplacements relatifs à celui-ci ;
- **Les méthodes numériques** : qui sont basées sur des approximations numériques d'équations (équations d'équilibre, relations contraintes déplacements,...). Elles fournissent des valeurs plus ou moins précises de déplacements et de contraintes induites dans les zones étudiées. Ces méthodes sont toutefois imparfaites car elles prennent difficilement en compte le comportement réel des roches à la rupture. En outre, les valeurs des paramètres du modèle de calcul numérique nécessitent souvent d'être calées à partir de mesures et d'observations in situ.

✓ **Méthodes des abaques NCB [30] ou méthodes des trois angles :**

Développées par National Coal Board (Royaume Uni), ces méthodes consistent simplement à lire les valeurs des trois angles sur la Figure ci-après.

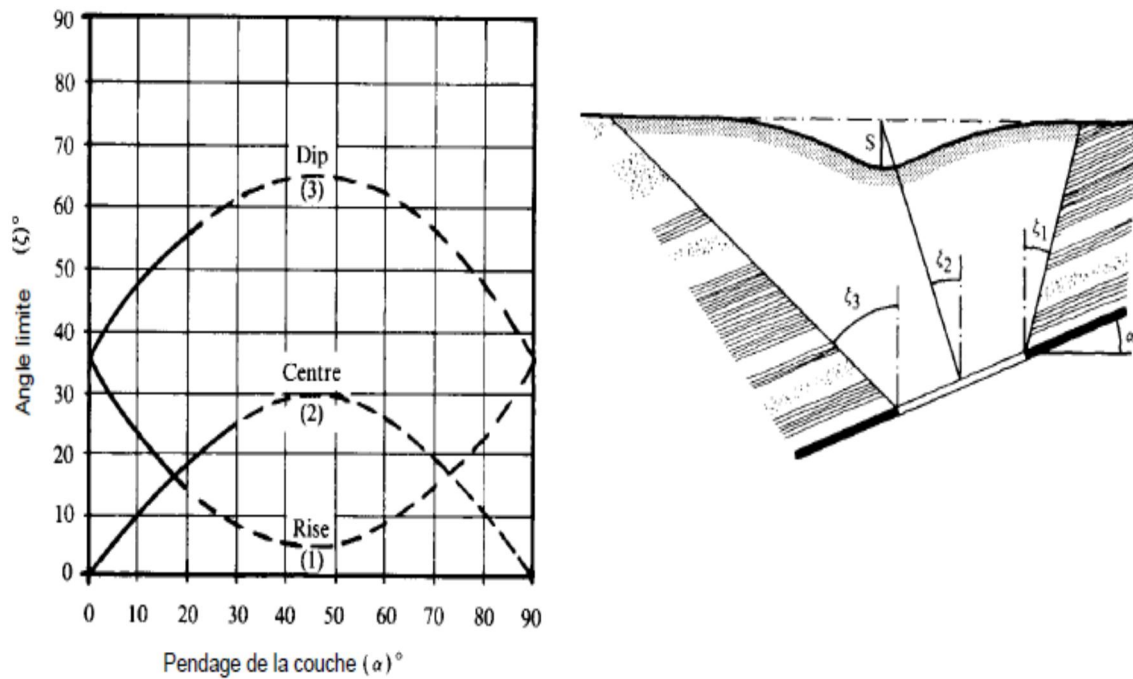
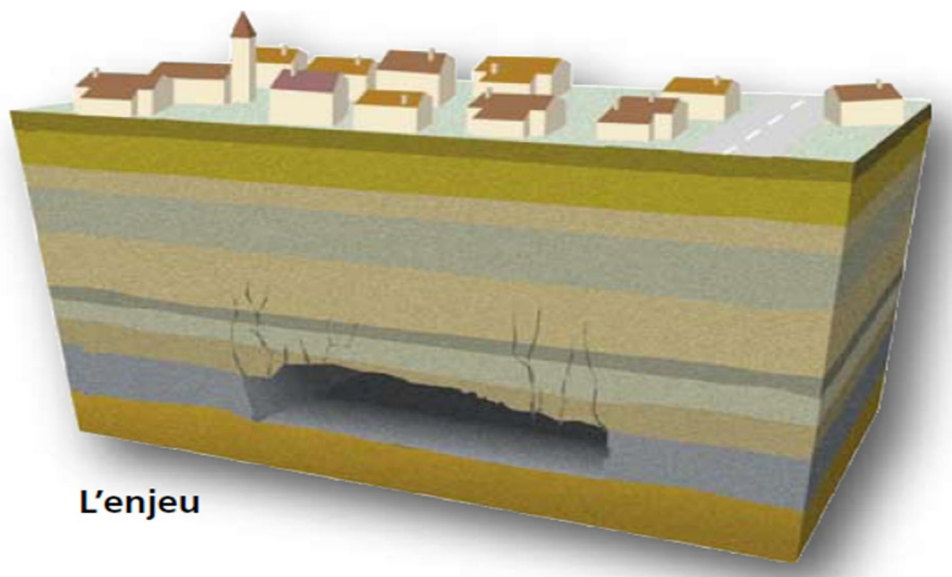


