

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

LARBI TEBESSI UNIVERSITY - TEBESSA



جامعة العربي التبسي-تبسة

UNIVERSITE LARBI TEBESSI - TEBESSA

Institut des Mines

Thèse

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de Doctorat L.M.D en Mines

Option : Mines

Exploitation sélective des gisements de fer en Algérie : Cas de la mine de l'Ouenza, NE Algérie.

Par **ZERZOUR Oussama**

Devant le jury composé de :

Président :	AOULMI Zoubir	MCA	Université Laarbi Tebessi Tébéssa
Rapporteur :	GADRI Larbi	MCA	Université Laarbi Tebessi Tébéssa
Examineur :	DJELLALI Adel	MCA	Université Laarbi Tebessi Tébéssa
Examineur :	BAALI Fethi	Pr	Université Laarbi Tebessi Tébéssa
Examineur :	ZAHRI Farid	MCA	Université Ferhat Abbas Sétif
Examineur :	GHRIEB Lassaad	MCA	Université 8 Mai 1945 Guelma

Octobre 2020

Dédicace

*Je tiens à remercier Dieu qui m'a donné la santé et le courage
pour aboutir à la réalisation de ce travail.*

Je dédie ce travail à :

Mes parents ;

Mes frères ;

A ma grande famille ;

A tous mes amis ;

A tous mes collègues.

ZERZOUR Oussama

Remerciements

Je voudrais remercier, en premier ALLAH le tout puissant de m'avoir donné la puissance et la force nécessaire pour achever ce travail.

J'aimerais remercier tous ceux qui ont contribué à la réalisation de ce travail, mais je ne puis citer que quelques-uns parmi ceux qui m'ont aidé pendant ces années de travail et je m'excuse auprès des autres.

Un grand merci particulièrement à mon directeur de thèse docteur GADRI Larbi. Je le remercie de m'avoir proposé ce sujet, de m'avoir encadré et de m'avoir consacré une grande partie de son précieux temps pour la réalisation de ce travail. Merci pour vos orientations rigoureuses et vos conseils constructifs.

Je veux exprimer ma gratitude aux membres du jury, qui m'ont fait l'honneur de participer à la soutenance de ma thèse. Le docteur AOULMI Zoubir, qui a accepté de présider mon jury. Messieurs, Le docteur DJELLALI Adel, professeur BAALI Fethi, docteur ZAHRI Farid et docteur GHRIEB Lassaad ; qui m'ont fait l'honneur et le plaisir d'accepter d'être mes examinateurs.

Je voudrais aussi remercier, les responsables, les ingénieurs et les techniciens de la mine de fer de l'Ouenza, qui m'ont aidé pour leur disponibilité pendant toute la période de réalisation de ce travail et de m'avoir permis l'accès au gisement et aux données nécessaires.

J'exprime mes vifs remerciements et ma profonde gratitude à Mr BENCHAITA Abdennour, pour son aide, grâce à lui j'ai eu la possibilité d'enrichir mes connaissances en programme surpac.

Mes remerciements vont également à toutes les personnes qui m'ont quotidiennement apporté leur aide. Collègues amis et famille, Merci à vous tous.

ZERZOUR Oussama

المخلص

تعتمد صناعة الصلب في الجزائر بشكل أساسي على خام الحديد وذلك من منجمي الونزة وبوخضرة اللذان يعتبران المصدران الرئيسيان للتزويد بالمادة الاولية. تعتمد جودة المنتج النهائي لهذه الصناعة (الحديد الزهر والفولاذ) على جودة خام الحديد المستخرج من هذين المنجمين. ان الاستغلال الانتقائي لهذين المنجمين ضروري للغاية لتحقيق هذا الهدف. ومع ذلك، فإن الانتقائية المفرطة للاحتياطات القابلة للاستغلال في المنجم تقلل من عمره. إن استخدام منهجية رياضية لتقدير الاحتياطات بواسطة الأداة الجيواحصائية ومن بعد ذلك الاستغلال العقلاني لهذه الاحتياطات، من شأنه أن يزيد من عمر المنجم دون اللجوء إلى تركيب محطة معالجة لتحسين مؤشر محتوى خام الحديد.

يشكل استغلال رواسب الحديد ذات المحتويات المعدنية المفيدة الغير المنتظمة مشكلة لصناعة الصلب. حيث ان تباين محتويات الحديد يجعل تكلفة استغلال هذا النوع من الرواسب عالية جدًا. ولهذا تقدم طريقة الرسم البياني وكذلك الطريقة التحليلية مع تخزين المعادن المفيدة المقترحة في هذه الأطروحة حلاً لاستغلال الرواسب الغير المنتظمة من حيث المحتويات المعدنية المفيدة.

الكلمات المفتاحية: الجيواحصاء، طريقة الرسم البياني، طريقة تحليلية، تباين المحتويات، خام الحديد.

RÉSUMÉ

L'industrie sidérurgique en Algérie dépend essentiellement du minerai de fer issu des mines de l'Ouenza et Boukhadra ; qui sont les deux sources principales de l'approvisionnement en matière première. La qualité du produit finale de cette industrie (fonte et acier) dépend de la qualité du minerai de fer exploité de ces deux mines. Une exploitation sélective de ces deux mines est une nécessité absolue pour atteindre cet objectif. Or une sélectivité abusive des réserves exploitables dans une mine diminue sa durée de vie. Le recours à une méthodologie mathématique d'estimation des réserves par l'outil géostatistique et par la suite l'exploitation rationnelle de ces réserves, augmenterait la durée de vie de la mine sans faire recours à l'installation d'usine de traitement pour améliorer l'indice de teneur en minerai de fer.

L'exploitation des gisements de fer présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, pose problème pour l'industrie sidérurgique. La variabilité des teneurs en fer rend le cout d'exploitation de ce type de gisement très élevé. La méthode graphique et la méthode analytique avec stockage des minéraux utiles proposées dans cette thèse, présentent une solution pour l'exploitation des gisements présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles.

Mots clés : Géostatistique, Méthode graphique, Méthode analytique, Irrégularité de teneur, Minerai de fer.

ABSTRACT

The steel industry in Algeria depends mainly on iron ore extracted from Ouenza and Boukhadra deposits; which represents main sources of raw material. The quality of this industry final product (melt and steel) depends on the quality of raw material where selective exploitation represents absolutely a necessary step to achieve this objective. However, excessive selectivity of exploitable reserves in a deposit reduces its lifetime. The use of a mathematical methodology for estimating reserves by geostatistical tool and subsequently rational exploitation of these reserves would increase life cycle of the deposits without resorting to the installation of a treatment plant to improve the iron ore content index.

The mining of iron deposits with irregular useful mineral contents poses a problem for steel industry. The variability of iron contents makes the cost of operating this type of deposit very high. The graphical method and the analytical method with storage of useful minerals proposed in this thesis, present a solution for deposits mining with irregular contents of useful minerals.

Keywords: Geostatistical, Graphical method, Analytical method, Irregular contents, Iron ore.

Table des matières

Table des matières

Table des matières.....	i
Liste des figures.....	vii
Liste des tableaux.....	xi
Liste des abréviations.....	xii
Introduction générale.....	01

Chapitre1. Bibliographie sur les exploitations sélectives

Introduction.....	03
1.1 Notion sur l'exploitation sélective.....	03
1.1.1 Objectif de la sélectivité minière.....	04
1.1.2 Importance de la sélectivité minière.....	04
1.1.3 Les facteurs influents sur la sélectivité minière.....	04
1.1.3.1 Effet de support.....	05
1.1.3.2 Effet d'information.....	05
1.1.3.3 Contraintes géométriques.....	05
1.1.3.4 Dilution.....	05
1.2 La sélection minerai / stérile.....	06
1.2.1 Les paramètres de sélection minière.....	07
1.2.1.1 Teneur de coupure.....	08
1.2.1.2 Volume de sélection.....	09
1.2.1.3 Connaissance de volume de sélection.....	10
1.2.1.4 Sélection hiérarchisées.....	12
1.2.1.5 Comptabilité sélection / régulation.....	12
1.3 Les commandements de l'exploitant.....	13
1.3.1 La régulation de la qualité.....	14
1.3.1.1 Optimisation de mélange.....	14
1.3.2 La planification de l'extraction.....	15
1.3.3 La gestion des réserves	15
1.4 Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective.....	16

1.4.1	Les problèmes d'estimation globale des gisements.....	16
1.4.1.1	Collecte des données de reconnaissance et modélisation du gisement.....	16
1.4.1.2	Détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé.....	18
1.4.1.3	Détermination de la distribution des teneurs par estimation individuelles des blocs.....	18
1.4.1.4	Détermination de la distribution des teneurs par changement de support.....	19
1.4.2	Les problèmes d'estimation locale.....	19
1.4.2.1	Détermination de la teneur des blocs de sélection.....	19
1.4.2.1.1	Echantillonnage.....	19
1.4.2.1.2	Le mode d'estimation.....	22
1.4.3	Les problèmes de planification à court terme des exploitations.....	31
1.5	Synthèse.....	34

Chapitre 2. Géologie du gisement de fer de l'Ouenza

	Introduction.....	36
2.1	Situation géographique.....	36
2.2	Historique de la mine de l'Ouenza.....	37
2.3	Géologie régionale.....	38
2.3.1	Stratigraphie.....	38
2.4	Type du gisement.....	43
2.5	Morphologie et structure du gisement.....	44
2.6	Tectonique.....	46
2.7	Minéralisation.....	46
2.7.1	Age de mise en place des minéralisations.....	48
2.7.2	Constituants minéralogiques et chimiques du minerai oxydé.....	48
2.7.2.1	Constituants minéralogiques.....	48
2.7.2.2	Caractéristiques chimiques et économiques du minerai.....	49
2.8	Etat des réserves.....	50
2.8.1	Réserves géologiques.....	50

2.8.2	Réserves exploitables.....	51
2.9	Géologie du Quartier chagoura nord.....	51
2.9.1	Aperçu géologique.....	51
2.9.2	Tectonique.....	52
2.9.3	Minéralisation.....	53
2.9.4	Réserves.....	53
2.10	Synthèse.....	55

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

Introduction.....	56
3.1 Notion de la géostatistique.....	56
3.1.1 Bref historique et application.....	57
3.1.2 Buts de la géostatistique.....	57
3.1.3 Modélisation géostatistique intégrée.....	57
3.2 Théorie des variables régionalisées.....	58
3.2.1 Notion des moments.....	59
3.2.1.1 Moment du premier ordre.....	59
3.2.1.2 Moment du second ordre.....	60
3.2.2 Hypothèse stationnaire.....	60
3.2.3 Hypothèse intrinsèque.....	60
3.3 Variogramme.....	61
3.3.1 Le variogramme théorique.....	61
3.3.1.1 Paramètres de variogramme.....	62
3.3.2 Le variogramme expérimental.....	62
3.3.3 Comportement du variogramme à l'origine.....	64
3.3.4 Modèles théoriques et ajustement des variogrammes.....	65
3.3.4.1 Modèle purement aléatoire (L'effet de pépite).....	65
3.3.4.2 Modèle sphérique.....	66
3.3.4.3 Modèle exponentiel.....	66
3.3.4.4 Modèle gaussien.....	67
3.3.5 Méthodes d'Ajustement d'un variogramme expérimental.....	67
3.4 Isotropie et anisotropie.....	68

3.4.1	Anisotropie géométrique.....	69
3.4.2	Anisotropie zonale.....	69
3.5	Krigeage.....	70
3.5.1	Propriétés du krigeage.....	70
3.5.2	Types de Krigeage.....	70
3.5.2.1	Le krigeage ordinaire.....	71
3.6	Modélisation et estimation des réserves du gisement de fer de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) à l'aide du logiciel Surpac.....	74
3.6.1	Création d'une base des données géologique.....	74
3.6.1.1	Création d'un modèle solide du corps minéralisé.....	76
3.6.2	Analyse statistique.....	77
3.6.3	Analyse variographique.....	78
3.6.4	Krigeage ordinaire des teneurs en fer.....	81
3.6.4.1	Modèle de bloc à kriger.....	81
3.6.4.2	Résultats obtenus par krigeage ordinaire.....	83
3.6.4.2.1	Estimation des réserves en fer du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	84
3.6.4.2.2	Classification des réserves en fer en fonction de la teneur de coupure.....	86
3.6.4.2.3	Estimation des réserves par chaque niveau d'exploitation du gisement.....	87
3.7	Synthèse.....	89

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Introduction.....	91	
4.1	Présentation de la méthode graphique.....	91
4.1.1	But de la méthode proposée.....	91
4.1.2	Principe de l'application de la méthode graphique.....	92
4.1.3	Détermination des paramètres de la méthode graphique.....	93
4.1.3.1	Détermination des coordonnées des points A et B.....	93
4.1.3.2	Détermination des coordonnées du point A' et B'.....	95

4.2	Limites d'exploitation de chaque produit.....	96
4.2.1	Détermination des coordonnées du point "e" sur l'axe XY.....	96
4.3	Recherche de la variante optimale sur la droite objective (A'B').....	97
4.3.1	Détermination des paramètres du nouveau triangle.....	97
4.4	Profit économique pour la recherche de la variante optimale.....	98
4.4.1	Formulation de la contrainte économique.....	99
4.4.2	Contrainte technique.....	99
4.5	Programmation informatique de la méthode graphique.....	99
4.5.1	Organigramme global de la méthode graphique.....	100
4.5.2	Détermination des paramètres graphiques de la méthode graphique...	100
4.5.3	Choix de la variante optimale au sein de la droite objective (A' B').....	101
4.5.4	Choix économique de la variante optimale.....	102
4.5.5	Choix technique de la variante optimale.....	103
4.6	Application numérique de la méthode graphique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	103
4.7	Synthèse.....	105

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

	Introduction.....	107
5.1	Buts de la méthode analytique.....	107
5.2	Présentation de la méthode.....	107
5.2.1	Détermination de la teneur moyenne en minerai pour la même journée.....	107
5.2.2	Comparer la teneur moyenne des chantiers en exploitation (\bar{X}) à la teneur exigée par le client (X_{cl}).....	108
5.2.3	Contrôle des quantités de minerai expédiées vers le stock d'homogénéisation.....	110
5.2.4	Quantité de minerai accumulée dans le stock.....	111
5.3	Application de la méthode analytique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	112
5.4	Méthodologie du stockage du minerai de fer de l'Ouenza.....	112

5.4.1	Notions sur les différentes méthodes de constitution des piles de stockage.....	113
5.4.2	Choix de constitution des piles dans les conditions de la mine de l'Ouenza.....	114
5.4.3	Influence de la constitution des piles sur les paramètres du procédé d'homogénéisation.....	116
5.4.4	Choix du type de stock d'homogénéisation pour la mine.....	122
5.4.5	Schéma rationnel de l'exploitation du gisement en régime d'homogénéisation.....	128
5.5	Synthèse.....	129
	Conclusion Générale.....	130
	Bibliographie.....	133
	Annexes.....	142
	Annexes 1.....	142

Liste des figures

Chapitre 1

Figure1.1 : Sélection en espace Q/T [46].....	09
Figure1.2 : Effet de la taille du volume de sélection [46].....	10
Figure1.3 : Effet de la connaissance de gisement [46].....	11
Figure1.4 : Exemples de ségrégation des fragments de roche [2].....	21
Figure1.5 : Exemples d'erreurs de délimitation [2].....	22
Figure1.6 : Rôle de la position de l'échantillon par rapport au bloc de sélection [60]..	23
Figure1.7 : Rôle de la répartition des échantillons dans l'estimation du bloc de sélection [60].....	24
Figure1.8 : Les polygones d'influence [69].....	25
Figure1.9 : Un exemple montrant comment trois données les plus proches peuvent être pondérées par zones triangulaires pour former une estimation ponctuelle [69]....	25
Figure1.10 : Principe de la méthode de Pondération inverse à la distance (PID)[65].....	26
Figure1.11 : Modèle de variogramme [96].....	27
Figure1.12 : Représentation graphique du nuage de corrélation(teneur réelle et teneur estimé)[42].....	29
Figure1.13 : Courbe tonnage-teneur [98].....	31
Figure1.14 : Les cinq grandes étapes d'une chaîne de la mine [90].....	32

Chapitre 2

Figure2.1 : Situation géographique de la zone d'étude [114].....	36
Figure2.2 : Carte géologique simplifié de la zone d'étude [114].....	38
Figure2.3 : Coupe lithostratigraphique des monts du Mellègue [48].....	42
Figure2.4 : Coupe dans la structure anticlinale du gisement de l'Ouenza [48].....	44
Figure2.5 : Quartiers d'exploitation du gisement de l'Ouenza [5].....	45

Chapitre 3

Figure3.1 : Aspect local et global d'une variable régionalisée définie dans R [51].....	59
--	----

Figure3.2 : Allure générale d'un variogramme [45].....	61
Figure3.3 : Schéma de calcul du variogramme expérimental [105].....	63
Figure3.4 : Schéma d'un semivariogramme expérimental [112].....	63
Figure3.5 : Modèle de variogramme multidirectionnel [50].....	64
Figure3.6 : Types de Comportement du variogramme à l'origine [3].....	64
Figure3.7 : Schéma type d'un semi-variogramme (Effet de pépite) [112].....	65
Figure3.8 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme sphérique [37].....	66
Figure3.9 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme exponentiel [109].....	67
Figure3.10 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme gaussien [99].....	67
Figure3.11 : Exemple d'ajustement d'un modèle théorique de semi-variogramme à un semivariogramme expérimental [53].....	68
Figure3.12 : Anisotropie géométrique[7].....	69
Figure3.13 : Anisotropie zonale [82].....	69
Figure3.14 : Implantation des sondages de prospection dans le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	75
Figure3.15 : Carte isoteneurs en fer.....	75
Figure3.16 : Les segments qui ont sectionné et numérisé à partir des trous de forage.....	76
Figure3.17 : Corps minéralisé(Quartier Chagoura Nord).....	76
Figure3.18 : Histogramme des teneurs en fer.....	77
Figure3.19 : Variogramme omnidirectionnel des teneurs en fer et son ajustement... ..	78
Figure3.20 : Variogrammes des teneurs en fer avec son modèles ajustés dans : a- une direction majeur, b- une direction semi-majeur, c- une direction mineur.....	80
Figure3.21 : Modèle de bloc à kriger en 3D du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	82
Figure3.22 : Carte représentative en 3D du krigeage ordinaire des teneurs en fer.....	83
Figure3.23 : Carte représentative des variances de krigeage ordinaire des teneurs en fer.....	84
Figure3.24 : Représentation graphique de répartition des réserves en fer dans le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	86
Figure3.25 : Courbe tonnage-teneur du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	87
Figure3.26 : Variations des teneurs en fer en fonction des niveaux d'exploitation.....	88

Chapitre 4

Figure4.1 : Graphique de la méthode graphique.....	92
Figure4.2 : Organigramme global de la méthode graphique.....	100
Figure4.3 : Organigramme des paramètres graphiques de la méthode graphique.....	101
Figure4.4 : Organigramme des limites d'exploitation des trois produits.....	102
Figure4.5 : Organigramme du choix économique de la variante optimale.....	102
Figure4.6 : Organigramme du choix technique de la variante optimale.....	103
Figure4.7 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du trois chantiers opérationnels.....	104
Figure4.8 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du chantier moyennement riche est en panne.....	104
Figure4.9 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du chantier pauvre est en panne.....	105