Figure 28. Angles amont, aval et de déviation de l'affaissement maximal.

3. Résolution des risques générés par les activités minières.

3.1. La restauration des sites miniers

La restauration consiste à remettre en état les écosystèmes perturbés généralement fondés sur les caractéristiques que possédait le site avant d'être exploité.



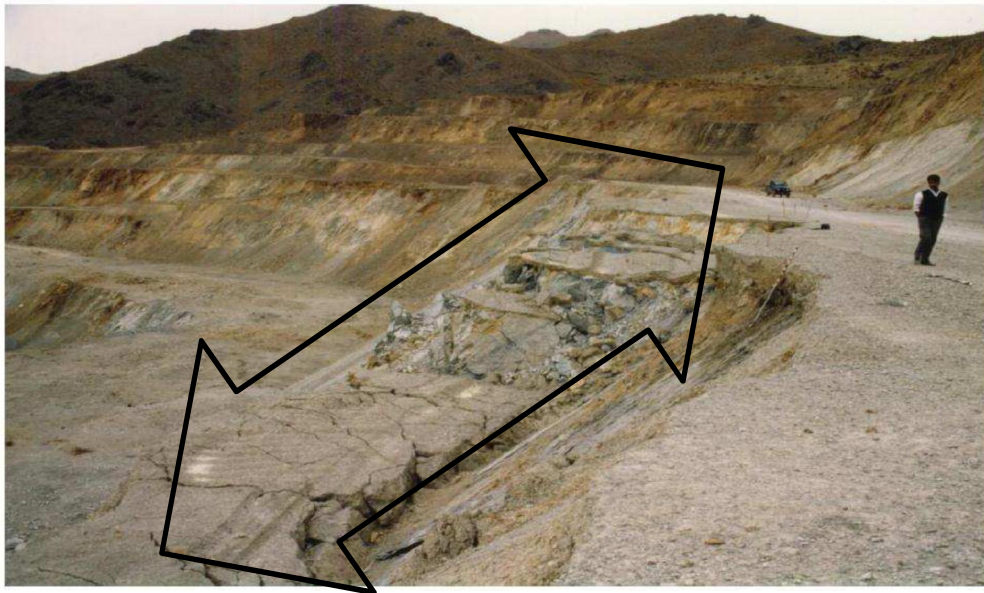


Figure 29. Schéma représentatif des risques générés par les activités minières

La restauration apporte beaucoup de bénéfices environnementaux, puisqu'elle permet d'atténuer la majorité des impacts négatifs causés par l'exploitation. Ces bénéfices environnementaux sont l'amélioration visuelle du paysage par l'amélioration de l'environnement et le nivellement du territoire.

3.2. La protection active

La protection est dite « active » lorsqu'on agit sur l'origine des désordres pour empêcher ceux-ci de se produire ou pour en réduire l'intensité. Des techniques différentes seront utilisées selon que la cavité à traiter est accessible ou non et selon sa taille (Hoek 2007).

3.2.1. Le renforcement des piliers existants

Cette technique est surtout utilisée lorsqu'on souhaite conserver l'usage d'une cavité. On utilise en général la combinaison du béton projeté et du boulonnage.