Chapitre 5

Figure5.1 : Constitution des piles par différentes méthodes ; a-en chevron, b-en quinconce, c-chevron en quinconce, d-couches inclinées.....	113
Figure5.2 : Etapes de la constitution des piles à couches horizontales ; I : déchargement du minerai pour constituer la première couche, II : aplanissement de la première couche, III et IV : mêmes opérations pour la deuxième couche, V : reprise du minerai.....	115
Figure5.3 : Pile de forme rectangulaire de déchargement longitudinal à une seule voie	117
Figure5.4 : Pile de forme rectangulaire de déchargement longitudinal à deux voies..	117
Figure5.5 : Rechargement dans le même sens que le déchargement des camions.....	118
Figure5.6 : constitution des piles par bulldozers ; a-L'aplanissement et le déchargement s'effectuent séparément, b- L'aplanissement est effectué directement après le déchargement.....	121
Figure5.7 : Type de stock d'homogénéisation.....	122
Figure5.7 (suite) : Type de stock d'homogénéisation.....	123

Figure5.8 :Types de stocks d’homogénéisation dont les piles sont à couches horizontales ; a-Stock à une seule pile, b-Stock à trois piles parallèles, c- Stock à trois piles disposées en ligne ; I, II et III : piles..... 125

Figure5.9 :Schéma technologique du travail de la mine en régime d’homogénéisation ; 1-Bord de la carrière, 2- Stock d’homogénéisation, 3- Point de déchargement (concassage et criblage), 4- Gare d’expédition, 5- convoyeur..... 128

Liste des tableaux

Chapitre 2

Tableau2.1. Composition chimique moyenne du minerai de fer de l'Ouenza [48].....	50
Tableau2.2. Etat des réserves géologiques au 31Décembre 2017[48].....	50
Tableau2.3. Etat des réserves exploitables au 31Décembre 2017[48].....	51
Tableau2.4. Les réserves globales du quartier Chagoura Nord au 31Décembre 2017 [48].....	54

Chapitre 3

Tableau3.1. Caractéristiques du corps minéralisé.....	76
Tableau3.2. Résultats statistiques des teneurs en fer.....	77
Tableau3.3. Paramètres de variogramme omnidirectionnel de Fe.....	79
Tableau3.4. Caractéristiques des axes des variogrammes directionnels.....	80
Tableau3.5. Paramètres d'ellipsoïde d'anisotropie.....	81
Tableau3.6. Caractéristiques d'un modèle de boc du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	82
Tableau3.7. Classification de réserves estimées par classes des teneurs en fer.....	85
Tableau3.8. Tonnage des réserves en fonction de la teneur de coupure.....	86
Tableau3.9. Tonnage des réserves en fer par chaque niveau du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord).....	88

Chapitre 4

Tableau4.1. Les trois classes de teneurs.....	91
--	----

Chapitre 5

Tableau5.1. Tableau récapitulatif de la méthode analytique.....	111
--	-----

Liste des abréviations

Q/T : Tonnage du métal / Tonnage du minéral.

CaO : Oxyde de Calcium.

Fe : Fer.

SiO₂ : Dioxyde de silicium.

MgO : Oxyde de magnésium.

Al₂O₃: Oxyde d'aluminium.

BaSO₄: Sulfate de baryum.

S: Soufre.

Mn: Manganèse.

Cu: Cuivre.

DED : Division Etude et Développement.

UTM : Universel Transversal de Mercator.

(X, Y, Z) : Coordonnées UTM.

Cov : Covariance.

$\gamma(h)$: Semivariogramme.

a : Portée du semi-variogramme.

C(0) : Palier.

C₀ : Effet de pépite.

θ : Angle directionnel du variogramme.

N(h) : Nombre de paires d'observations séparées par la distance h.

OK : krigeage ordinaire.

λ_i : Pondérateurs.

Var : Variance d'estimation.

ψ : Paramètre de Lagrange.

PID : Pondération inverse à la distance.

α_1 : teneur du produit moyennement riche.

α_2 : teneur du produit riche.

α_3 : teneur du produit pauvre.

α_d : teneur moyenne exigée par le client.

Q₁ : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_1 .

Q₂ : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_2 .

Q₃ : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_3 .

pr_i : Prix de la tonne de minerai brut de la i^{eme} qualité.

Q_i:Proportion quantitative à exploiter de la i^{eme} qualité.

MaxX_i: maximum de profit.

X_i : critère du profit économique.

Mt : Millions de tonnes.

Introduction générale

Introduction générale

L'expansion de la sidérurgie algérienne s'appuie en grande partie sur l'utilisation de toutes les ressources en fer. En Algérie, le gisement de fer de l'Ouenza représente une des sources principales en matière d'approvisionnement en minerai de fer de la sidérurgie nationale. Ces minerais sont orientés vers l'usine sidérurgique d'El Hadjar où leur transformation conduit à l'élaboration de la fonte et l'acier répondant aux exigences de l'industrie sidérurgique moderne.

Le gisement de l'Ouenza présentant un nombre considérable de chantiers d'exploitation. Il dispose d'importantes réserves de minerai de fer avec une variabilité importante de teneur en minérale utile. Le complexe sidérurgique d'El Hadjar comme tous les consommateurs, a ses exigences sur le plan qualitatif et quantitatif et qui sont parfois loin d'être assurés sur le côté qualitatif (teneur) à cause de la variation du produit exploité dans différents chantiers, ce qui provoque des problèmes au niveau de la qualité du produit obtenu du haut fourneau et par conséquent une augmentation de son prix de revient.

Dans le but de maîtriser cette variation et connaître les fluctuations entre les teneurs des blocs d'exploitation dans le gisement de l'Ouenza et afin d'assurer le tonnage nécessaire d'une teneur régulière et conforme aux exigences des clients. Une exploitation rationnelle de ce type de gisement est la préoccupation majeure des dirigeants de la mine.

Pour atteindre l'objectif de résolution du problème d'irrégularité de teneur, notre thèse va s'articuler sur cinq chapitres d'études :

Dans le premier chapitre, une bibliographie sur les exploitations sélectives, est présentée pour examiner les aspects pratiques de la sélectivité et de connaître les différents paramètres de la sélection minière, en nous intéressant aux problèmes d'estimation géologique à la fois globale (détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé) et locale (détermination de la teneur des blocs de sélection).

Dans le deuxième chapitre nous allons essayer de comprendre le contexte géologique du site d'étude et l'origine de la variabilité de teneurs en fer dans les conditions du gisement de l'Ouenza.

Le troisième chapitre est consacré à la présentation des principes de mise en œuvre d'une analyse géostatistique pour l'utiliser dans le cadre de la modélisation et

Introduction générale

l'estimation des réserves du minerai de fer qui existent actuellement dans le gisement de fer de l'Ouenza à l'aide du logiciel surpac.

Le quatrième chapitre est consacré à la présentation et l'application de nouvelle méthode d'exploitation des gisements présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles. Cette méthode basée sur un outil graphique qui a pour but de réaliser une exploitation qualitative de ce type de gisement.

Le dernier chapitre est consacré pour la proposition et l'application d'une méthodologie mathématique dans les conditions de la mine de l'Ouenza dont le but d'installer un système d'exploitation et de stockage du minerai de fer pour avoir un produit marchand d'une teneur régulière et conforme aux exigences des clients.

Chapitre 1

Bibliographie sur les exploitations sélectives

-
- 1- Notion sur l'exploitation sélective
 - 2- La sélection minerais / stérile
 - 3- Les commandements de l'exploitant
 - 4- Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective
 - 5- Synthèse
-

Introduction

L'objectif de l'exploitation d'un gisement vise une extraction totale et rentable des minerais qu'il contient ; Etant donnée la diversité des caractéristiques des gisements, plusieurs méthodes sont envisagées pour atteindre l'objectif poursuivi [84].

Les exploitations minières sont confrontées à des marchés concurrentiels difficiles avec des prix des matières premières en décroissance sur le long terme et pour certains particulièrement instables. Ceci conduit les opérateurs à rechercher de nouvelles approches de l'exploitation avec deux objectifs :

- Tirer un meilleur profit de leur gisement ;
- Disposer d'une capacité de réaction, d'adaptation à des conditions changeantes.

Les deux objectifs conduisent à s'intéresser à la teneur de coupure. Ce dernier est appliqué à un volume de petite dimension, il peut être ajusté à court terme et permet une sélection plus efficace, c'est-à-dire une exploitation sélective du gisement [60].

1.1 Notion sur l'exploitation sélective

L'exploitation sélective peut être envisagée sous la forme de la mise en œuvre d'une sélection sur un volume de petite dimension. En réduisant ce volume on peut en effet, pour une même teneur de coupure éliminer une part plus importante du tonnage du corps minéralisé tout en augmentant la teneur du minerai exploité, donc sans pour autant perdre beaucoup de métal.

Dans le même temps, le fait de travailler sur un volume réduit permet d'envisager une réaction rapide de l'exploitation. Ceci étant, cet avantage s'accompagne d'une difficulté : l'apparition de blocs "stérile" imbriqués dans les blocs minerai. Il faut alors tenir compte des travaux à réaliser au «stérile» dans la détermination de la teneur de coupure à retenir pour l'exploitation.

La notion de sélectivité peut être très différente suivant le type de corps minéralisé au quel on s'intéresse.

Dans le cas le corps minéralisés dont l'une des dimensions est réduite, le terme sélectivité est généralement employé dans le sens d'une exploitation qui reste au plus près du corps minéralisé, donc en fait dans le sens d'une exploitation qui comprend peu de dilution.

Une exploitation sélective est une exploitation dans laquelle on met en œuvre une sélection efficace et qui permet de s'adapter à des conditions changeantes. Elle s'appuie donc forcément sur un bloc de sélection de dimension limitée. Sa mise en œuvre, la sélectivité sera d'autant plus intéressante que les blocs "minerais" seront facilement et rapidement accessibles (c'est-à-dire que la sélection intervient tôt dans le processus d'exploitation) et que les blocs "stérile" seront éliminés à moindre coût. Par ailleurs la sélectivité sera d'autant plus facile à mettre en œuvre que l'estimation de la teneur des blocs de sélection sera simple [60].

1.1.1 Objectif de la sélectivité minière

La sélectivité des minerais est un ensemble des opérations qui consistent à trier les minerais. C'est - à - dire :

- ✓ Séparer les minerais des stériles ;
- ✓ Séparer une catégorie des minerais a une autre par rapport soit à la nature, soit à la teneur.

La sélectivité des minerais a pour mission de déterminer la qualité, la quantité et la destination des minerais [84].

1.1.2 Importance de la sélectivité minière

Dans une mine à ciel ouvert l'opération de la sélectivité des minerais a plusieurs nécessites entre autres [84] :

- ✓ Alimenter l'usine de concentration minéralurgique en minerai ayant déjà requis une teneur optimale en éléments utiles recherches ;
- ✓ Apporter les minerais dont la gangue ne peut perturber le flow-sheet du concentrateur, ce qui justifie même l'existence de plusieurs compagnes ;
- ✓ Alimenter le concentrateur en minerais utiles prévus par le schéma de traitement.

1.1.3 Les facteurs influent sur la sélectivité minière

La sélectivité minière est comprise comme le processus de séparation les minerais des stériles. Ce concept est fortement lié à quatre effets qui impliquent une dégradation des résultats opérationnels. Ceux-ci sont [70] :

- Effet de support ;
- Effet d'information ;

- Contraintes géométriques ;
- Dilution.

1.1.3.1 Effet de support

La conception et la planification de l'opération sont développées sur la base de modèles de blocs. Le support de bloc est plus volumineux que celui des échantillons testés (carottes de forage). Maintenant, la distribution statistique des teneurs, en particulier son indice de dispersion et de sélectivité, dépend du volume sur lequel est définie la teneur, ce que l'on appelle l'effet de support dans l'évaluation des ressources minérales / réserves de minerai [70].

1.1.3.2 Effet d'information

Pendant l'opération, le contrôle de la teneur est basé sur les valeurs de teneur estimées des éléments d'intérêt et non sur les teneurs de bloc réelles (inconnues). Cela implique inévitablement que certains blocs de teneur supérieure sont sous-estimés et envoyés à la décharge, tandis que d'autres blocs de teneur inférieure sont surestimés et envoyés à l'usine de traitement. Ce phénomène est connu sous le nom l'effet d'information et entraîne des pertes de minerai par rapport au cas idéal dans lequel aucune erreur de classification de bloc n'est effectuée lors du contrôle de la teneur [70].

1.1.3.3 Contraintes géométriques

La conception de la mine nécessite d'imposer des restrictions sur la géométrie régissant l'extraction des blocs à l'intérieur du gisement, par exemple l'angle global de la pente de la fosse, l'angle de la pente du banc et la largeur de la berme dans l'exploitation à ciel ouvert. Un bloc de niveau élevé peut être abandonné si les coûts pour atteindre ce bloc sont trop élevés, cela implique une perte de minerai par rapport au cas idéal d'une sélection de bloc libre.

Les contraintes géométriques sont l'un des facteurs de modification pris en compte dans les codes internationaux pour le transfert des stocks de ressources minérales in situ aux réserves de minerai [70].

1.1.3.4 Dilution

Ce terme désigne les stériles qui ne sont pas séparés du minerai pendant l'opération, c'est-à-dire les stériles qui sont mélangés avec du minerai et envoyés à l'usine

de traitement, ce qui diminue la teneur en minerai et augmente son tonnage. Cette dilution dépend principalement des équipements utilisés dans l'exploitation minière, de la configuration des trous de mine, des conditions de dynamitage et d'exploitation, ainsi que de la régularité du contact minerai / stériles (ce dernier facteur concerne la précision avec couper le contact entre le minerai et les stériles).

Ces quatre effets sur la sélectivité minière peuvent être décrits quantitativement par les courbes de sélectivité introduites dans les applications géostatistiques [70].

1.2 La sélection minerai / stérile

Le plus souvent, la définition géométrique d'une exploitation ne se limite pas à la définition d'une excavation. Pour accéder au minerai valorisable, l'exploitant est souvent contraint d'extraire du stérile sans valeur marchand. Ces contraintes minières compliquent le processus de décision. Pour être économique, une masse de minerai doit payer non seulement son extraction et son traitement, mais aussi contribuer à payer l'extraction d'une certaine quantité de stérile. Le dimensionnement d'exploitation prend donc en compte deux types de sélection.

D'une part la définition de l'enveloppe externe de l'excavation. D'autre part le découpage interne du volume excavé en stérile et minerai. Le projet d'exploitation résultant est caractérisé par un tonnage extrait, un tonnage minerai et un tonnage stérile. Dans ce cas, la définition d'un gisement dépend de deux paramètres, l'un, homogène à des coûts d'extraction et associé au choix de l'infrastructure minière, détermine l'excavation, l'autre, homogène à des coûts de traitement et associé au choix d'une usine, détermine le minerai. Ces deux choix, étroitement dépendants, déterminent complètement le projet d'exploitation, qui se trouve également pourvu d'une durée de vie déduite des capacités d'extraction et de traitement afférentes à la mine et à l'usine [20].

Toute action consistant à sélectionner une portion de sous-sol pour lui faire subir tel ou tel traitement résulte d'une décision d'exploitation. Décider de mettre en exploitation un panneau, d'extraire un bloc, d'envoyer le contenu d'un godet de pelle au stérile ou à l'usine sont autant de décisions d'exploitation. Le critère de sélection est simplement le contenu en matière valorisable. Mais prendre une décision d'exploitation ne consiste pas seulement à sélectionner des blocs pour lesquels la valeur du contenu est

supérieure au coût de l'extraction/traitement. Plusieurs facteurs importants viennent singulièrement compliquer la situation [20] :

- Les coûts d'extraction et de traitements seront d'autant plus faibles que l'infrastructure d'exploitation sera fortement dimensionnée. Autrement dit, la définition des volumes à exploiter va dépendre fortement des investissements projetés ;
- Les produits marchands doivent avoir une qualité bien définie résultant de mélanges entre diverses qualités in situ dont l'intérêt pour l'exploitant dépendra ponctuellement de la composition du stock de régulation en cours de constitution ;
- Pour des raisons d'accès au minerai, l'exploitant peut être contraint d'extraire des zones stériles en fonction de la répartition géométrique du minerai ;
- Pour des substances minérales non concessibles, le prix de revient, et par conséquent les décisions d'exploitation, sont directement liées au contrôle foncier des terrains ;
- L'aspect fiscal peut également interférer avec les décisions d'exploitation puisqu'une matière première en stock sur le carreau d'une mine n'a pas le même statut qu'une portion de gisement en place mais décapée ;
- Pour être toujours en mesure de respecter son programme de production, l'exploitant doit définir une séquence d'extraction lui assurant qu'il aura toujours du minerai accessible au moment où il en aura besoin. L'exploitant doit donc décider d'un ordre de prélèvement pour les différentes parties de son gisement.

1.2.1 Les paramètres de sélection minière

Pour être cohérent et efficace, un processus de sélection doit être analysé et conçu selon une approche stratégique prenant en compte les points suivants :

- Un critère de sélection, teneur de coupure ;
- Un volume de sélection ;
- La connaissance des volumes sélectionnés ;
- La hiérarchisation des sélections ;
- Le lien avec la régulation de la production.

Les deux premiers points sont très classiques, les trois suivants le sont moins et leur prise en compte est fortement tributaire de méthodes directement inspirées de la prospection minière [46].

1.2.1.1 Teneur de coupure

L'usage des teneurs de coupure est quasi-général à toutes les étapes du processus minier. En liaison avec des contraintes techniques, les teneurs de coupures sont notamment utilisées pour le paramétrage économique de projets d'exploitation en bureau d'études. Mais, Sur une exploitation en cours, et notamment à ciel ouvert, on fait abstraction des contraintes sachant que :

- L'objectif est de séparer le minerai et le stérile mais que les deux types de matériaux seront obligatoirement extraits ;
- L'exploitation est programmée de façon à ce que gamme des teneurs de minerai requise par les objectifs de production soit à tout moment disponible.

Cette hypothèse de sélection libre est parfois très forte mais elle est plus au moins implicite dès qu'il est question de sélectivité.

Au stade du projet d'exploitation, la teneur de coupure se calcule en imposant à la valeur économique d'un bloc extrait (prix du métal contenu, couts marginaux intervenant après extraction) d'être positive. La teneur de coupure dépend donc du prix de vente du métal et de coûts opératoires fonction de l'investissement consenti pour la mise en valeur du gisement.

En cours d'exploitation, ces considérations économiques s'estompent complètement. Sauf remise en cause du montage économique, la teneur de coupure conservera sa valeur d'origine et perdra sa définition économique. Elle devient alors un critère technique de sélection permettant de distinguer le minerai de stérile. Le respect de ce critère est censé garantir que l'exploitation pourra globalement extraire les tonnages de minerai et de métal prévus et ainsi être en mesure d'assurer la production et la qualité sur la durée de vie du projet.

Dans un repère Q/T (tonnage métal / tonnage minerai), la réponse du gisement à un processus de sélection est donnée par une courbe croissante et concave. Chaque point de cette courbe correspond à une courbure. Plus la coupure baisse, plus on récupère de métal (courbe croissante) et plus le minerai est pauvre (courbe concave). A la coupure correspond donc le couple (Q, T) définissant les objectifs de l'exploitation [46].