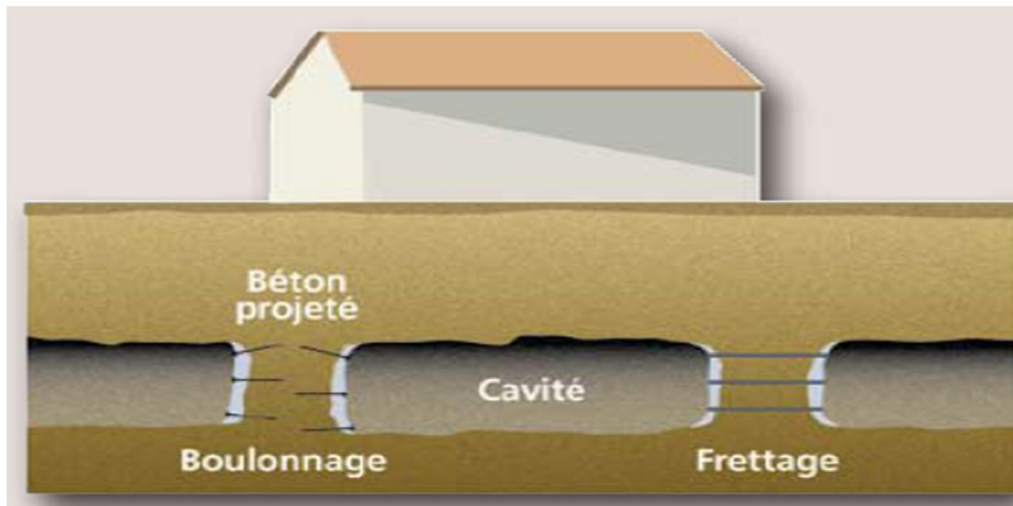


Figure 30. Schéma représentatif pour le renforcement des piliers existants

3.2.2. La construction de piliers en maçonnerie

Le principe est de transmettre le poids des terres et des surcharges éventuelles au plancher de la carrière. La surface totale d'un pilier est fonction de la charge qu'il doit supporter.



Figure 31. Schéma représentatif pour le renforcement du toit par piliers en maçonnerie

3.2.3. Le boulonnage du toit

Consiste à armer et à rendre monolithique la masse rocheuse en toit de la cavité pour lui permettre de reporter le poids des terres sur les piliers ou sur les flancs des galeries.

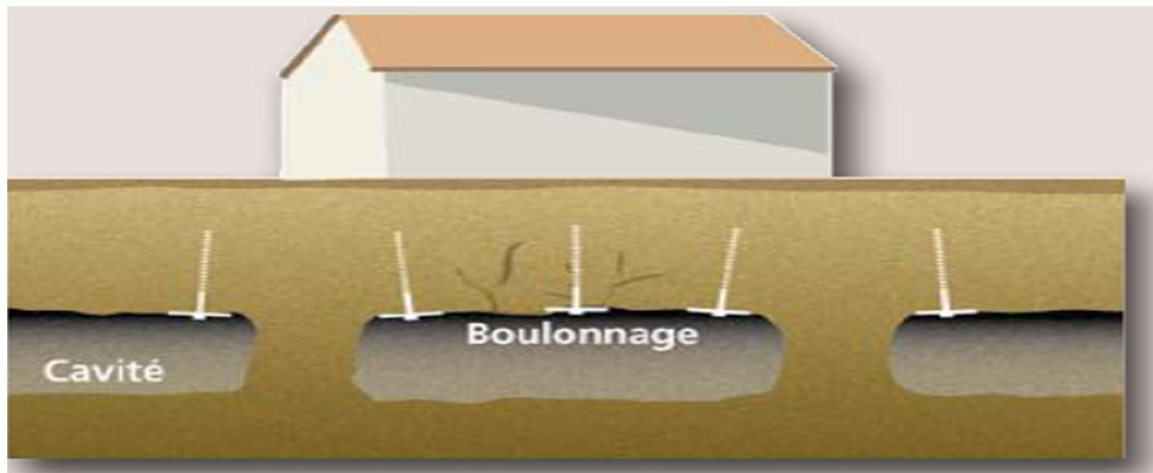


Figure 32. Schéma représentatif pour le renforcement du toit par boulonnage.

3.2.4. Le remblayage

Consiste à supprimer l'essentiel du vide souterrain par la mise en œuvre de matériaux inertes sans liant hydraulique. Ces matériaux peuvent être variés et fonction des opportunités : déblais criblés, terres de fouille en provenance de gros chantiers voisins, stériles miniers...