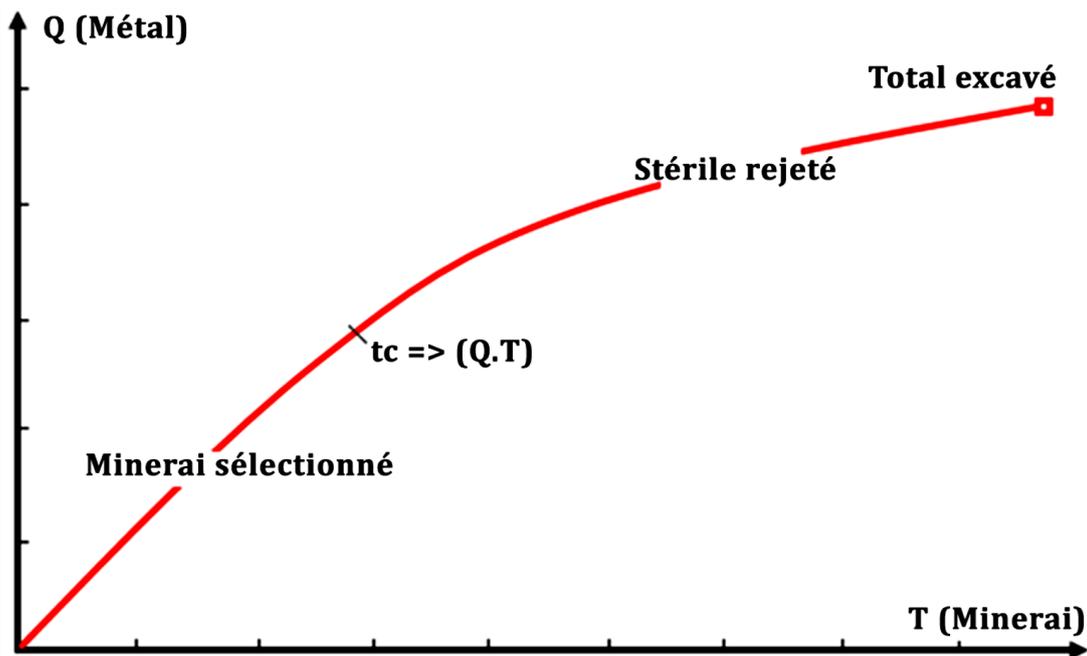


Figure 1.1 : Sélection en espace Q/T [46]

1.2.1.2 Volume de sélection

L'effet de support est le plus connu de tous les facteurs pouvant influencer sur la sélectivité d'une exploitation : tout exploitant et conscient que la dispersion de teneurs mesurées sur des gros volumes est plus faible que la dispersion de teneurs mesurées sur de petits volumes. En effet, de gros blocs prélèvent aléatoirement dans une imprégnation métallique ont plus de chance de mêler et de l'encaissant.

(Mélange → concentration des teneurs autour de la moyenne) que des petits blocs (à l'extrême, des blocs ponctuels ne pourraient tomber que dans du métal à 100% ou du stérile à 0 % → dispersion maximale) [46].

L'effet de support peut être représenté dans un espace Q/T (métal/ minerai) sur des courbes traduisant la réponse du gisement tous les critères de sélection possible. On constate que, pour une sélection sur petits blocs, la récupération métal à tonnage minerai donnée est toujours supérieure à ce qu'elle serait sur de gros blocs .autrement dit, plus on est sélectif, plus on récupère de métal sur le gisement excavé.

L'obstacle à une sélectivité maximale et systématique est économique car une méthode d'exploitation très sélective implique des engins de petite taille, des rendements faibles et des coûts opératoires élevés elle est donc a priori très cher [46].

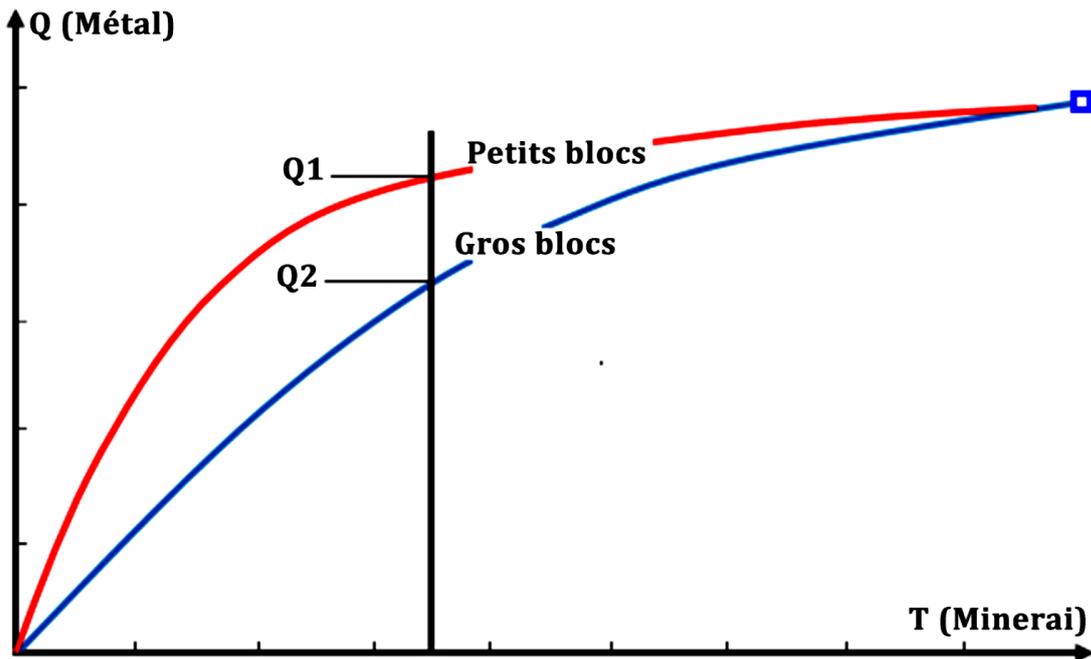


Figure 1.2 : Effet de la taille du volume de sélection [46]

1.2.1.3 Connaissance de volume de sélection

La sélection minière consiste donc à appliquer une teneur de coupure sur des blocs de sélection d'une taille donnée. Ceci suppose qu'on connaisse la teneur de chacun de ces blocs. Or, le plus souvent, la connaissance de ces blocs est tout à fait imparfaite et leur sélection par référence à la coupure est entachée d'erreurs inévitables générant des pertes économiques significatives [46].

L'effet de connaissance peut être représenté dans un espace Q/T (métal/minerai) sur des courbes traduisant la réponse du gisement à tous les critères de sélection possibles, pour une taille donnée des blocs de sélection et pour deux niveaux de connaissance différents du gisement le premier niveau de connaissance " maille fine " correspond à une densité forte de sondage. le deuxième, " maille large " a une densité plus faible. Dans les deux cas, la méthode d'estimation des blocs à partir des sondages est optimisée et identique.



Figure1.3 : Effet de la connaissance de gisement [46]

On constate que, pour une sélection fondée sur une bonne connaissance du gisement (maille fine), la récupération métal à tonnage de minerai donné est toujours supérieure à ce qu'elle serait sur la base d'une connaissance médiocre (maille large).

Autrement dite, mieux on connaît le gisement, moins on se trompe en sélectionnant le minerai, plus on récupère de métal à tonnage de minerai fixé, et plus en gagne de l'argent en évitant d'en perdre.

Ce gain, qui traduit la valeur économique de la connaissance, est à comparer aux dépenses engagées pour les travaux de reconnaissance systématiquement parfaite du gisement est économique car le traitement en temps réel de données in situ à un rythme compatible avec les opérations de sélection peut être assez onéreux.

L'intérêt d'investir plus ou moins dans la connaissance pour améliorer la sélectivité de l'exploitation, et par conséquent sa rentabilité, est variable selon les cas en revanche, il faut toujours veiller à maintenir une bonne cohérence entre la taille du volume de sélection et la capacité à connaître son contenu. trop exploitants commettent l'erreur de vouloir accroître la sélectivité en sous dimensionnant la taille des engins tout en négligeant les moyens à mettre en œuvre pour un contrôle géologique en temps réel sur des volumes de sélection petits. Or, si ces moyens ne sont pas mis en œuvre correctement, le choix d'engins sous dimensionnés aura un effet négatif sur la rentabilité [46].

1.2.1.4 Sélection hiérarchisées

Jusqu'à présent, il n'est fait référence qu'à la sélection ultime du minerai à l'extraction. Parfois le processus minier est plus complexe et implique plusieurs niveaux de connaissance et de sélection : sélection des zones à laisser en place, distinction de volumes à envoyer au stérile ou un minerai sans sélection ultérieure et de volumes à trier plus finement.

Ces sélections hiérarchisées et les opérations de reconnaissance requises sont menées en continuité et selon des méthodes de type prospection (prospection convergente et hiérarchisée : adaptation des moyens au niveau de connaissance).

Par ailleurs, en présence de sélections hiérarchisées il faudra s'intéresser non seulement au contenu métal des blocs de sélection ultime, mais aussi au résultat des opérations futures de sélection au sein des blocs de sélection intermédiaire. Il faudra donc faire appel à des estimations de récupérable selon des modèles miniers qu'il faudra étalonner sur des résultats réels d'exploitation. Il n'est donc pas toujours facile de gérer le processus de sélection sur une exploitation. Le problème est par nature assez complexe et il doit toujours être simplifié sur la base d'une analyse rigoureuse et objective des objectifs et des enjeux de la sélection [46].

1.2.1.5 Comptabilité sélection / régulation

En principe, si l'exploitant respecte les consignes de sélection préconisées au stade projet (teneur de coupure, volume de sélection, traitement de la connaissance en cours d'exploitation) il est assuré de récupérer globalement le minerai et la teneur prévus sur la durée de vie de la mine. Or, une exploitation est fondamentalement une source de matière première qui se doit d'alimenter régulièrement en quantité et en qualité des unités de traitement et de commercialisation. En effet, dans n'importe quelle industrie, le fonctionnement constant à plein rendement de l'appareil productif est le premier facteur de rentabilité.

L'exploitant est donc soumis à deux impératifs : assurer des productions régulières et respecter les consignes de sélection. Or, ces deux impératifs peuvent s'avérer contradictoires si la gamme des teneurs de minerai requises pour assurer par mélange la production n'est pas disponible sur les fronts et les stocks. Parfois, on pourra palier une insuffisance en quantité en diminuant la coupure et une insuffisance en qualité en

l'augmentation .dans les deux cas, on perdra des réserves et on écourtera la vie du gisement.

Certes, une bonne programmation d'exploitation devrait éviter d'en arriver là. Mais il y aura toujours des cas où il s'avérera impossible de respecter les consignes et d'en maîtriser les enjeux.

Jusqu'à présent, on a envisagé que des cas à une teneur avec une seule catégorie de minerais. ce qui pourra sembler simpliste pour certains producteurs de produits minéraux. Dans ce cas, on cherchera à simplifier le problème en cherchant à opérer les sélections sur une variable unique plus déterminante que les autres parfois on exploite astucieusement des corrélations entre teneurs.

parfois un seul teneur détermine la valeur intrinsèque du minerai et les autres teneurs mesurent des substances indésirables dont les effets devraient être atténués non par coupure mais par mélange à la fabrication du produit marchand.

En revanche. L'élimination massive par coupure multiples de minerais qui pourraient être valorisés par mélange dans le cadre de la régulation "qualité" peut conduire à l'écrémage du gisement. s'ils étaient conscients de la perte économique qui en découle.

Beaucoup d'exploitants seraient plus tentés d'investir dans des systèmes de programmation d'exploitation assurant une meilleure gestion des qualités in situ requises pour les mélanges.

Autrement dit, la sélection minière ne doit pas être utilisée pour faciliter la régulation qualité au détriment des réserves et de la rentabilité. [46]

1.3 Les commandements de l'exploitant

L'exploitant chargé de mener à bien le projet d'exploitation se doit d'obéir à trois commandements [20] :

- Assurer une qualité régulière ;
- Réaliser les productions périodiques prévues ;
- Ménager ses réserves.

Les deux premiers commandements ont une portée à court terme et de ce fait suscitent une certaine motivation. En revanche, le troisième, qui porte sur le long terme est souvent négligé. Or. Ce troisième commandement est très important. En effet, c'est lui

qui garantit que l'exploitant sera en mesure de respecter les deux premiers tout au long de la vie du projet.

1.3.1 La régulation de la qualité

La régulation de la qualité se fait par mélange sur des types de minerai supposés. A ce stade, accessibles et bien caractérisés (stocks, fronts d'exploitation) il convient de bien distinguer les qualités gisement qui composent le mélange (elles sont estimées à partir des données terrain) et les qualités marchandes qui résultent du mélange (elles sont mesurées au sein d'une usine).

La réalisation du mélange doit tenir compte de la nature estimée des qualités gisement qui impose des techniques de prise de décision particulière, et d'un critère de rentabilité dans la gestion des réserves en différentes qualités gisement. On doit économiser les qualités rares et donc précieuses.

Assez simple en mine métallique, où on mélange des tranches de teneurs (minerais) pour produire une qualité marchande constante, le problème se complique pour des exploitations de produits minéraux où le même produit marchand peut être obtenu à partir de qualités gisement différents plus au moins rares et à des coûts plus au moins importants. Ces opérations peuvent être automatisées, grâce à des systèmes informatiques qui utilisent des modèles de terrains, pour optimiser les choix et pour chercher à corriger en temps réel les défauts de tel ou tel stock en constitution [20].

1.3.1.1 Optimisation de mélange

Cependant, pour les décisions d'exploitation relevant de la régulation qualité ou de la planification à court terme et s'apparentant à des mélanges dans l'espace et dans le temps, l'usage sans précaution d'un modèle estimé lissant la réalité n'est pas légitime.

L'optimisation de mélanges, au sens où on l'entend dans une usine (par exemple, en gérant par programmation linéaire l'utilisation de stocks bien caractérisés en qualité et volume), n'a alors guère de sens. Bien des erreurs impliquant l'informatique ont été commises dans ce domaine.

Pour ces problèmes, les solutions les plus simples sont souvent les meilleures. Il s'agit d'une part de hiérarchiser le processus de décision, c'est -à-dire d'adapter les modes de décision à l'échelle du problème. On ne raisonnera pas de la même façon au jour, à la semaine, au mois ou à l'année. Dans ce cas, on minimise fortement l'impact du problème "mélange" .Il convient également d'inscrire les décisions dans le cadre d'une stratégie

répétitive ayant fait ses preuves et faisant ponctuellement appel à des usages légitimes de modèles numériques estimés [20].

1.3.2 La planification de l'extraction

Produire une qualité régulière que les qualités "gisement " requises pour les différents mélanges soient disponibles au moment où l'on en a besoin. il faut donc planifier le développement de l'exploitation à moyen et long terme de manière à ce que cette condition soit toujours remplie. On évitera ainsi soit une rupture de production des produits marchands, soit la perte économique qui résulterait de la nécessité de produire à partir de qualités gisement inadéquates.

La planification d'exploitation repose sur un processus de décision hiérarchisé. On planifie sur des périodes d'un mois pour l'année à venir, sur des périodes annuelles pour les cinq ans à venir, etc [20].

1.3.3 La gestion des réserves

En principe, pour ménager les réserves et être certains de faire les productions et les qualités prévues tout au long de la vie de la mine, il suffit de respecter les consignes d'exploitation (sélectivité, teneurs de coupure). On ne doit pas oublier que les teneurs de coupure fixées au stade du projet ont pour seul objet de définir par convention, à défaut de localiser géographiquement, les ressources à exploiter en différentes qualités gisement (ou minerais) sur toute la durée de l'exploitation.

Or, sur le terrain, les tentations pour ne pas respecter les coupures sont nombreuses :

- Pour passer une période difficile, ou sous l'impulsion d'un financier qui veut exploiter au mieux l'évolution du contexte économique, on change le programme de production en décidant de produire plus avec la même capacité d'extraction ;
- Pour des raisons pratiques à très court terme, on compose une qualité marchande à partir des qualités gisement qui n'étaient pas destinées à cet usage, voire à partir de matériaux réputés stériles à l'échelle du projet ;
- Pour des raisons commerciales (notamment en produits minéraux) on redéfinit les qualités marchandes sans se préoccuper des implications sur les réserves en qualités gisement ;
- En raison d'erreurs de planification, on n'a pas accès aux matériaux nécessaires au moment où l'on en a besoin [20].

1.4 Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective

Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective sont :

- Les problèmes d'estimation globale des gisements : détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé.
- Les problèmes d'estimation locale : détermination de la teneur des blocs de sélection.
- Les problèmes de planification à court terme des exploitations [60].

1.4.1 Les problèmes d'estimation globale des gisements

1.4.1.1 Collecte des données de reconnaissance et modélisation du gisement

La gestion des ressources requiert trois catégories de fonctions assurant respectivement :

- la gestion des données de reconnaissance et des résultats d'exploitation ;
- la modélisation du gisement ;
- l'aide aux décisions d'exploitation.

La gestion des données doit prendre en compte non seulement une durée d'archivage importante entre la collecte des données et leur utilisation, mais aussi la grande diversité des données à traiter : reconnaissance de terrain, résultats de production localisés, divers logs de sondage.

La modélisation repose sur des méthodes d'estimation pour lesquelles l'informatique apporte une aide décisive notamment pour le calcul automatique des modèles numériques krigés. On notera que la qualité d'une modélisation numérique tient non seulement à l'algorithme utilisé, mais aussi aux facilités de remise en cause en fonction d'une réalité qui se dévoile peu à peu au cours de la prospection et de l'exploitation.

L'informatique est une aide aux décisions d'exploitation en ce sens qu'elle permet d'anticiper ces décisions sur modèle numérique de façon à en estimer par avance les effets. Quand on procède par tâtonnement on parle de simulation.

Si les choix sont trop multiples pour être maîtrisés par le raisonnement humain, on parle d'optimisation automatique [22].

Les données traitées sur une exploitation sont de deux types [21] :

- L'information ultime avant extraction : données de tirs, sondages de pré-exploitation ;
- Les résultats localisés de production : les enlevures correspondant à des périodes de production doivent être positionnées à trois dimensions sur le gisement.

A. Information ultime avant extraction

L'information ultime avant extraction est le plus souvent gérée dans une base de données de sondages. L'architecture assez simple d'une telle base, le volume de données assez réduit, l'intérêt limitée d'une diffusion de l'information permettent l'utilisation d'un système de gestion de base de données grand public (ex : ACCESS) auquel il convient d'adjoindre une frontale cartographique. Le recours à l'informatique peut donc s'avérer très efficace à peu de frais au regard du coût des sondages.

Pourtant, l'information ultime est parfois traitée de manière catastrophique par manque de compétence [21] :

-Informatique : Les tableurs font souvent des ravages en donnant l'illusion de l'informatisation alors qu'il ne s'agit souvent que de présentations artistiques de données hétérogènes, non contrôlées et non lisibles par un programme.

-Professionnelle : Toutes les exploitations n'ont pas toujours à disposition un prospecteur capable de veiller à l'utilité, l'additivité et l'homogénéité des variables traitées. Par ailleurs, l'implantation des sondages, la collecte des échantillons, le suivi des analyses et du repérage topographique sont autant d'opérations qui ne s'improvisent pas.