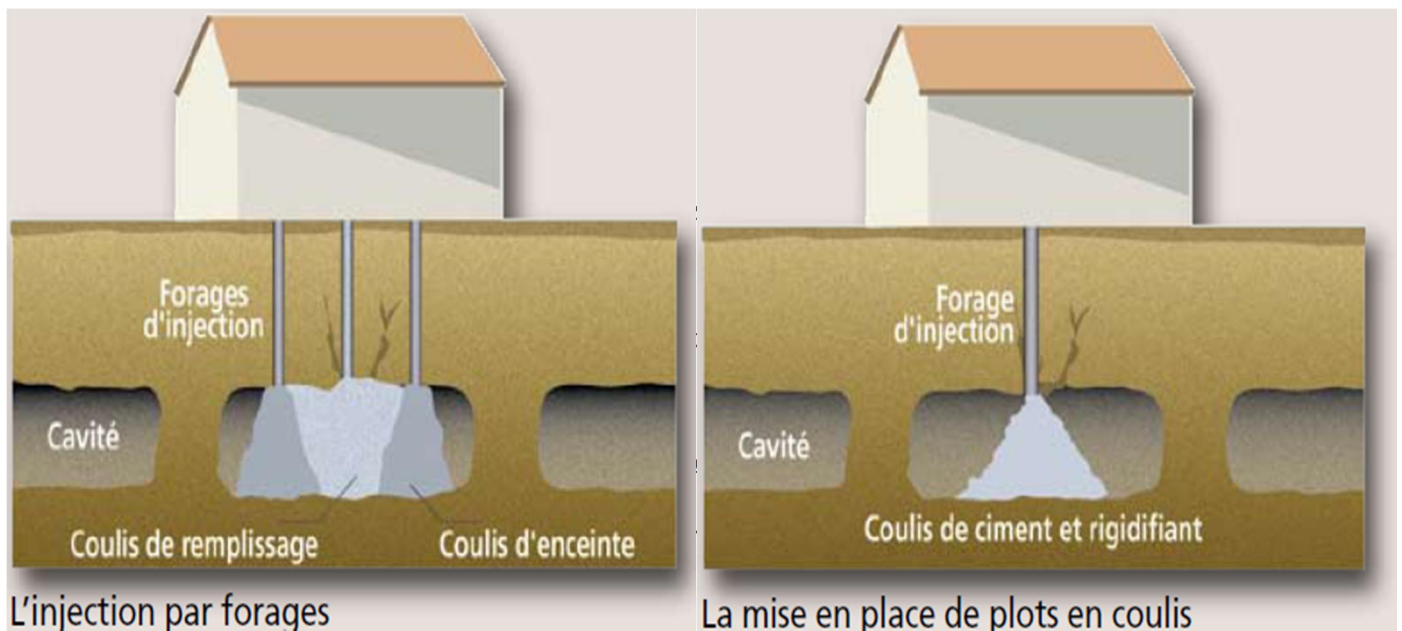


Figure 33. Schéma représentatif de remblayage par forage d'injection (suppression des vides)

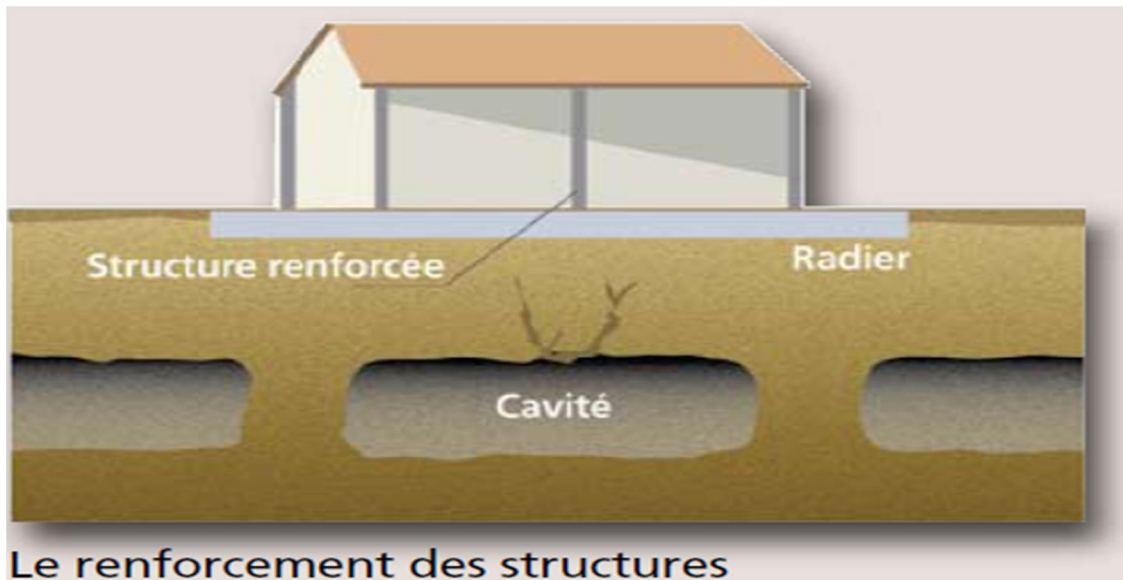


Figure 34. Schéma représentatif pour le renforcement de la structure par des radiers.

3.2.5. Les fondations profondes

Lorsque la présence de cavités est avérée et la profondeur bien déterminée, des fondations profondes peuvent être envisagées pour un bâtiment neuf. L'objectif est alors de reporter la surcharge apportée par la construction sur les terrains sous la profondeur maximale des cavités.

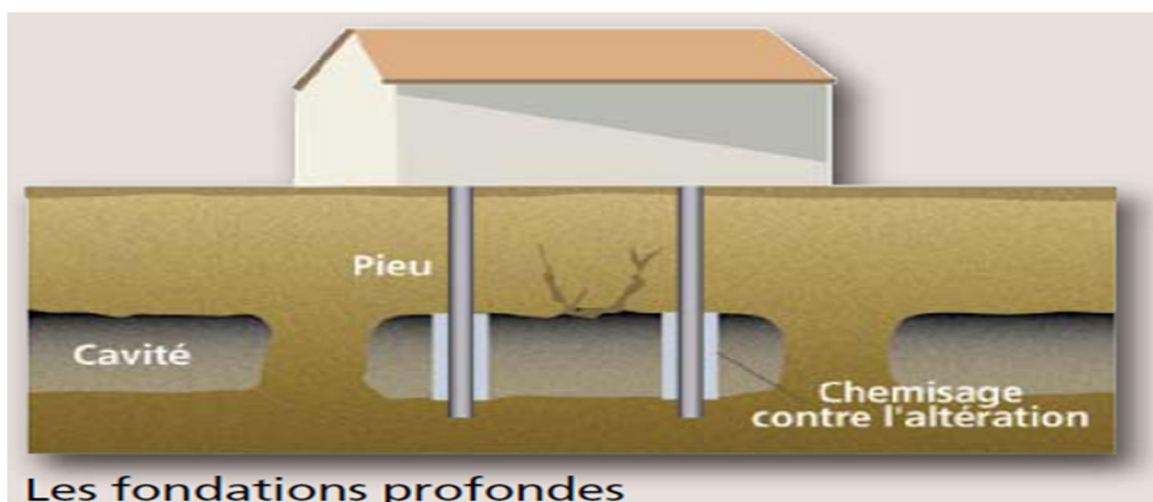


Figure 35. Schéma représentatif des fondations profondes (construction des pieux).

3.3. Stabilisation des pentes

Lorsqu'un risque d'instabilité est identifié, il est nécessaire de mettre en branle des mesures de soutènement pour assurer la sécurité des travailleurs et la survie des installations. Le support

mécanique stabilise les pentes rocheuses en augmentant la résistance au cisaillement de la roche (Corps 2003).



Figure 36. Un glissement de terrain dans une carrière à ciel ouvert.

3.3.1. Le boulonnage

Le boulonnage consiste à insérer une barre d'acier dans un trou de forage effectué par la boulonneuse, La longueur du boulon peut avoir jusqu'à 300 pieds (100 mètres).