B. Le suivi localisé des résultats de production sur une carrière

Le suivi localisé des résultats de production sur une carrière requiert une organisation toujours délicate puisqu'il faut contrôler les divers stockages intermédiaires, mélanges et changements de destination que subit le minerai avant d'être analysé. Un exploitant non persuadé que c'est sur la connaissance du passé qu'il bâtira sa capacité à maîtriser l'avenir, n'est pas assez motivé pour accepter la contrainte d'un tel système. Ceci explique que les réalisations dans ce domaine sont assez rares. Un spécialiste expérimenté est requis pour analyser les circuits de minerai et proposer une

solution en général assez simple sur le plan informatique (Cartographie des enlevures périodiques reliée à une base de données) [21].

1.4.1.2 Détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé

Pour réaliser l'étude de sélectivité, on dispose donc au minimum des informations recueillies lors de la reconnaissance géologique et de la confirmation du corps minéralisé.

La prospection d'un corps minéralisé (la reconnaissance par sondages et éventuellement par travaux miniers, fournit une information utilisable pour déterminer la distribution des teneurs [60].

Les règles de reconnaissance d'un gisement, bien que rarement respectées, sont simples [6] :

- Le gisement doit être reconnu de manière uniforme ;
- Il doit être fermé par les sondages (c'est-à-dire reconnu un peu au-delà de ses limites) ;
- La géométrie de la reconnaissance doit s'adapter à celle du gisement ;
- Les variables recueillies doivent être additives, utiles au regard d'une future exploitation et stables dans le temps ;
- Les échantillons (carottes de sondage, géochimie) doivent être préservés.

Le traitement informatique assurera en routine les fonctions suivantes :

- la saisie et le recueil d'informations d'origines diverses disponibles de manière décalée dans le temps : coordonnées provisoires au stade du projet, données de foration et logs lithologiques au stade « réalisation », analyses au stade « retour de laboratoire » ;
- La détection des lacunes d'information et des anomalies ;
- Les calculs statistiques courants sur sondages ;
- La localisation géographique interactive des données de sondage.

1.4.1.3 Détermination de la distribution des teneurs par estimation individuelles des blocs

Une fois que la décision d'exploiter un gisement a été prise, des estimations bloc par bloc du tonnage en minerai et de teneur moyenne sont nécessaires. Ici un bloc peut représenter la production d'un poste, là la production d'un mois. Le krigeage fournit non

seulement une estimation du tonnage brut et de la teneur moyenne de chaque bloc, mais également une estimation des variables qualitatives [8].

1.4.1.4 Détermination de la distribution des teneurs par changement de support

La géostatistique, lorsqu'elle s'applique c'est-à-dire lorsque les variogrammes expérimentaux correspondent assez bien à la théorie et que le calage d'un variogramme théorique n'introduit pas d'emblée une erreur très importante, permet de réaliser une opération dite changement de support.

Cette opération est utilisée dans un premier temps pour régulariser les échantillons de telle sorte que les informations issues des différents types d'échantillons puissent être mélangées. Un traitement statistique de l'information permet alors de déterminer la distribution des teneurs dans le corps minéralisé sur la base d'échantillons régularisés.

Cette distribution subira en suite une transformation (appelée anamorphose gaussienne), fonction des caractéristique géométrique du bloc de sélection au quel elle doit correspondre. De cette nouvelle distribution des teneurs seront déduites les courbes caractéristiques du corps minéralisé [60].

1.4.2 Les problèmes d'estimation locale

1.4.2.1 Détermination de la teneur des blocs de sélection

L'estimation locale passe par deux étapes : l'échantillonnage et l'estimation [60].

1.4.2.1.1 Echantillonnage

L'une des principales responsabilités des géologues de la mine est de fournir les caractéristiques géologiques quantitatives des corps minéralisés et de leurs roches hôtes. Ceci est fait par échantillonnage systématique des gisements avec le nombre total d'échantillons prélevés souvent de l'ordre de centaines de milliers [3].

L'échantillonnage minière est essentiel pour diverses raisons et à différents stades de leur évaluation et de l'exploitation. Pendant la phase d'exploration, l'échantillonnage est en grande partie limité à l'analyse des déblais de forage, ou carottes, et vise à l'évaluation d'intersections individuelles, souvent bien espacées du gisement. Il donne ainsi la teneur et l'épaisseur d'une intersection in situ mais fournit peu de preuves de la continuité d'une minéralisation [6].

Les mines modernes utilisent différentes données d'échantillonnage, provenant de trous de forages, de tranchées, d'échantillons prélevés sur les parois rocheuses exposées dans les travaux miniers et des données de contrôle de la teneur [3].

A. Erreurs d'échantillonnage

L'erreur d'échantillonnage peut être décomposée de la façon suivante [2] :

✓ Erreur fondamentale d'échantillonnage

L'erreur fondamentale d'échantillonnage est une erreur liée à l'hétérogénéité de la constitution du matériel échantillonné. Cela dépend de la forme et de la taille des particules qui constituent le matériau échantillonné, de la taille à laquelle les composants critiques sont libérés ainsi que de la minéralogie et de la densité de la gangue et des composants de valeur.

✓ Erreur de regroupement et de ségrégation

L'erreur de regroupement-ségrégation est générée par l'hétérogénéité de la distribution à petite échelle et reflète les différences de contenu d'un métal d'intérêt entre des groupes de fragments (incrément) collectés à des intervalles très rapprochés. Exemples de regroupement - L'erreur de ségrégation inclut la séparation des particules fines des plus gros fragments lorsqu'ils sont déchargés des dispositifs d'échantillonnage ou des bandes transporteuses (Figure 1.4A).

Un autre exemple d'erreur possible provoquée par le facteur de ségrégation est l'accumulation des particules les plus lourdes et les plus petites au fond des cônes de trous de mine (Figure 1.4B). Cela peut être des grains d'or ou des minéraux sulfurés libérés d'une gangue.

La ségrégation peut également être provoquée par différentes propriétés physiques ou chimiques des matériaux échantillonnés, notamment les propriétés magnétiques ou électrostatiques, la teneur en humidité, l'adhésivité.

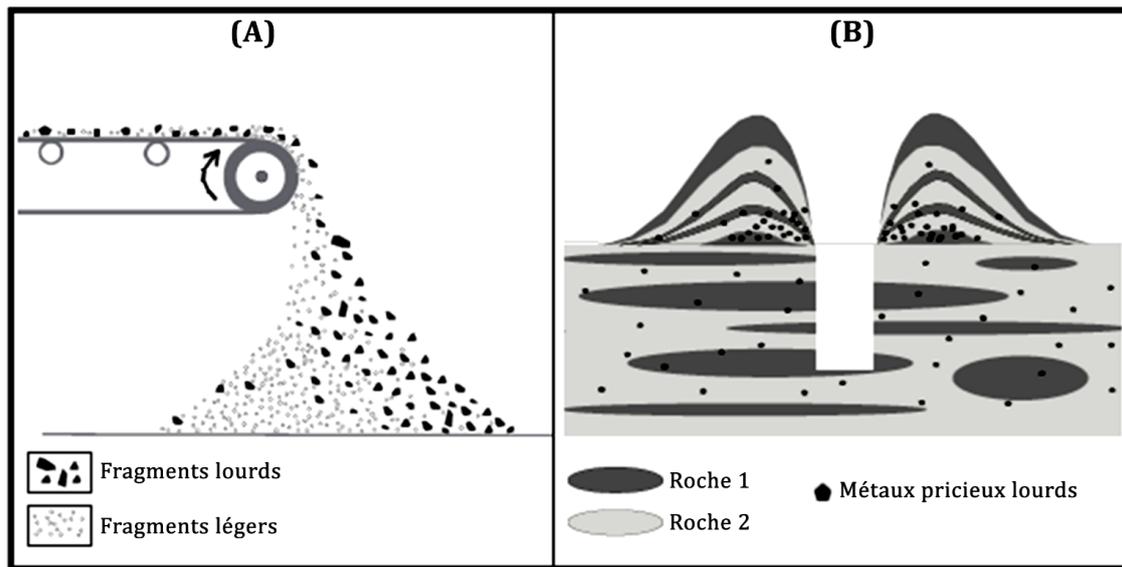


Figure 1.4 : Exemples de ségrégation des fragments de roche. [2]

✓ **Erreurs instrumentales**

Ce groupe comprend les erreurs liées à diverses mesures analytiques et instrumentales lors de la pesée des aliquotes finales et de leur dosage. Un exemple typique de ces types d'erreur est la dérive instrumentale provoquant des dosages biaisés. Il peut également s'agir d'un mauvais calibrage des instruments.

Les erreurs instrumentales incluent également celles qui sont provoquées par l'utilisation d'équipements obsolètes, en particulier s'ils sont caractérisés par de mauvaises limites de détection.

✓ **Erreurs liées aux pratiques d'échantillonnage**

Ce groupe comprend les erreurs de délimitation, d'extraction, de préparation et de pesée résultant d'une extraction incorrecte des échantillons d'un lot et de leurs procédures de préparation non optimales. En d'autres termes, les erreurs incluses dans ce groupe ne sont pas directement liées au protocole d'échantillonnage mais sont en réalité associées à la mise en œuvre pratique du protocole.

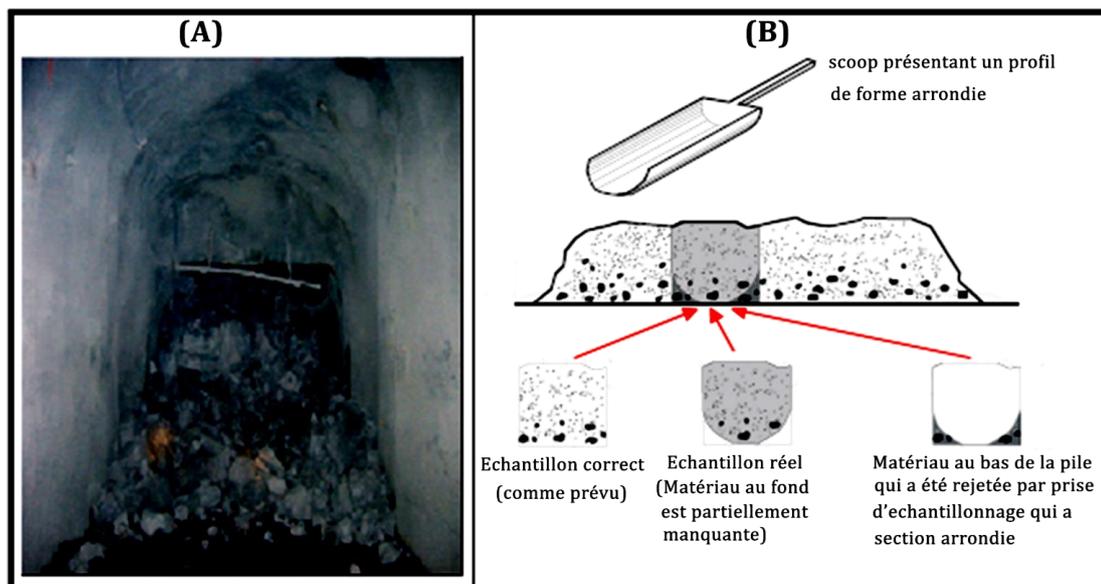


Figure 1.5 : Exemples d'erreurs de délimitation : (A) l'échantillonnage du minerai brisé au point de prélèvement du chantier souterrain représente un problème non résolu de l'erreur de délimitation ; (B) Échantillonnage de matériau broyé (par exemple, un cône de trou de mine) au moyen d'un scoop ayant un profil de forme ronde [2].

1.4.2.1.2 Le mode d'estimation

A. Les principaux facteurs de la qualité d'estimation

Suite à l'échantillonnage, on dispose d'un certain nombre de teneurs ponctuelles autour et peut être dans le bloc à estimer. Il reste toutefois à faire le plus important et le plus difficile : passer de ces teneurs ponctuelles à la teneur du bloc de sélection.

Les principaux facteurs qui conditionnent la qualité d'estimation sont [60] :

- **La structure de minéralisation** : c'est l'élément le plus évident et certainement le plus important. Pour une même densité d'information, l'estimation sera plus précise pour un gisement régulier que dans le cas contraire. Mais de la même manière, il vaudra mieux prendre un échantillon dans la direction dans laquelle la minéralisation est la plus continue que le contraire. Un gisement sédimentaire sous forme de couches donne une illustration caricaturale de ce point : un échantillon pris à très faible distance en dehors de la couche aura moins d'intérêt qu'un échantillon, même très lointain, pris dans la couche.

- **La géométrie des échantillons qui servent à l'estimation** : Il est à tout à fait intuitif que plus l'échantillon sera grand par rapport au bloc à estimer meilleure sera l'estimation. On comprend également qu'un échantillon qui traverse le bloc serait a priori meilleur qu'un échantillon pris sur une de ses faces.
- **La géométrie du bloc à estimer** : en réciproque à ce que nous venons de voir, il est évident que la géométrie du bloc à estimer va elle aussi intervenir.
- **Les relations entre les échantillons qui servent à l'estimation et le bloc à estimer** : il est assez intuitif que la configuration A des figures 1.6 et 1.7 donnera de meilleurs résultats que la configuration B. Il va de soi aussi que la densité d'échantillonnage jouera un rôle primordial.

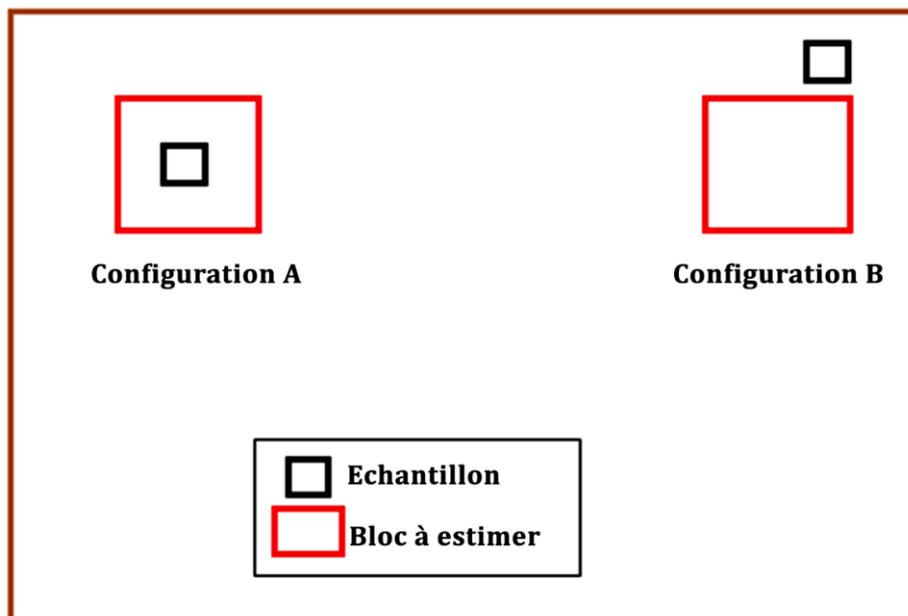


Figure 1.6 : Rôle de la position de l'échantillon par rapport au bloc de sélection [60]

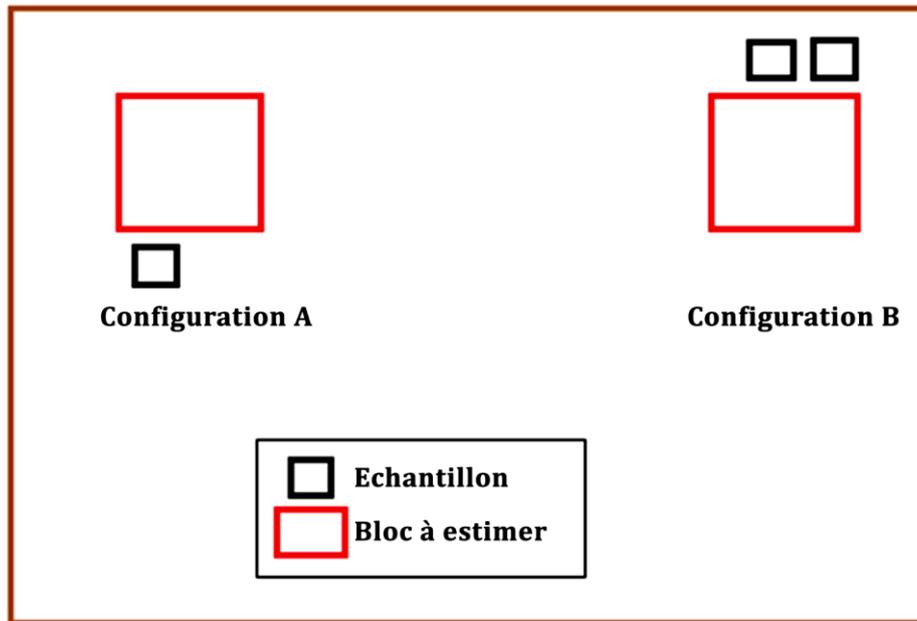


Figure 1.7 : Rôle de la répartition des échantillons dans l'estimation du bloc de sélection [2]

B. Méthodes d'estimation des réserves (Méthodes d'interpolation)

En général, différentes méthodes d'estimation conventionnelles sont utilisées en fonction de la forme, dimension, complexité du gisement et le type d'échantillon.

Les procédures deviennent complexes avec complexité de dépôt ayant un grand volume d'informations sur l'échantillon [64].

Les différentes méthodes d'estimation sont :

- Méthode polygonale [64] ;
- Méthode triangulaire [64] ;
- Méthode de Pondération inverse à la distance (PID) [64] ;
- Méthode d'interpolation par krigeage [28].

• Méthode polygonale

Les polygones peuvent être construits sur des plans, des coupes transversales ou des coupes longitudinales en traçant des bissectrices perpendiculaires de lignes reliant des points d'échantillon. Les polygones sont ensuite planimétriques pour définir la surface du corps minéral. L'épaisseur de la minéralisation supérieure à la teneur limite est appliquée à l'ensemble du polygone afin d'établir l'estimation du volume. Les volumes individuels sont ensuite additionnés et convertis en tonnage lors de l'application d'un

facteur de tonnage approprié. La teneur moyenne en minéralisation rencontrée par le point d'échantillon situé à l'intérieur du polygone est considérée comme représentant avec précision la teneur de tout le volume de matériau dans le polygone. L'estimation globale des teneurs est déterminée en faisant la somme des notes de l'échantillon pondérées par la surface des polygones pertinents [55].

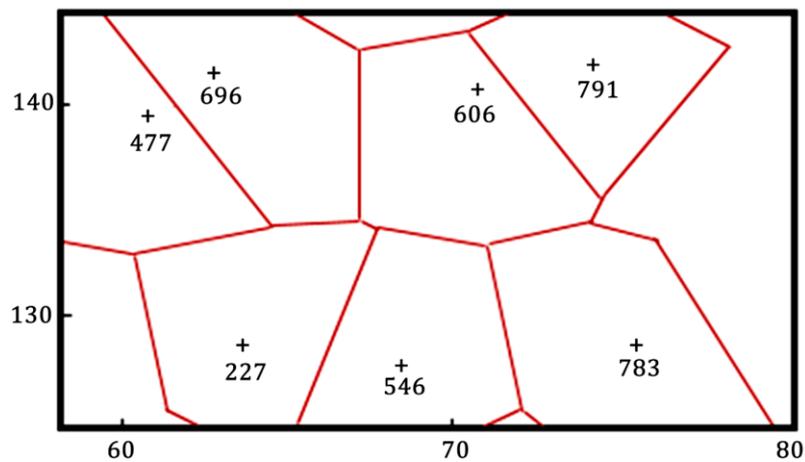


Figure 1.8 : Les polygones d'influence [69]

- **Méthode triangulaire**

Dans cette méthode, une série de triangles est construite avec les trous de forage aux sommets. Les aires des triangles sont calculées par géométrie ou par coordonnées.