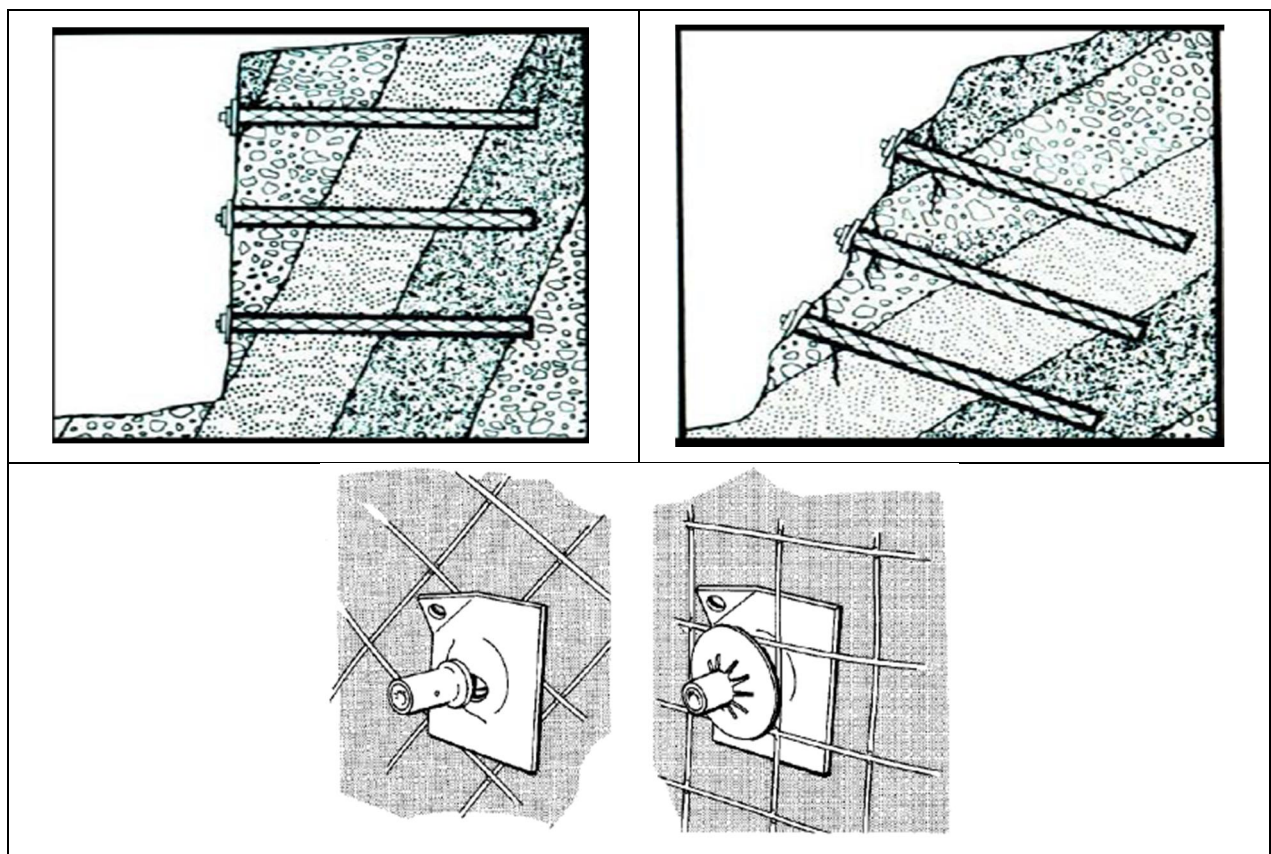


Figure 37. Schémas représentatifs des boulons d'ancrage.

3.3.2. Les piliers

Un piler consiste en un mur en bois ou en ciment permettant de retenir les chutes de roches. Les piliers peuvent stabiliser des pentes de 30 mètres de hauteur ou plus.

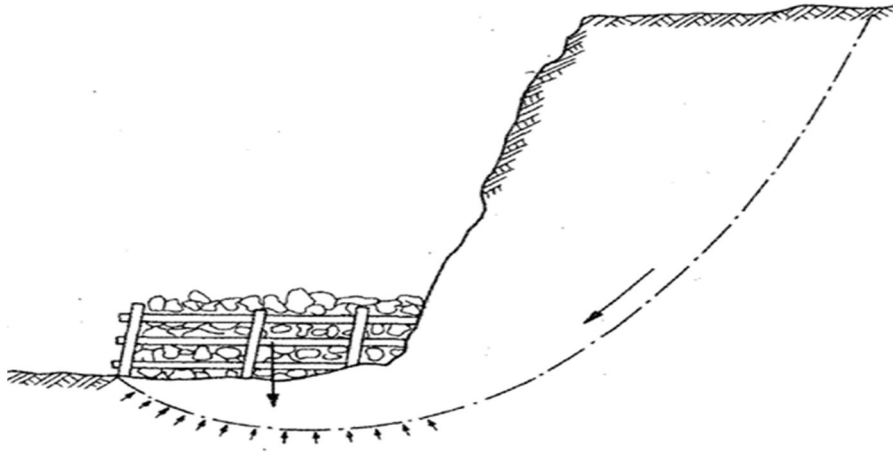


Figure 38. Schéma représentatif d'un mur en bois.

Pilier avec une charge morte de roches. Cette charge donne un contre poids pour résister à la rupture en rotation et augmente la contrainte normale.

3.3.3. Les murs de soutènements

Un mur de soutènement est une structure renforcée de bois ou de ciment permettant de retenir le matériel instable ou donnant un support direct à la pente.

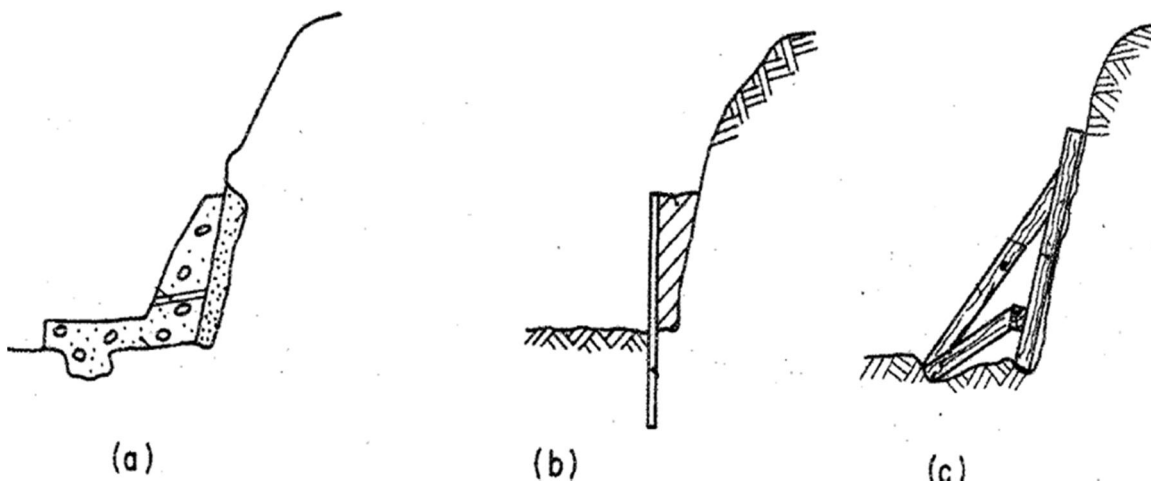


Figure 39. Schémas représentatifs des murs de soutènement

3.4. Remise en état des lieux

La réhabilitation de la plupart des sites miniers implique la restauration de la couverture végétale.

Il est très important d'assurer le développement d'une couverture végétale durable.

Les mesures de contrôle devront montrer que la mise en culture est un succès et qu'un biotope végétal équilibré et durable a pu se mettre en place au cours d'une période s'étendant sur plusieurs saisons de croissance des végétaux (Cooke and Johnson 2002).



Figure 40. Cas d'une carrière exploitée en Algérie qui a été bien remise en état.

(Le suivi de la remise en état doit être assuré pour une durée de 3 ans).

4. Conclusion

La réhabilitation et la fermeture des exploitations minières sont des opérations complexes, mais indispensables pour assurer la pérennité des terrains affectés par l'activité extractive. L'identification des risques, leur évaluation, puis la mise en œuvre de solutions de protection actives ou passives permettent de réduire considérablement les effets post-exploitation. Au terme de ce chapitre et de l'ensemble du module, il apparaît clairement que le succès d'un projet minier ne se mesure pas uniquement à sa rentabilité économique, mais aussi à sa capacité à anticiper, maîtriser et corriger les impacts qu'il génère. La réhabilitation constitue ainsi le lien entre l'exploitation minière et le développement durable, en préparant les sites à une nouvelle vie après la mine.

References

1. Abzalov, M. (2016). Applied mining geology, Springer.
2. Alastair, J. S. and H. B. Garston (2004). Applied Mineral Inventory Estimation, cambridge university press.
3. Annels, A. E. (1991). Mineral deposit evaluation: A practical approach. Chapman & Hall, 2-6 Boundary Row, London SE1 8HN, British Library Cataloguing in Publication Data.
4. Arnaud, M. and X. Emery (1999). "Estimation et interpolation de données spatiales. Méthodes déterministes et méthodes géostatistiques."
5. Asad, M. and E. Topal (2011). "Net present value maximization model for optimum cut-off grade policy of open pit mining operations." Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy **111**(11): 741-750.
6. Asad, M. W. A., et al. (2016). "A review of cut-off grade policy models for open pit mining operations." Resources Policy **49**: 142-152.
7. Azadeh, A., et al. (2010). "A new approach to mining method selection based on modifying the Nicholas technique." Applied Soft Computing **10**(4): 1040-1061.
8. BOKY B. (1968). Exploitation des mines.
9. Brady, B. H. and E. T. Brown (2006). Rock mechanics: for underground mining, Springer science & business media.
10. Causeur, D. (2000). "Modélisation géostatistique." Laboratoire de Mathématiques Appliquées. Pôle d'Enseignement Supérieur et de Recherche Agronomique de Rennes. 26p.
11. Chiles, J.-P. and P. Delfiner (2012). Geostatistics: modeling spatial uncertainty, John Wiley & Sons.
12. Clark, I. (1979). Practical geostatistics, Applied Science Publishers London.