Les épaisseurs supérieures à la teneur limite et à la teneur moyenne sont calculées pour chaque trou de forage. La teneur moyenne de chaque triangle est estimée à partir de la moyenne des échantillons de trois angles en tant que moyenne pondérée en épaisseur ou par pondération en fonction de leur distance au centre du triangle [55].

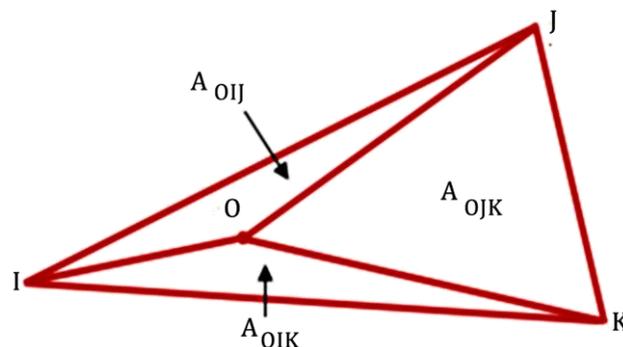


Figure 1.9 : Un exemple montrant comment trois données les plus proches peuvent être pondérées par zones triangulaires pour former une estimation ponctuelle [69]

- **Méthode de Pondération inverse à la distance (PID)**

L'interpolation PID calcule les poids en fonction de la distance entre les échantillons et les points prédits. L'effet local de chaque point d'échantillonnage est supposé décroître avec l'augmentation de la distance. Par conséquent, l'effet des échantillons sur la valeur prédite est isotrope et les valeurs prédites sont limitées dans la plage des valeurs d'entrée [47].

La formule d'estimation par PID est la suivante [35] :

$$V_0 = \frac{\sum_{i=1}^S v_i (1/d_i^k)}{\sum_{i=1}^S (1/d_i^k)} \quad (1)$$

Où :

V_0 : représente la valeur estimée au point 0 ;

V_i : représente la valeur au point connu i ;

S : est le nombre de points connus appliqué dans l'estimation ;

K : est la fonction de puissance désignant le degré de poids ;

d_i : Distance entre le bloc central et l'échantillon.

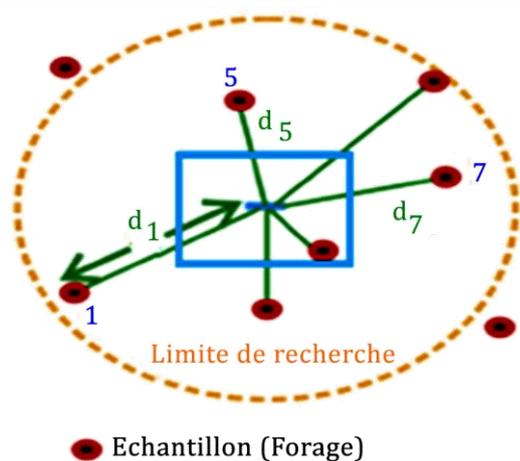


Figure 1.10 : Principe de la méthode de pondération inverse à la distance [65]

- **Méthode d'interpolation par krigeage**

Le terme krigeage est nommé d'après D. G. Krige, qui introduit l'utilisation de la technique pour les applications minières au début des années 1970. Depuis lors, Krigeage

a été étendu du simple Krigeage à d'autres variantes telles que Krigeage universel, krigeage bloc, Co-krigeage, et d'autres. Les demandes de krigeage ont augmenté, en particulier maintenant que la technique est disponible dans les SIG populaires et logiciels statistiques [78].

La méthode d'interpolation par krigeage est une technique géostatistique qui prend en compte à la fois la distance et le degré de variation entre les points de données lors de l'estimation de valeurs dans des zones inconnues. En krigeage, la première étape consiste à examiner les données afin d'identifier la structure spatiale [96].

L'analyse structurale est une étape clé de toute étude géostatistique. Il s'agit en effet d'extraire la structure spatiale des variables d'intérêt ou de caractériser les relations spatiales entre variables, structure ou relations qui devront être ensuite modélisées pour les étapes suivantes de l'étude géostatistique (par exemple, calcul de variances d'estimation, estimation par krigeage) [100].

Cette analyse se fait par la détermination du variogramme, qu'il l'outil structural de base (Figure1.11). Le variogramme est fonction mathématique, déterminé sur les échantillons, définie de la façon suivante [8] :

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z(x_i) - Z(x_i+h)]^2 \quad (2)$$

Où : x_i et $x_i + h$ sont les localisations des échantillons. La sommation est étendue à tous les couples de points ($x_i, x_i + h$) distants de h . $N(h)$ représente le nombre de tels couples de points.

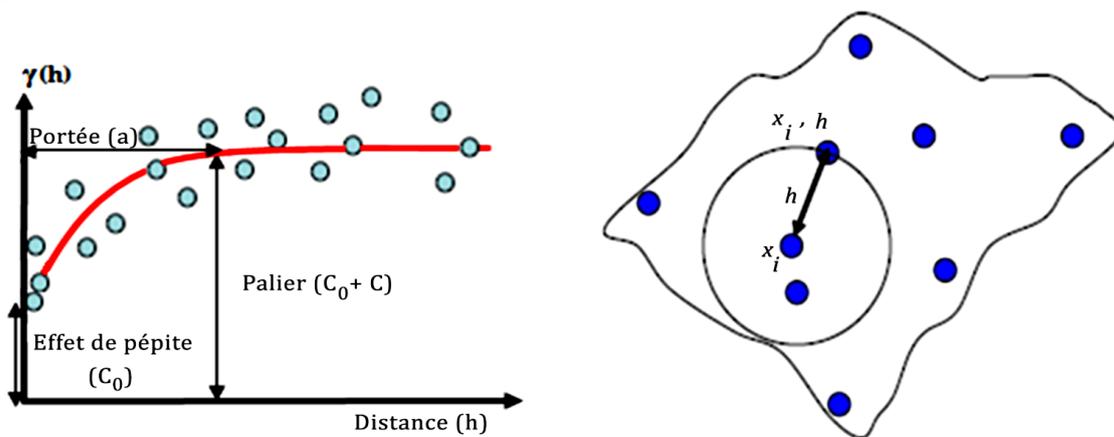


Figure1.11 : Modèle de variogramme [96]

La méthode d'interpolation par krigeage est définie comme étant le meilleur prédicteur linéaire non biaisé ou le meilleur estimateur linéaire non biaisé [66]. car il s'agit d'une combinaison linéaire des valeurs d'échantillon pondérées, dont la valeur attendue pour l'erreur est égale à zéro et dont la variance est un minimum [28].

C. Importance de la qualité de l'estimation des teneurs

La qualité de l'estimation des teneurs est extrêmement importante au plan économique. Il faut réaliser que la sélection s'effectue toujours à partir de valeurs estimées mais que le métal contenu dans les blocs sélectionnés dépend de la teneur vraie et non de la teneur estimée [42].

Deux paramètres influencent la qualité de l'estimation :

- ✓ La quantité (et la qualité) d'information disponible ;
- ✓ La qualité de la méthode d'estimation utilisée.

En général, les estimateurs peuvent être plus ou moins précis et ils peuvent être avec ou sans biais. Le meilleur estimateur est le plus précis possible et sans biais. Le biais peut être global ou conditionnel. S'il est global, alors la moyenne de tous les estimés ne coïncide pas avec la moyenne du gisement. S'il est conditionnel, alors la moyenne des blocs dont l'estimateur prend une valeur donnée ne coïncide pas avec cette valeur. Cette dernière propriété est plus difficile à rencontrer que le biais global, (i.e. un estimateur peut à la fois être globalement sans biais et montrer un fort biais conditionnel). Le biais global est habituellement rattaché à la qualité des données prélevées et on ne peut y changer grand-chose. On le rencontre surtout lorsqu'on échantillonne les forages de production ou les galeries. Il se peut que l'échantillonnage ne représente pas équitablement toutes les granulométries présentes (phénomène de ségrégation), ce qui introduit normalement un biais. Au contraire, l'échantillonnage de carottes est habituellement sans biais, du moins lorsque la récupération de la carotte est complète.

Le biais conditionnel, lui, est davantage lié au type d'estimateur choisi. Un des estimateurs qui montre le moins de biais conditionnel est le krigeage. Toutes les méthodes basées sur des extensions géométriques montrent habituellement un biais conditionnel qui peut être assez important. On doit bien comprendre que toute opération sélective s'effectue à partir de valeurs estimées, jamais à partir des vraies valeurs des

Chapitre 1. Bibliographie sur les exploitations sélectives

blocs qui sont inconnues. Le diagramme suivant aide à comprendre les conséquences importantes de cet état de fait [42] :

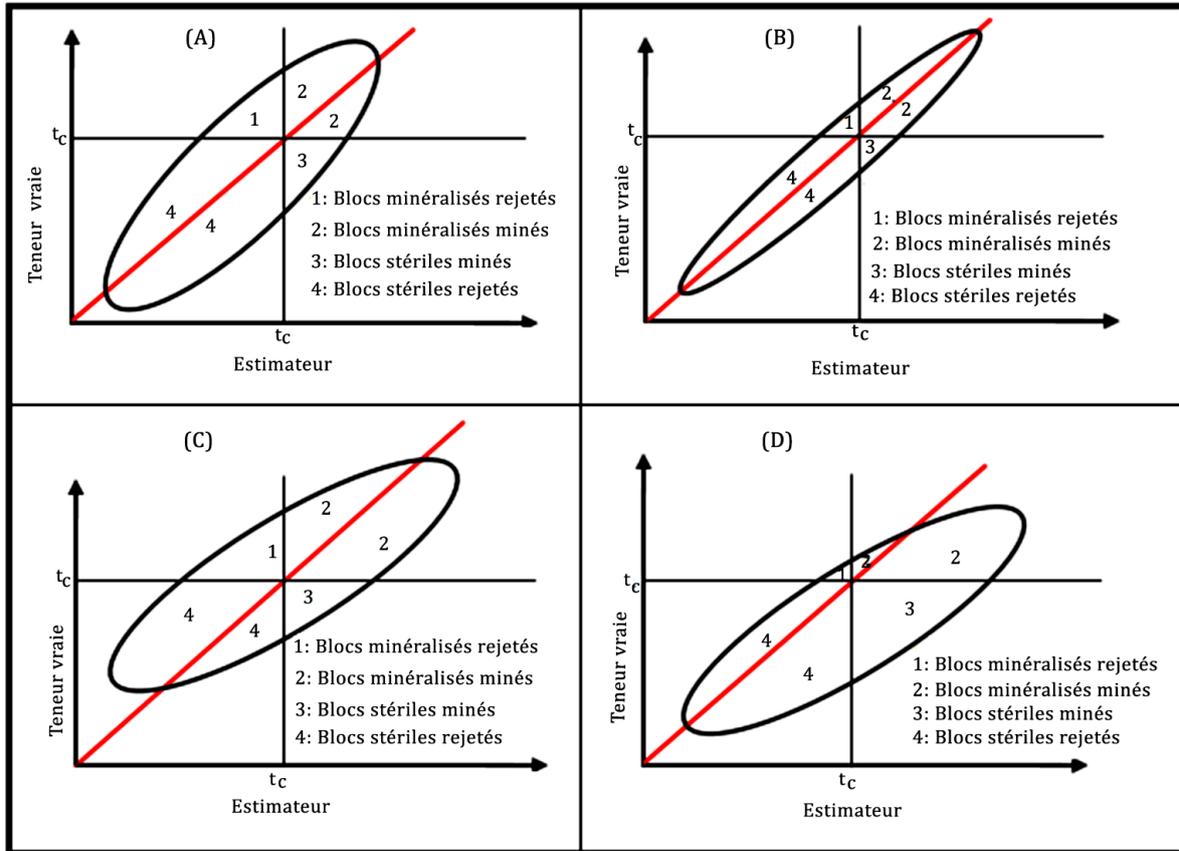


Figure 1.12 : Représentation graphique du nuage de corrélation (teneur réelle et teneur estimé) [42]

Les ellipses représentent l'ensemble des valeurs possibles pour l'estimateur et les vraies valeurs. Les diagrammes (A) et (B) montrent des estimateurs sans biais et sans biais conditionnel. Ils sont sans biais car la valeur moyenne sur l'axe des x est égale à la valeur moyenne sur l'axe des y. Ils sont sans biais conditionnel car si on tire une droite parallèle à l'axe des y (donc si on fixe la valeur estimée) la valeur moyenne obtenue tombe sur la droite à 45° (i.e. la moyenne des vraies valeurs est égale à l'estimé pour chaque valeur de l'estimé). Le diagramme de gauche (A) montre un estimateur moins précis que celui de droite (B). Il est facile de voir que le taux de mauvaise classification $(1+3)/(1+2+3+4)$ est beaucoup plus faible avec le meilleur estimateur. Conséquemment, plus de métal sera récupéré, moins de dilution sera encourue et plus de

profits seront obtenus. Dans les deux cas, on obtiendra à peu près ce qui était prévu par l'estimateur en termes de tonnage et teneur au-dessus de la teneur de coupure. La différence entre les deux estimateurs est ici sans doute due essentiellement à la quantité d'information disponible. Ceci démontre qu'il peut être très rentable d'obtenir cette information.

Le cas des deux estimateurs du bas (C) et (D) est plus grave. Celui de gauche (C) est sans biais global mais montre un biais conditionnel prononcé. Celui de droite (D) est biaisé globalement et conditionnellement. Dans les deux cas, on récupérera, pour un tonnage fixé, beaucoup moins de métal que prévu au moment de l'estimation (dilution de nature statistique). Ces deux graphes correspondent à la situation la plus courante dans les mines. L'exemple de droite correspond à l'estimation que l'on pourrait obtenir à partir de données fortement biaisées comme celles parfois rencontrées avec les forages de production.[42]

D. Courbe tonnage-teneur

La courbe tonnage-teneur nous permet de connaître la récupération possible du gisement (au - dessus d'une coupure) sur n'importe quel support de sélectivité [62].

La teneur de coupure détermine le tonnage et la teneur moyenne des matériaux livrés selon un processus donné et donc la quantité de produit vendu. En première approximation, si T_{+c} représente le tonnage et x_{+c} la teneur moyenne en matériau au-dessus de la teneur de coupure x_c . Le produit des ventes est égal à $(T_{+c} \cdot x_{+c} \cdot r \cdot V)$, où r est la proportion de produit de valeur récupéré au cours de la transformation et V la valeur marchande du produit vendu. La teneur de coupure détermine également le tonnage de matériau extrait qui ne sera pas traité.

La figure 1.13 montre la relation entre la teneur de coupure et le tonnage et la teneur moyenne supérieure à la teneur de coupure. Les courbes de ce graphique sont appelées courbes tonnage - teneur [98].

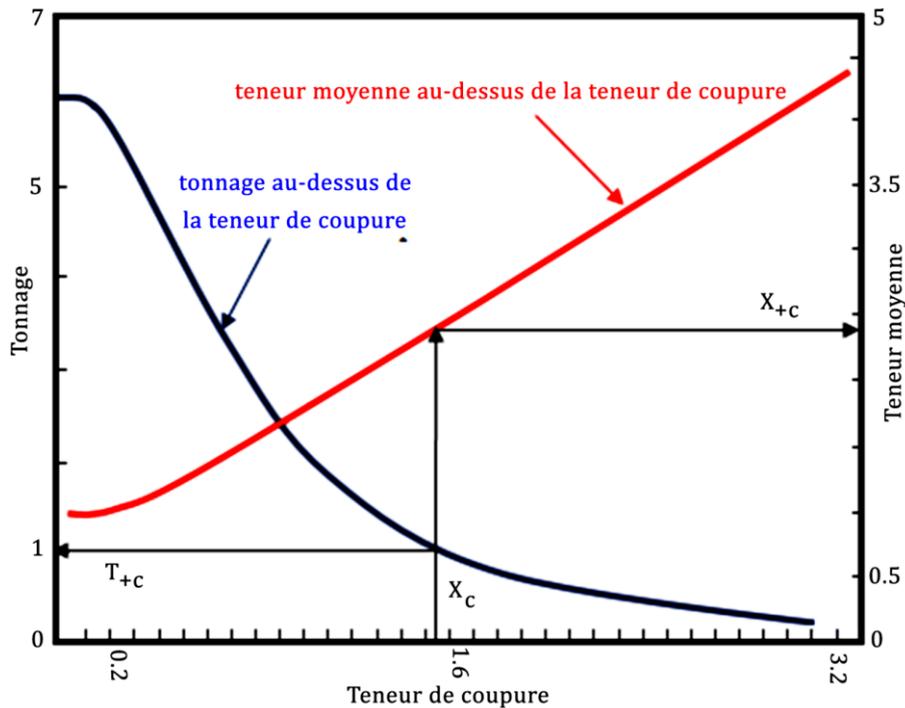


Figure 1.13 : Courbe tonnage-teneur [98]

1.4.3 Les problèmes de planification à court terme des exploitations

La chaîne de valeur de la mine est une série d'étapes interdépendantes à partir de l'étape d'exploration jusqu'à la fermeture et réhabilitation d'une opération minière. La figure 1.14 illustre les cinq étapes communément reconnues de la chaîne de valeur d'une mine.

La planification minière, la maintenance des équipements et des infrastructures, les ressources humaines, les finances, l'ingénierie, la sécurité, la santé, l'environnement et la communauté sont des exemples d'activités de service nécessaires pour soutenir les cinq grandes étapes. Une fois que les travaux d'exploration ont identifié et délimité un gisement minéral à un point où les ressources minérales peuvent être estimées et déclarées, la conception et la planification de la mine sont ensuite entreprises afin de convertir les ressources minérales en réserves minérales et de poser les fondements d'une exploitation minière [90].



Figure 1.14 : Les cinq grandes étapes d'une chaîne de la mine [90]

La planification minière est un acte multidisciplinaire dont le but est d'élaborer un plan d'extraction annuel qui répond à des objectifs prédéfinis [97].

Dans le domaine de l'exploitation minière, un complexe minier peut être considéré comme une chaîne logistique qui intègre des processus d'extraction du matériel minier, de stockage, de chargement, de transport et de transformation.

Dans le cadre du processus de planification au sein d'une exploitation minière, plusieurs types de décisions peuvent être identifiés. Au niveau des mines, le premier type de décision est celui du choix de la méthode d'extraction (mine sous-terrainne, à ciel ouvert, maritimes...) et de l'estimation des capacités de production.