13. Cooke, J. and M. Johnson (2002). "Ecological restoration of land with particular reference to the mining of metals and industrial minerals: A review of theory and practice." Environmental Reviews **10**(1): 41-71.
14. Corps, U. A. (2003). "Engineering and design, slope stability, engineer manual." US Army Corps of Engineers **49**(3).
15. Darling, P. (2011). SME mining engineering handbook, SME.
16. David, M. (1977). Geostatistical Ore Reserve Estimation. Amsterdam, Elsevier Scientific Publishing Company.
17. Emery, X. (2008). "Change-of-support models and computer programs for direct block-support simulation." Computers & geosciences **35**(10): 2047-2056.
18. Evans, A. M. (2009). Ore geology and industrial minerals: an introduction, John Wiley & Sons.
19. Guilbert, J. M. and C. F. Park Jr (2007). The geology of ore deposits, Waveland Press.
20. Hartman, H. L. and J. M. Mutmansky (2002). Introductory mining engineering, John Wiley & Sons.
21. Hoek, E. (2007). "Practical rock engineering: RocScience." Available from the publisher at <http://www.rocscience.com/hoek/PracticalRockEngineering.asp>.
22. Hossaini, M. and H. Poursaeed (2010). "Modification of four-section cut model for drift blast design in Razi coal mine-North Iran."
23. Hustrulid, W. and M. Kuchta (2006). Open pit mine planning & design. Vol. 1, Fundamentals, Taylor & Francis.
24. Hustrulid, W. A., et al. (2013). Open pit mine planning and design, two volume set & CD-ROM pack, Crc Press.
25. Isaaks, E.-H. and R.-M. Srivastava (1989). Applied geostatistics.
26. JORC (2012). Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code) [online].
27. Journel, A. G. and C. J. Huijbregts (1978). Mining Geostatistics, Academic Press Limited, London.
28. Kratzsch, H. (1986). "Mining subsidence engineering." Environmental Geology and Water Sciences **8**(3): 133-136.
29. Lerchs, H. (1965). "Optimum design of open-pit mines." CIM bulletin **58**(633): 47-54.
30. Matheron, G. (1967). "Kriging or polynomial interpolation procedures." CIMM Transactions **70**(1): 240-244.
31. Peng, S. (2020). Surface subsidence engineering: theory and practice, Csiro Publishing.
32. Rendu, J.-M. (2001). "International aspects of resource and reserve reporting standards." AUSIMM website.

33. Ripley, E. A. and R. E. Redmann (1995). Environmental effects of mining, CRC Press.
34. Rossi, M. E. and C. V. Deutsch (2014). Mineral resource estimation. London, Springer Science & Business Media.
35. Royle, A. G. (1979). Plane projections of tabular ore bodies for evaluation purposes, Transactions IMM.
36. Sarma, D. D. (2009). Geostatistics with applications in earth sciences. India, Springer Science & Business Media.
37. Setianto, A. and T. Triandini (2013). "Comparison of kriging and inverse distance weighted (IDW) interpolation methods in lineament extraction and analysis." Journal of Applied Geology **5**(1).
38. Sinclair, A. J. and G. H. Blackwell (2006). Applied mineral inventory estimation, Cambridge University Press.
39. Stone, J. G. and P. G. Dunn (1996). Ore reserve estimates in the real world, Society of Economic Geologists Littleton.
40. Torries, T. F. (1998). Evaluating mineral projects: applications and misconceptions, SME.
41. Trangmar, B. B., et al. (1986). "Application of geostatistics to spatial studies of soil properties." Advances in agronomy **38**: 45-94.
42. Wackernagel, H. (2003). Multivariate geostatistics: an introduction with applications, Springer Science & Business Media.
43. Waltham, T. (2002). Foundations of engineering geology, CRC press.
44. Whittaker, B. and D. Reddish (1989). Subsidence: Occurrence, Prediction and Control Elsevier, Elsevier Science Press, New York, NY, USA.
45. Wilding, L. P. and L. Drees (1983). Spatial variability and pedology. Developments in Soil Science, Elsevier. **11**: 83-116.
46. Xavier, E. (2001). Géostatistique linéaire. France, Ecole des mines de Paris.