Dans notre travail nous considérerons le cas de mines à ciel ouvert. Parmi les décisions de planification d'une mine à ciel ouvert, on peut citer :

- La définition de la fosse ultime qui consiste à déterminer jusqu'à quelle profondeur il est souhaitable d'extraire les blocs ;
- La détermination de la séquence d'extraction d'ensemble de blocs ou de blocs ;
- La planification dans le temps de l'extraction des blocs en prenant en compte les contraintes de précédence d'extraction des différents blocs mais également les contraintes de capacités (exprimées en nombre de tonnes par périodes).

En aval des mines, il s'agit ensuite de planifier l'acheminement des blocs vers les usines en vue de la production du minerai en usine qui doit prendre en compte des contraintes de fabrication (four) notamment en terme de proportion des différents éléments [12].

Pour assurer leur production, les compagnies minières se fixent des objectifs de production à long, moyen et court termes. La planification à long terme s'étend sur plusieurs années et touche les décisions stratégiques qui sont durables et permettent d'orienter les niveaux de décisions inférieurs. À moyen terme, on parle de décisions

Chapitre 1. Bibliographie sur les exploitations sélectives

tactiques, soient la gestion globale des ressources. À court terme, les décisions faites sont opérationnelles, c'est-à-dire qu'elles sont flexibles et fréquentes et elles servent à atteindre les objectifs de la planification à moyen terme. À court terme, l'horizon est généralement de quelques mois.

Il est plus convivial pour les personnes responsables de la production de posséder des plans de production sur une très petite échelle de temps. L'idéal pour les contremaîtres est de disposer d'un plan de production pour chaque quart de travail. Cependant, plus la planification est faite à court terme, plus le niveau de détail augmente. Plusieurs éléments n'ont pas à être pris en compte lors de la planification à long et moyen termes mais ils deviennent essentiels pour un horizon à court terme.

La planification à court terme est un défi de taille pour les ingénieurs miniers. De plus, il est facile de comprendre que les employés ont très peu de marge de manœuvre en ce qui a trait à l'atteinte des objectifs de production sur un quart [81].

La planification à court et à long terme comporte plusieurs dimensions clés. Ceux-ci incluent : le type de modèle de bloc utilisé comme entrée dans le processus de planification ; la discrétisation du temps (périodes hebdomadaires ou plus courtes par rapport aux trimestriels ou annuels) ; les objectifs, et le nombre d'objectifs, en cours d'optimisation ; les contraintes à prendre en compte lors de l'optimisation ; et le niveau de détail auquel les opérations minières sont modélisées.

Le terme de "planification à court terme" peut être utilisé pour capturer une série d'activités. La prise de décision au jour le jour et par équipe détermine le nombre de camions de matériel à extraire de chaque bloc disponible, ainsi que le concasseur auquel le matériel est envoyé, afin de répondre aux objectifs de production et de quantité quotidiens. Dans ces délais, la répartition et l'enchaînement des mouvements de camions est un moyen essentiel pour contrôler les caractéristiques de l'alimentation du broyeur et de maintenir l'utilisation appropriée du broyeur. La planification hebdomadaire et bimensuelle est centrée sur la conception d'une série de constructions (ou exécutions). Chaque construction est un stock à partir duquel le matériel est récupéré sur les trains. Les blocs qui sont disponibles pour l'extraction au cours de ces périodes sont attribués à des constructions individuelles, chaque construction étant conçue pour répondre à un objectif de qualité spécifique.

À l'horizon mensuel, un planificateur à court terme sélectionne les blocs à extraire chaque semaine de l'horizon et la destination à laquelle ce produit est envoyé (stock,

dépôt de déchets ou voie de traitement), afin de respecter les objectifs hebdomadaires sur la quantité et la qualité de la production, La programmation des explosions, qui détermine le moment où certains blocs seront disponibles pour l'exploitation, a également lieu à cet horizon.

Les objectifs optimisés à court terme varient et comprennent généralement : le maintien de la qualité de la production dans les limites souhaitées pour chaque période ; maximiser l'utilisation des équipements (et l'utilisation des broyeurs en particulier) pour atteindre les objectifs de production ; réduire au minimum les opérations de manutention (déplacement du matériau dans les stocks et récupération de ce matériau pour le traitement ultérieur) ; ou minimiser les coûts [17].

Selon la littérature, la prise de décision optimale dans la planification à court terme et le contrôle de la production est principalement influencée par les incertitudes géologiques associées à une connaissance incomplète du gisement. Cela provoque des écarts par rapport aux performances attendues du processus. Pour une prise de décision robuste et résiliente, la compréhension des impacts de cette incertitude joue un rôle clé [97].

Donc la planification et la gestion des opérations dans l'extraction des ressources minérales reposent sur une compréhension solide de la répartition spatiale du tonnage et des teneurs en minerai dans le gisement.

L'ordonnement de la production à court terme dans les opérations minières est basé sur le modèle de ressource et vise à définir une séquence d'extraction répondant aux objectifs de production à court terme en termes de tonnage de minerai produit et de teneur ou qualités associées [14].

1.5 Synthèse

Les conclusions peuvent être tirées de ce chapitre sont :

- ✓ Une exploitation sélective du gisement est une exploitation dans laquelle on met en œuvre une sélection efficace et qui permet de s'adapter à des conditions changeantes. Elle s'appuie donc forcément sur un bloc de sélection de dimension limitée.
- ✓ L'exploitation sélective est une ensemble des opérations qui consistent à séparer les minerais des stériles et séparer une catégorie des minerais a une autre par rapport soit à la nature, soit à la teneur.

- ✓ Un aspect clé de l'exploitation sélective est de décider quel matériau d'un gisement mérite d'être extrait et traité, quel matériau doit être considéré comme un stérile, et d'estimer le tonnage, la teneur en métal et la teneur moyenne du matériau sélectionné comme minerai.
- ✓ L'effet du support, l'effet d'information, contraintes géométriques et dilution Ce sont les principaux facteurs pouvant influés sur la sélectivité minière.
- ✓ Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective sont les problèmes d'estimation globale des gisements (détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé), Les problèmes d'estimation locale (détermination de la teneur des blocs de sélection) et les problèmes de planification à court terme des exploitations.
- ✓ Parmi les différentes méthodes d'estimation des teneurs dans des gisements, la méthode de krigeage est la plus répandu dans l'industrie minière. Cette méthode est une technique géostatistique qui fournit la valeur de point ou de bloc estimée et donne également une indication de la précision locale de cette estimation via la variance de krigeage.
- ✓ La qualité de l'estimation des teneurs est extrêmement importante au plan économique. Il faut réaliser que la sélection s'effectue toujours à partir de valeurs estimées mais que le métal contenu dans les blocs sélectionnés dépend de la teneur vraie et non de la teneur estimée.
- ✓ Deux paramètres influencent la qualité de l'estimation :
 - La quantité (et la qualité) d'information disponible ;
 - La qualité de la méthode d'estimation utilisée.

Chapitre 2

Géologie du gisement de fer de l'Ouenza

- 1- Situation géographique
 - 2- Historique de la mine de l'Ouenza
 - 3- Géologie régionale
 - 4- Type du gisement
 - 5- Morphologie et structure du gisement
 - 6- Tectonique
 - 7- Minéralisation
 - 8- Etat des réserves
 - 9- Géologie du Quartier Chagoura Nord
 - 10-Synthèse
-

Introduction

Le massif de l'Ouenza est situé dans l'atlas saharien oriental [24]. Il est situé au croisement des deux plus importants éléments structuraux de la région : les diapirs à matériel triasique et les fossés d'effondrement. Il représente l'une des structures anticlinales de direction NE-SW au cœur de laquelle affleure trias évaporitique à piston halitique désormais identifié [27]. Le massif de l'Ouenza fait partie de la région des Monts de Mellègue qui appartient au domaine téthysien. Les reliefs sont des chainons montagneux en forme des massifs isolés escarpés [29].

2.1 Situation géographique

La mine de l'Ouenza exploite le minerai de fer par la méthode à ciel ouvert. Il est situé à 90 km au nord de la ville de Tébessa et à 190 km au sud de la ville d'Annaba, où se trouve le complexe sidérurgique d'El Hadjar, seule destination pour la production de minerai de fer à partir de la mine, qui subira divers traitements métallurgiques [10]. (Figure2.1)

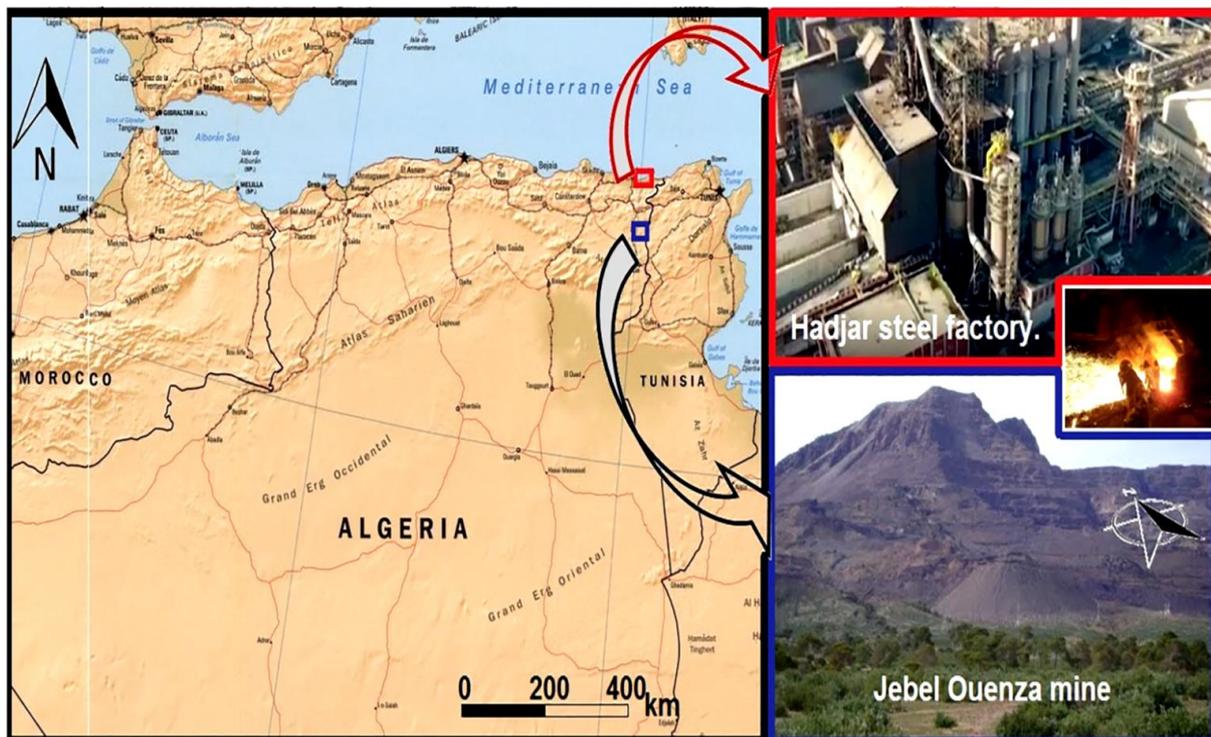


Figure2.1 : Situation géographique de la zone d'étude [114]

2.2 Historique de la mine de l'Ouenza

La mine de l'Ouenza est l'une des plus anciennes mines d'Algérie. Elle fût le fleuron de l'industrie minière en Algérie au début du siècle précédent.

C'est une mine de fer dont l'exploitation remonte à la période Romaine où des vestiges d'exploitations sont découverts au niveau des quartiers Douamis et Hallatif, sous formes de puits et galeries. Aucune donnée originale ne signale l'exploitation du fer à cette période. Par contre, l'exploitation du cuivre était l'activité principale.

Les premières informations géologiques sur le gisement de fer de la mine de l'Ouenza fussent révélées par l'ingénieur minier J. Tissot en 1875. Ce n'est qu'en 1895 que les travaux de recherches débutèrent pour n'en finir qu'en 1901.

Ce n'est qu'aux environs de 1913 que la Société de l'Ouenza fut créée. Elle a débuté l'exploitation de la mine au début des années vingt (1921).

L'électrification de la ligne, terminée en 1939, a permis d'assurer le transport avec des moyens plus puissants.

L'après indépendance a connu une mutation très importante, plusieurs évènements se succèdent [48] :

- En 1966, il y avait la nationalisation des mines ;
- En 1983, c'était la restructuration de la SONAREM et la création de l'entreprise de recherche ;
- En 2001, un premier contrat de partenariat avec une firme étrangère fût signé. Il s'agit d'une entreprise Indienne ISPAT.
- Ce partenariat s'est développé en 2006 avec l'accaparement des actions d'Arcelor par le groupe Mittal Steel détenteur de l'entreprise indienne ISPAT. Une OPA qui donna naissance au groupe Arcelor-Mittal détenteur de 70% des actions de la mine de l'Ouenza contre 30% uniquement pour FERPHOS.
- En Octobre 2013, l'état algérien a repris le contrôle de la mine en achetant 21% des actions d'Arcelor Mittal dans la mine de l'Ouenza pour devenir majoritaire à hauteur de 51 % et 49 % pour Arcelor Mittal.

2.3 Géologie régionale

Le massif de l'Ouenza fait partie des confins Algéro-tunisiens qui sont géologiquement connus par leur caractère presque exclusivement sédimentaire. Les formations les plus anciennes exposées en surface sont les évaporites entremêlées (marnes bariolées à gypse, blocs de dolomies plus ou moins stratifiées, calcaires, cargneules, grès et rarement des ophites) du trias [49].

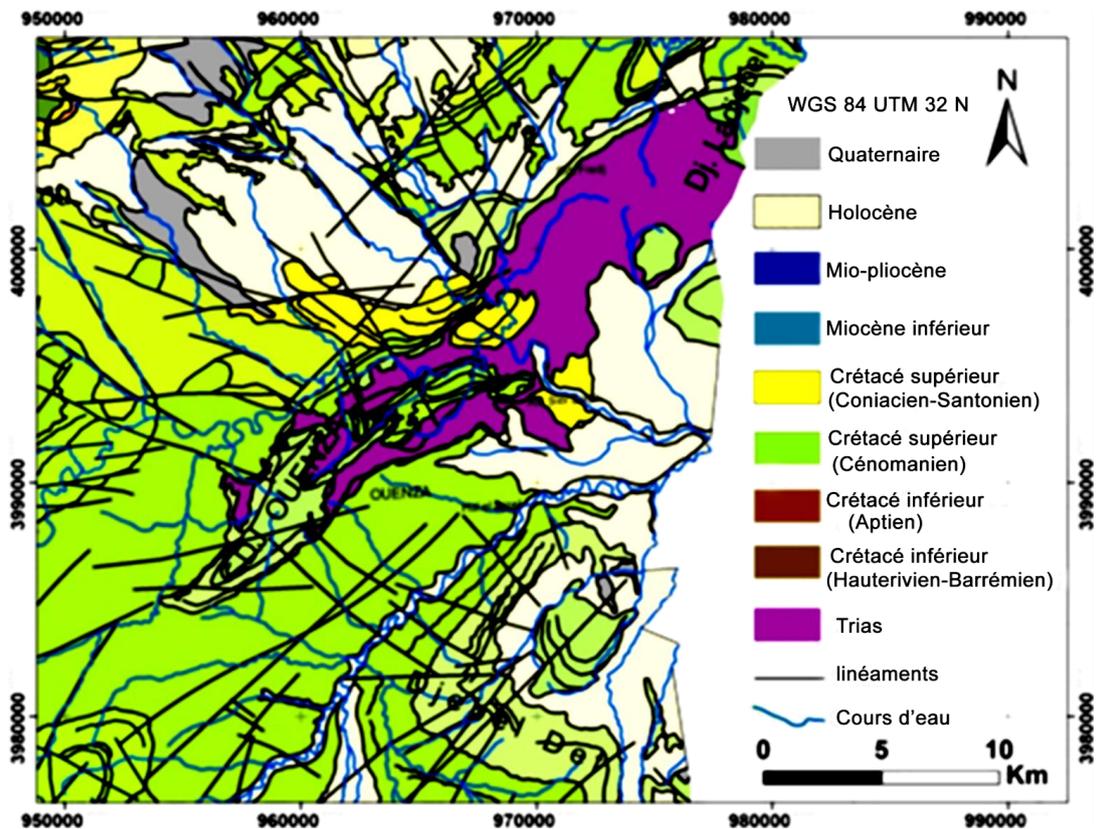


Figure 2.2 : Carte géologique simplifiée de la zone d'étude [114]

2.3.1 Stratigraphie

- Le Trias

À l'Ouenza, la formation triasique est fortement déformée, elle comprend des masses chaotiques de marnes contenant du gypse multicolores, des dolomies, des calcaires, des grès et des fragments de roche [104].

De nombreuses déformations tectoniques ne semblent en effet s'expliquer que par la mise en place des sédiments gypsifères par-dessous les terrains observables.

Le Trias des Monts Mellègue se rapporte uniquement à des diapirs qui n'ont pas partout atteint la surface du sol.

- **Le Barrémien**

Les seules formations rapportées au barrémien affleurent au NE de Ouenza (Djebel Harraba et son voisinage immédiat). Les mouvements d'effondrement ou les diapirs triasiques empêchent d'observer les sédiments antérieurs à l'Aptien.

Les sédiments barrémiens de la région de l'Ouenza sont donc essentiellement représentés par des marnes.

Aux environs de l'Ouenza, les sédiments rencontrés sont sans doute déposés sur un fond sous-marin assez proche de la surface.

- **L'Aptien**

D'une grande importance par la nature de ses dépôts, il occupe de vastes surfaces dans la région de l'Ouenza. C'est à ses énormes masses de calcaires récifaux que sont dus en effet les reliefs imposants et isolés qui constituent l'élément le plus caractéristique du paysage de la région.

La série aptienne de la région de l'Ouenza comporte de puissantes formations calcaires, qualifiées de récifales.

Les sédiments du sommet de l'Aptien sont parfaitement visibles à la terminaison périclinale SW du Djebel Ouenza où ils dessinent une auréole de petites collines autour des calcaires récifaux qui constituent l'ossature de la montagne.

La puissance totale de cette série aptienne, au-dessus des calcaires récifaux, est d'environ 150 m.

Une coupe en travers de la grande crête Nord de l'Ouenza, dans la partie centrale du Djebel, où la série est très redressée permet d'observer une succession aptienne presque complète.

La série est composée essentiellement de calcaires gris, compacts, parfois recristallisés, argileux à huîtres et Lamellibranches divers alternant avec des marnes peu apparentes.

- **Le Clansayésien**

Les dépôts du Clansayésien montrent des séries lithologiques monotones, marnes grises par endroits gris verdâtre à quartz détritiques, lesquelles sont intercalées avec des calcaires compactes à Orbitolines, ou bien des calcaires gréseux et des grès. La puissance du Clansayésien atteint 200 m au Djebel Boukhadra, 195 m au Djebel Ouenza.

- **L'Albien**

Les dépôts de l'Albien sont variés et sont à dominante marneuse. L'Albien inférieur est représenté dans tous les affleurements de la région par une série de marnes argileuses jaunes.

L'Albien moyen est représenté par des calcaires noirs à Bélemnites. L'Albien supérieur est représenté par des marnes noires à petits lits de calcaires au niveau du Djebel Boukhadra et est très argileux au niveau du Djebel Ouenza.

- **Le Cénomanién**

Les formations du Cénomanién sont représentées par d'épaisses séries de marnes verdâtres et des marnes intercalées avec de petites barres de calcaires, dans sa partie moyenne. Dans la partie supérieure, les formations deviennent carbonatées. Ces affleurements atteignent une épaisseur de 750 à 1100 m.

- **Le Turonien**

Il affleure aux abords du Djebel Ouenza, à l'Ouest de Djebel Boujaber. Il est d'une épaisseur d'environ 270 m. Ce sont de puissantes formations de calcaire dur et compact, intercalées avec des marnes bleues. Comprend également des marno-calcaires gris et des calcaires noirs.

- **Le Coniacien**

Il est déterminé par sa position entre les calcaires du Turonien, et de petites intercalations de calcaires argileux blancs d'âge Santonien. À l'Ouest de Ouenza, le Coniacien est constitué de marnes gris bleues de 280 m environ.

- **Le Miocène**

Les formations du Miocène affleurent au Nord du Kef M'khiriga, au NW de Djebel Ouasta et de Djebel Ouenza, et à l'extrémité W du Koudiet el Hamra au voisinage du Djebel Boukhadra. Elles sont en contact avec le Trias, et sont représentées par des conglomérats de silex et des fragments de calcaires, de marnes, de grès ferrugineux à ciment carbonaté avec des intercalations marneuses renfermant du gypse. Elles ont une épaisseur d'environ 400 m.

- **Le Plio-Quaternaire**

Les dépôts du Quaternaire sont représentés par des éboulis cimentés par une pâte calcaire riche en gravier aux fins éléments rocheux, de limons et cailloux dans les plaines. L'épaisseur est de 20 à 25 m et peut aller jusqu'à 200 m dans les fossés.

Les flancs du Djebel Ouenza et de la région déprimée du Djebel Boukhadra sont couverts de conglomérats calcaires souvent très épais, formés d'anciens éboulis consolidés. Des alluvions anciennes et récentes s'observent par endroits dans le lit du Mellègue et du Kseub.

		Lithologie	Epaisseur (m)	Description lithologique			
CENOZOIQUE	Quaternaire		⑥ 10-30	Dépôts clastiques d'origine continentale.			
	Néogène	Miocène		⑤ 10-150	Conglomérats à grains variés avec un ciment carbonaté, grès quartzueux et calcaire sableux avec intercalations d'argilites.		
		Eocène		200	Calcaires marneux à silex et intercalations de phosphates par endroits dans le mur.		
	MESOZOIQUE	C R E T A C E E	I N F E R I E U R	Maest		250-300	Calcaires gris clairs, calcaires crayeux et marnes argileuses avec intercalation d'argiles dans la partie supérieure.
				Campan		500-600	Marnes argileuses gris-foncées et des calcaires blancs dans la partie moyenne et supérieure.
				Con-Sant		④ 500-600	Marnes argileuses grises et grises bleuâtres.
				Turo		180-250	Calcaires en bancs, partiellement marneux à teinte noire et gris-foncée.
				Cénomane		③ 900-1000	Marnes gris-verdâtres et grises dans la partie supérieure, avec intercalations de calcaires marneux.
				Vracon		② 500-600	Marnes et marnes-argileuses avec intercalations de calcaires argileux et argilites.
				Albien		480-600	Marnes grises et gris-foncées, noires dans la partie supérieure avec de minces intercalations de calcaires argileux.
Clans					100-200	Marnes grises, gris-jaunes partiellement avec des intercalations de calcaires.	
Aptien					① 300-600	1-Faciès clastique, marnes argileuses avec intercalations de marnes sableuses et grès calcaires. 2-Faciès carbonaté, calcaires organo-détritiques, bioclastes, ooclastes et interclastes.	
Barrém					< 250	Calcaires et dolomies, argilites et argiles dans la partie supérieure (Grès à Mesloulia).	
Jurassique		?	Formations marno-gypsifères bariolées avec peu d'intercalations de grès à grains fins, dolomies et calcaires marno-dolomitique.				
Trias		< 700	Formations marno-gypsifères bariolées avec peu d'intercalations de grès à grains fins, dolomies et calcaires marno-dolomitique.				

Figure 2.3 : Coupe lithostratigraphique des monts du Mellègue [48]

2.4 Type du gisement

Le gisement ferrugineux de l'Ouenza repose sur le flanc nord d'une chaîne de montagnes, qui culmine à 1288 m, il s'étend sur une longueur de 12 Km et une largeur de 5 Km [1].

Le long de la frontière Algéro-tunisienne, un certain nombre de dépôts sont localisés près de diapirs évaporitiques du Trias. Les carbonates de fer (ankérite-sidérite), oxydés partiellement en hématite près de la surface, sont associés généralement à des concentrations de Pb, Zn, Cu, Ba et F. Certains gisements de fer, importants, contiennent de la galène, sphalérite, barytine et fluorine (Ouenza, Boukhadra, Djérissa), alors que certains gisements de Pb-Zn contiennent de faibles concentrations de sidérite (Slata, Bou Jabeur, Mesloula).

Les gisements sidéritiques associés à des roches carbonatées marines sont connus principalement en Europe et en Afrique du Nord où ils se produisent dans des environnements métamorphiques ou sédimentaires (Bilbao en ESPAGNE ; Ouenza en ALGERIE ; Djérissa et Hammeima en TUNISIE).

Les roches les plus réactives aux fluides minéralisateurs sont les dolomies ou les calcaires et les corps minéralisés sont stratiformes, massif ou dans les veines. Les sulfures, la barytine et rarement la fluorine sont associés aux carbonates de fer.

L'origine de ces gisements a été attribuée à des fluides magmatiques hydrothermaux ou à des formations sédimentaires syngénétiques. Récemment, il a été suggéré que ces gisements ont été formés par la circulation en profondeur des formations ou eaux métamorphiques.

Le massif de l'Ouenza est situé dans un bassin en subsidence dans l'avant-pays de l'orogénèse de l'Afrique du Nord. Cet autochtone plié est caractérisé par de nombreux diapirs évaporitiques du Trias, qui sont traversés par des grabens du tertiaire. La séquence sédimentaire est mince (0-50m) sur la crête de la zone élevée et plus épaisse (5000m dans le crétacé) vers les zones périphériques relativement éloignées. Il est composé principalement de calcaire, de marnes et de grès.

À Ouenza, la séquence du Crétacé est plissée en un anticlinal orienté NE-SW. Le cœur (noyau) de ce pli est occupé par des formations triasiques (diapirisme), qui a pénétré la couverture sédimentaire du Crétacé au cours des étapes intermédiaires et tardives de l'évolution du bassin [24].

2.5 Morphologie et structure du gisement

Le gisement de l'Ouenza se situe dans le Djebel Ouenza qui est un grand anticlinal de direction SW-NE. Si l'on s'éloigne de la partie périnclinale SW qui se présente d'une manière spectaculaire pour aller vers le NE on verrait la masse énorme des calcaires récifaux de l'aptien qui forme l'ossature de la montagne [48].

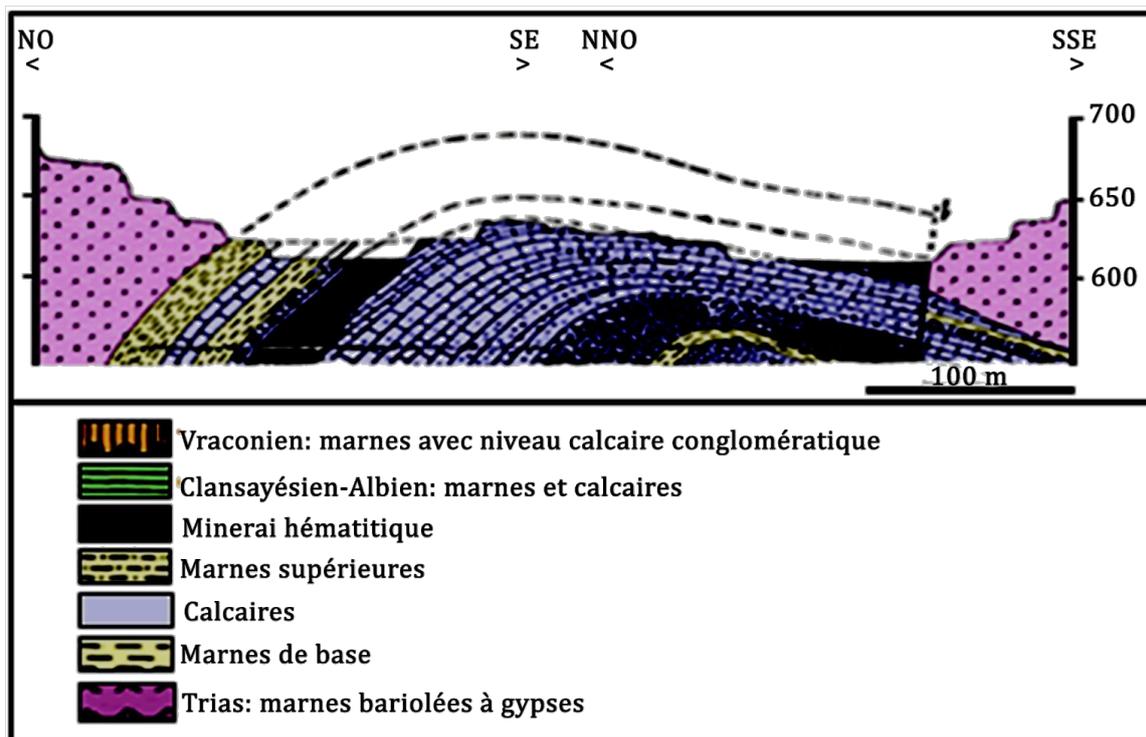


Figure 2.4 : Coupe dans la structure anticlinale du gisement de l'Ouenza [48]

Une grande faille longitudinale qui coupe le récif aptien dans une zone où il devait avoir tendance à s'amincir abaisse les terrains situés au SE du Djebel. Celle-ci se prolonge vers le NE en passant au pied du pic de l'Ouenza, et après avoir été éjecté par de petits accidents secondaires logent au Nord des parties minéralisées de la mine entre 06 Mai et Hallatif.

Deux lames triasiques viennent s'injecter dans les marnes de l'albien au Nord et au Sud du Djebel. La lame Sud a fait remonter des lambeaux d'aptiens minéralisés (Quartier Zerga).

La présente structure du massif est due aux effets de la poussée diapirique du Trias.

Chapitre 2. Géologie du gisement de fer de l'Ouenza

Le diapir de l'Ouenza se compose de trois parties : une zone axiale où les formations triasiques sont enracinées et deux épaulements latéraux où elles sont extravasées. L'épanchement du trias a induit l'ébauche du double renversement des séries Albo-Aptiennes, tel qu'on peut l'observer aujourd'hui. Probablement avant le Vraconien. Le dispositif ainsi esquissé a été par la suite exagéré par les compressions néogènes [25].

Le gisement est divisé en sept (07) quartiers principaux dont Chagoura Sud-PIC, Chagoura Nord, Sainte Barbe (Ilot), Conglomérats, Hallatif, Douamis et Zerga (figure 2.5).

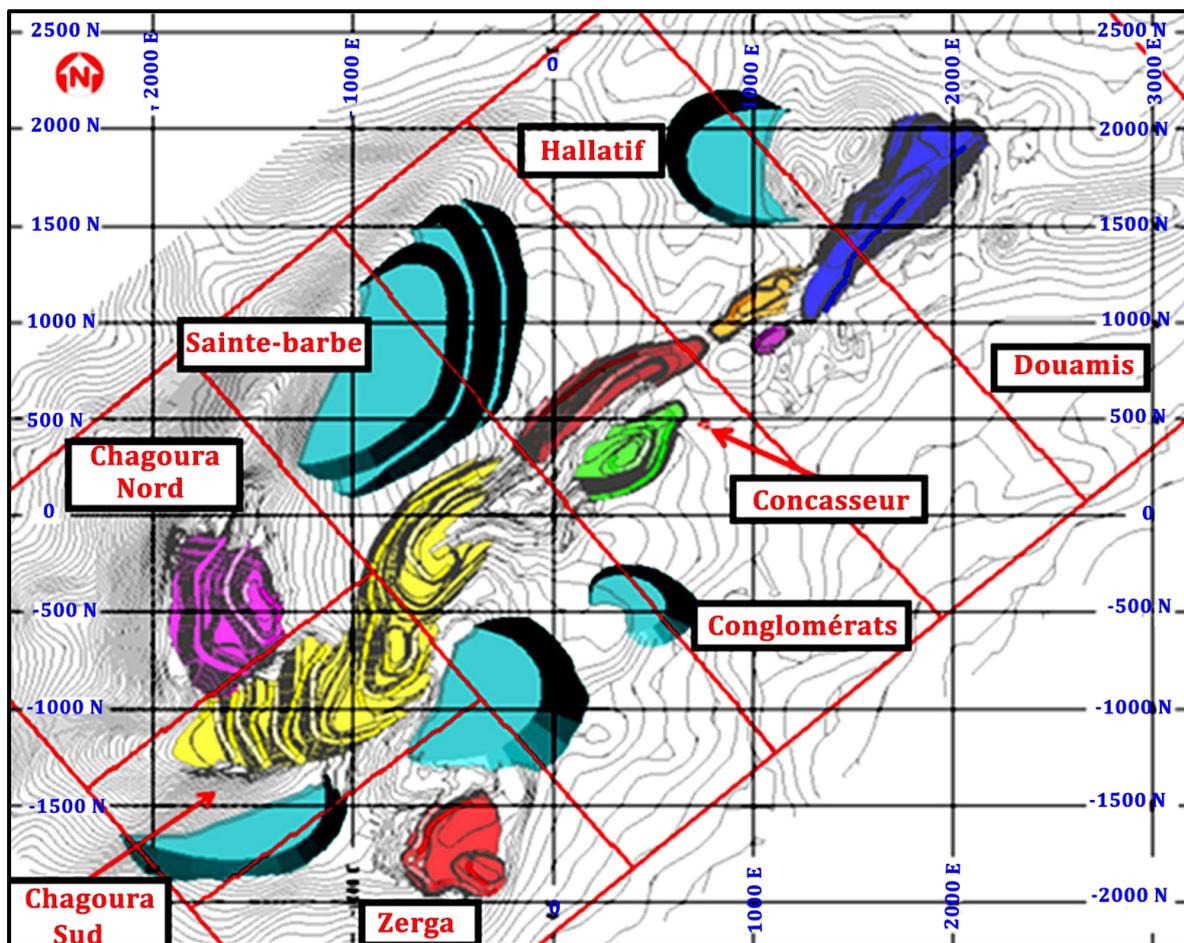


Figure 2.5 : Quartiers d'exploitation du gisement de l'Ouenza [5]

2.6 Tectonique

Le Djebel Ouenza présente une structure en horst anticlinal d'axe Sud-Ouest-Nord Est interrompue au Nord par l'effondrement des BENI-BARBAR-OULED SOUKIES ; les irrégularités structurales du massif sont engendrées par l'effet de la rigidité des calcaires aptiens et leur opposition à l'accident de MRAH EL MAÏZ ou bien au phénomène du diapirisme.

La structure est affectée par deux systèmes de failles, le premier système est représenté par des failles principales parallèles à l'axe de la structure.

La faille I (faille du PIC) et la faille II qui passe entre CHAGOURA SUD et 6 MAI.

Le deuxième système de failles est représenté par des failles secondaires perpendiculaires aux failles du premier système.

Notons que ces failles jouent un rôle prépondérant dans la minéralisation ferrifère de l'Ouenza.

2.7 Minéralisation

La mine de l'Ouenza renferme d'énormes quantités d'un minerai de fer non phosphoreux, très riche et très pur, d'une teneur moyenne de 53%.

Les phénomènes de métasomatose ont donné naissance à de grandes masses d'hématite rouge. Le minerai affleure sur des longueurs atteignant parfois 250 mètres et des hauteurs de 45 mètres, réalisant les conditions types pour une exploitation à ciel ouvert. La teneur moyenne de l'hématite est de 45 à 60 % de fer. Elle contient entre autre 2 % de manganèse, 0,005 % de phosphore, 0,03 % de soufre, 0,02 à 0,03 % de silice et 1,50 % de magnésie.

Le minerai de fer caractérisant le gisement ferrugineux de la mine de l'Ouenza, se présente sous forme d'amas plus ou moins irréguliers au sein des calcaires récifaux de l'aptien. Les assises calcaires ont été le siège de phénomènes de substitution favorisés par la fracturation (cassures, fissures) et ont donné naissance à de puissantes zones minéralisées. Les filons de fer résultent de la transformation du carbonate de chaux en carbonate de fer au contact des solutions de sels ferreux qui ont imprégnées les bancs calcaires [48].

La morphologie des corps minéralisés est relativement complexe. La majorité des corps disposés près de la surface se présentent en général uniformément et se ramifient vers la profondeur en plusieurs apophyses de dimensions variables.

Le gisement de fer de l'Ouenza se présente sous forme d'amas, plus ou moins irréguliers au sein des calcaires récifaux de l'aptien dont ils ont partiellement pris la place.

Les masses de minerai les plus importantes sont développées particulièrement au voisinage des grandes failles de direction NW qui jouent le rôle de structure nourricière. Au-delà de ces accidents majeurs, sur plus ou moins de grandes distances, les calcaires sont affectés par le processus de métasomatose importante.

La minéralisation ferrifère du gisement de l'Ouenza est caractérisée par la présence d'Hématite-Limonite ou Goethite (minerai secondaire) résultant de l'oxydation du minerai primaire qui est la sidérose, située sous le niveau hydrostatique.

La cote du niveau hydrostatique varie légèrement d'un quartier à l'autre. Elle se situe aux environs de 550 mètres (100 m sous la surface).

La sidérose est particulièrement développée dans les quartiers Conglomérat et Hallatif. Elle affleure aussi au niveau des quartiers Sainte barbe, Chagoura Sud et Zerga mais d'une manière sporadique.

Certaines substances accessoires, comme le cuivre gris en veines, la fluorine, la barytine ou la dolomie (plus ou moins ferrifère), accompagnant le minerai de fer sont à signaler dans les quartiers de Douamis, Hallatif et Zerga.

La barytine et la fluorine s'observent en particulier au niveau ou au voisinage des failles.

Le minerai exploité, noir ou rougeâtre, finement poreux parfois pulvérulent, se présente aussi sous forme de concrétions ou bien de géode. Il est remarquable par l'abondance de petits rhomboèdres épigénisés et par les formes cristallines du sulfure de fer. Manifestement à l'état d'hématite, il est assez chargé en oxydes de manganèse et comporte naturellement certaines impuretés (fines aiguilles de quartz, calcite, ...). À l'œil nu, le minerai est compact dans la plupart des cas et il est exceptionnel d'y rencontrer des formes cristallines nettes (Sidérose).

Selon Dubourdiou, la minéralisation n'a pu se faire qu'à la suite des premiers bouleversements tectoniques (Nummulitique) et qu'elle est, d'autre part antérieure au chevauchement récent de l'Ouenza [48].

2.7.1 Age de mise en place des minéralisations

Selon Bouzenoune (1993), sur l'ensemble du massif de l'Ouenza, toutes les minéralisations présentent un caractère épigénétique. Ainsi dans le cas du minerai ferrifère, si à l'échelle décamétrique, les corps minéralisés présentent une morphologie stratiforme, au contraire à l'échelle métrique le minerai est discordant sur son encaissant le calcaire et renferme souvent des reliques calcaires qui témoignent de son installation par substitution.

L'examen des relations des corps minéralisés avec les déformations, montre que les corps stratiformes sont déversés avec les couches Aptien vers l'extérieur de la structure, notamment à Hallatif et sainte Barbe où des lambeaux de minerai subsistent encore sur la charnière de l'antiforme. Les fractures NE-SW minéralisées en Pb, Zn, Cu, Ba, F recoupent nettement cette structure antiforme minéralisée en Fer.

2.7.2 Constituants minéralogiques et chimiques du minerai oxydé

2.7.2.1 Constituants minéralogiques

Le minerai exploité est constitué principalement par les produits d'oxydation des carbonates de fer, maintenant restreints à la zone située sous le niveau hydrostatique. Il s'agit essentiellement d'hématite, Goethite et d'autres ocres limonitiques.

L'hématite (Fe_2O_3) est le constituant majeur du minerai oxydé, elle se présente sous plusieurs formes [39] :

- Pulvérulente de couleur bleue, noire rougeâtre, il s'agit du minerai riche
- En masse ternes sans cristaux apparents correspondant à un minerai pauvre
- En minerai dur et homogène laissant souvent apparaître une trame rhomboédrique héritée du minerai carbonaté.

La goethite forme des encroûtements à surface mamelonnée, brillante, et montre aussi des structures stalactiformes.

Les ocres limonitiques correspondent à des argiles imprégnées de limonites presque toujours associées à la goethite en encroûtement dans les zones béchiques et de fractures [26].

2.7.2.2 Caractéristiques chimiques et économiques du minerai

Les principales sources de minerai de fer pour la sidérurgie nationale sont les deux mines de l'Ouenza et Boukhadra, ces deux sources approvisionnent le complexe d'El Hadjar en minerai de fer avec une teneur de 45% en Fe.

Les différentes carrières de la mine de l'Ouenza fournissent en effet du minerai de composition hétérogène. En plus de cette disparité qualitative du minerai, ces différents gîtes se distinguent aussi par la qualité des réserves de minerai qu'ils renferment. Sur la base de la teneur en fer, ces réserves ont été regroupées en trois catégories (FERPHOS 1991) [26] :

- Minerai moyennement riche, dont la teneur en fer est supérieure à 45%.
- Minerai pauvre, dont la teneur en fer est comprise entre 40 et 45%.
- Minerai très pauvre, dont la teneur en fer est inférieure 40%.

L'oxydation du minerai primaire a en effet permis de passer d'une teneur moyenne de 40% dans le minerai sidéritique, à une teneur de 50% dans le minerai hématitique. En facilitant la percolation des eaux météoriques, la fracturation a dû jouer un rôle important dans cet enrichissement. Mais l'observation sur le terrain montre cependant quelques exceptions. En effet, à proximité des accidents majeurs (faille du pic, décrochement Chagoura-sainte barbe), les oxydés présents dans les calcaires Aptiens constituent souvent un minerai non marchand.

L'altération représente un phénomène indispensable pour l'exploitation des gisements de sidérite en série carbonatée, parce qu'elle détermine une coupure naturelle entre un minerai pauvre et un minerai riche, souvent seul exploitable. Cependant, l'altération n'est vraisemblablement pas seule responsable des disparités des teneurs en fer du minerai au sein du gisement. La composition minéralogique originelle joue également un rôle fondamental.

Le minerai carbonaté de l'Ouenza n'est pas homogène. Il est en effet constitué principalement par deux phases carbonatées : la sidérite et l'Ankérite dont les teneurs en fer moyennes sont respectivement de 42% et 19% [26].

Les proportions relatives des deux carbonates sont très variables. C'est cette inégalité dans la proportion des deux phases minérales, qui s'est traduite dans le minerai oxydé [23].

Chapitre 2. Géologie du gisement de fer de l'Ouenza

Le minerai oxydé pauvre en fer résulterait alors de l'oxydation d'un minerai carbonaté à forte teneur en ankérite, tandis que le minerai riche serait issu de l'oxydation d'un minerai à forte teneur en sidérite.

La composition chimique du minerai de fer de la mine de l'Ouenza est donnée dans le tableau suivant :

Tableau2.1 : Composition chimique moyenne du minerai de fer de l'Ouenza [48]

Eléments	Fe	SiO ₂	CaO	Mgo	Al ₂ O ₃	BaSO ₄	S	Mn	Cu	P
Teneur %	49,8	4	7,10	2	2,25	trace	0,04	1,98	trace	0,02

2.8 Etat des réserves

Les réserves globales géologiques et exploitables du gisement de l'Ouenza par quartiers sont données en détail dans les tableaux ci-dessous :

2.8.1 Réserves géologiques

Tableau2.2 : Etat des réserves géologiques au31 décembre 2017 [48]

Quartiers	Quantité (t)	Fer %
Chagoura-Pic-Sud	19727902	49,9
Chagoura Nord	20674888	48,9
Sainte barbe	12871168	47,8
Conglomérats	6011290	47,4
Hallatif	4931028	51
Douamis	11327458	53
Zerga	3196457	42,7
Total	78740291	49,3

2.8.2 Réserves exploitables

Tableau2.3 : Etat des réserves exploitables au31 décembre 2017 [48]

Quartiers	Quantité (t)	Fer %	Stérile (t)	T.D
Chagoura-Pic-Sud	6637049	53,5	26482796	4.0
Chagoura Nord	3353991	48,1	7989012.5	2.4
Sainte barbe	10122732	49,7	21873068	2.2
Conglomérats	4650653	48,4	19298388	4.1
Hallatif	376686	46,6	1779731	4.7
Douamis	8425289	53,9	42070918	5.0
Zerga	2350266	42,7	2862127	1.2
Total	35916666	50,6	122356041	3.4

Parmi les quartiers de la mine de l'Ouenza, notre étude se base sur le quartier chagoura nord.

2.9 Géologie du Quartier Chagoura Nord

2.9.1 Aperçu géologique

Le Djebel Ouenza dans son ensemble présente une structure simple en forme de pli anticlinal d'axe SW-NE, interrompu au nord par l'effondrement des Beni Barbar-Ouled Soukiès.

Les irrégularités structurales du massif sont engendrées par l'effet de la rigidité des calcaires aptiens et leur opposition à l'accident de M'rah el Maïz ou bien au phénomène du diapirisme.

Au nord du Pic de l'Ouenza, les affleurements aptiens forment une sorte de fer à cheval ouvert au NE :

- La branche occidentale (Damous el Hammam – Koura Ouenza) ;
- La partie recourbée est représentée par les calcaires récifaux des environs du Pic et de Chagoura ;
- La branche Est s'étend de Sainte Barbe au Koudiet Snouber.

Le massif calcaire de Chagoura est compris entre 800 et 1100m d'altitude et s'étend sur 750m en longueur vers le NE du Pic Ouenza.

Ce massif est caractérisé par une importante accumulation de calcaires récifaux d'âge Aptien, qui se rattachent localement à la masse rocheuse du Pic de l'Ouenza. Au nord du Pic, existe une importante intercalation de marnes au sein des calcaires de Chagoura [48].

Les parties centrales des structures sont composées par des calcaires massifs ou en banc (aptien) qui constitue les cœurs rigides de ces structures. Quant aux flancs de la structure, ils sont représentés par les formations terrigènes, carbonatées, en pente douce, qui se rapportent à l'Aptien, l'Albien, Vraconien ou au Cénomanién.

Les calcaires récifaux encaissant la minéralisation sont durs, massifs, de couleur gris-mauve, avec de nombreux débris de fossiles (Rudistes, bivalves, branchiopodes, etc...).

Les formations triasiques, représentées par des argiles marneuses, des gypses et des sels qui reposent en discordance sur les terrains du crétaé (Diapirisme). La tectonique qui affecte les gisements est mal connue, son rôle dans la localisation des corps minéralisés reste à éclaircir [48].

2.9.2 Tectonique

Sans entrer dans les détails l'ensemble constitue des formations quasi verticales d'éjectées transversalement par quelques failles. Ces failles sont normalement à pendage inverses traduisant dans cette zone l'influence des poussées Nord régionales.

Normalement accompagnées de failles satellites, ce sont des zones failleuses amenant des bouleversements à leur voisinage, bouleversements amplifiés par les réactions des terrains rigides et plastiques [48].

2.9.3 Minéralisation

Les corps minéralisés les plus importants sont situés dans les calcaires récifaux de l'aptien et sont associés aux plis anticlinaux de deuxième ordre, orientés NE : Douamis, Chagoura Sud et Koura Ouenza-Chagoura Nord.

En coupe transversale, la forme des plis est irrégulière. En général, symétrique au pendage des roches sur les flancs (30° - 60°) ; dans les parties supérieures des structures, les pendages sont raides (65° - 80° : cas Chagoura Nord).

D'après les coupes verticales et horizontales élaborées par la DED, le corps le plus important se présente sous forme d'un corps tubulaire de 650m de longueur, 150m de largeur et 300m de profondeur (aval pendage), avec des ramifications diverses de part et d'autre du corps.

Dans l'ensemble, les autres corps miniers représentent des morphologies assez complexes, soit en nids, en lentilles ou en amas. Leurs dimensions par rapport au corps précédent sont très restreintes. Parfois au sein des corps minéralisés, apparaissent des grottes ou vides (karsts) de différentes tailles.

La teneur moyenne en fer pour l'ensemble des corps minéralisés est pratiquement identique, soit en moyenne 48%. Quant à la teneur en silice, elle est pratiquement constante dans tous les corps, elle varie de 5 à 6% en moyenne. [48]

2.9.4 Réserves

En général, le quartier Chagoura Nord a été prospecté par des sondages verticaux suivant une maille de 50x50m et par des travaux miniers (galeries et recoupes) exécutés sur six niveaux (733, 785, 845, 905, 965, 1085) différents à partir desquels ont été forés des sondages de diverses orientations pour la délimitation des corps minéralisés.

Les réserves de tous les corps ayant été prospectés suivant une maille de 50x25m sont classées dans la catégorie B. Les blocs de réserves prospectés par une maille plus large 50X50m, sont arrangés dans la catégorie C1.

Quant aux corps délimités par des sondages uniques où l'information géologique est insuffisante et les parties extrapolées de C1, sont classées dans la catégorie C2.

Le calcul des teneurs moyennes par corps et par catégories a été fait, comme pour les autres quartiers, par la méthode de la moyenne pondérée. Une pondération par rapport à la longueur de l'intervalle minéralisé, puis par rapport à la surface limitée par

Chapitre 2. Géologie du gisement de fer de l'Ouenza

les sondages sur les coupes. En fin par rapport au volume inclus entre deux coupes voisines.

Pour les exigences d'élaboration de la projection de la carrière, le gisement a été découpé suivant des niveaux d'exploitation équidistants de 15m. À cet effet, 27 coupes horizontales ont été élaborées à partir desquelles ont été calculées les réserves correspondant à chaque corps minier et à chaque niveau. [48]

Les ressources minérales situées à l'intérieur de l'enveloppe de la fosse finale sont considérées comme prospect raisonnable d'extraction économique et de ce fait elles sont reportées comme étant des « Réserves Exploitables ». Les ressources minérales situées à l'intérieur et en dehors de l'enveloppe de la fosse finale sont reportées comme étant des « Réserves Géologiques ».

Les réserves globales sont scindées alors en deux types : les réserves géologiques et les réserves exploitables. Les réserves géologiques calculées sont comprises entre le niveau 733 et la surface topographique. [48]

Les réserves globales arrêtées au 31 Décembre 2017 sont présentées dans le tableau suivant :

Tableu2.4 : Les réserves globales du quartier chagoura Nord arrêtées au 31 Décembre 2017 [48]

Réserves	Quantité (t)	Teneur en fer (%)
Réserves Géologiques	20674888	48.9
Réserves exploitables	10122732	49.7

2.10 Synthèse

Le massif rocheux du gisement de l'Ouenza est fortement fracturé et encaissé dans les calcaires aptiens, il présente une structure anticlinale orienté direction de SW-NE.

Les formations rencontrées ne diffèrent pas de la stratigraphie régionale. Elles sont représentées par le Trias, les formations Aptiennes (Alternance de marnes et de calcaires à miliolites et rudistes), surmontés par des calcaires bioclastiques. Les plus anciennes sont exposées en surface, marnes bariolées à gypse, blocs de dolomies plus ou moins stratifiées, calcaires, cargneules, grès et rarement des ophites.

La structure de gisement de l'Ouenza est affectée par deux systèmes de failles, le premier système est représenté par des failles principales parallèles à l'axe de la structure, Le deuxième est représenté par des failles secondaires perpendiculaires aux failles du premier système.

La minéralisation du gisement se présente sous forme de filons couches substructure ou la confusion de leurs sommets leur donne un aspect de champignons à plusieurs pieds, les minerais sont constitués essentiellement d'hématite qui résulte de l'oxydation des amas de sidérose et de pyrite (carbonates situés sous le niveau hydrostatique). Le minerai pauvre oxydé du gisement de l'Ouenza résulte de l'oxydation d'un minerai carbonaté à forte teneur en ankérite, tandis que le minerai riche oxydé est issu de l'oxydation d'un minerai à forte teneur en sidérite.

Le gisement de fer de l'Ouenza présente une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, cette variabilité des teneurs en fer nécessite une étude géostatistique détaillée dans le but de mettre devant l'exploitant des données bien apurées pour un choix rationnel d'une méthode d'exploitation de ce type de gisement.

Chapitre 3

Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

-
- 1- Notion de la géostatistique
 - 2- Théorie des variables régionalisées
 - 3- Variogramme
 - 4- Isotropie et anisotropie
 - 5- Krigeage
 - 6- Modélisation et estimation des réserves du gisement de fer de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) à l'aide du logiciel Surpac
 - 7- Synthèse
-

Introduction

Un projet minier de taille industrielle ne se matérialise pas soudain par le démarrage d'une exploitation, celle-ci n'étant que l'aboutissement d'une série d'étapes préalables destinées à démontrer l'existence d'une minéralisation exploitable dans des conditions économiquement, environnementalement et socialement satisfaisantes (étude de faisabilité du gisement) [33].

Au stade de l'étude de faisabilité d'un gisement, il faut prévoir les réserves récupérables, c'est-à-dire les quantités de minerai et de métal contenus dans des blocs dont la teneur est supérieure à un seuil économique. Si les dimensions de la maille d'échantillonnage sont comparables à celles des blocs, les teneurs peuvent être estimées avec une précision raisonnable. Mais si les blocs sont beaucoup plus petits que la maille de sondage, comme c'est souvent le cas au stade de l'étude de faisabilité, il peut être erroné de réaliser la sélection sur les blocs estimés, car ces estimations ne sont pas assez précises. Il faut alors mettre en œuvre les techniques de la géostatistique [8].

Dans ce chapitre nous allons présenter les principes de mise en œuvre d'une analyse géostatistique pour l'utiliser dans le cadre de la modélisation et l'estimation des réserves du minerai de fer qui existent actuellement dans le gisement de fer de l'Ouenza à l'aide du logiciel surpac.

3.1 Notion de la géostatistique

La géostatistique est un ensemble de méthodes conçues pour étudier une ou plusieurs variables réparties dans l'espace. Lors de sa conception dans les années 1960, son objectif initial était de procéder à des évaluations de gisements miniers à partir de petites quantités d'informations, telles que des trous de forage [101].

La géostatistique est une application de la théorie des fonctions aléatoires à des données localisées dans un espace géographique [68,110].

La géostatistique utilise la technique de la variographie, c'est-à-dire le calcul du variogramme ou du semi-variogramme, pour mesurer la variabilité spatiale et la dépendance d'une variable régionalisée. La variographie fournit les paramètres d'entrée pour l'interpolation spatiale du krigeage [40].

3.1.1 Bref historique et application

Les débuts de la géostatistique sont d'inspiration exclusivement minière. C'est pour pallier les insuffisances des statistiques classiques constatées dans l'étude des gisements très disséminés, que sont élaborées au début des années 50 des méthodes d'estimation nouvelles. Le néologisme "krigeage", en hommage à D.G krige et ses travaux sur les minerai d'or d'Afrique du sud. Reste pour rappeler cette rencontre entre une technique mathématique de régression et les problèmes très concrets d'exploitation des mines d'or. Mais déjà, les applications s'étendent à d'autres minéraux : fer, cuivre, nickel, uranium...etc [30].

En 1963, le français Matheron a formalisé l'approche en utilisant les corrélations entre les forages pour en estimer la répartition spatiale C'est lui qui a baptisé la méthode "krigeage". Il a également été le premier à employer le terme géostatistiques pour désigner la modélisation statistique de données spatiales. Le variogramme est l'outil de base de cette modélisation [107].

La géostatistique est principalement appliquée dans les domaines variés, comme l'évaluation de ressources naturelles (minières, pétrolières, etc.), la pollution, l'agronomie, la topographie, la météorologie, la géophysique...etc [51].

3.1.2 Buts de la géostatistique

En géostatistique minière, comme au fond en n'importe quelle discipline scientifique à caractère appliqué, on poursuit un double objectif [62] :

- D'une part, on cherche à synthétiser l'information disponible, à dégager les grands traits structuraux du phénomène auquel on s'intéresse (ici un gisement minier) et à s'en faire une représentation conceptuelle (un modèle) aussi clair que possible ;
- D'autre part, on cherche à résoudre efficacement des problèmes de caractère très pratique, concernant par exemple l'estimation de telle ou telle caractéristique du gisement à partir d'un échantillonnage fragmentaire.

3.1.3 Modélisation géostatistique intégrée

Un processus de modélisation géostatistique intégré doit permettre une interaction étroite entre le géologue, l'ordinateur et les procédures d'estimation

mathématique, de manière à ce que le géologue conserve le contrôle et ait confiance dans les résultats finaux. Avec une base de données d'exploration comprenant des informations géologiques.

Le processus de modélisation géostatistique intégré comprend les opérations suivantes [55] :

- Valeurs de composition d'échantillons (Base de données) ;
- Modélisation statistique ;
- Modélisation de semivariogramme ;
- Krigeage des blocs ;
- Relations entre tonnage-teneur.

3.2 Théorie des variables régionalisées

Une variable est dite régionalisée lorsque les valeurs qu'elle prend dépendent de sa position dans l'espace ; de plus, il est courant d'admettre une dépendance existant entre deux sondages proches déterminant des corrélations entre les valeurs mesurées dans certaines zones. Ceci indique l'existence d'une structure à l'intérieur de l'aire explorée. [80]

Une variable régionalisée ne prend pas ses valeurs n'importe où, mais dans un domaine bien défini de l'espace, que l'on appelle son champ géométrique. Pour une teneur, par exemple, le champ géométrique V sera la formation minéralisée elle-même, ou éventuellement une portion de celle-ci [85].

Une variable régionalisée possède deux caractéristiques apparemment contradictoires [71] :

- Un aspect local, aléatoire, erratique qui rappelle la notion de variable aléatoire ;
- Un aspect structuré générale (global) qui nécessite une certaine représentation fonctionnelle.

La figure 3.1 illustre cette situation : alors qu'à une échelle très locale, la régionalisation paraît très erratique, on distingue, à une échelle plus grande, des zones de fortes valeurs et de forte variabilité, et des zones plus calmes et de valeurs moindres [51].

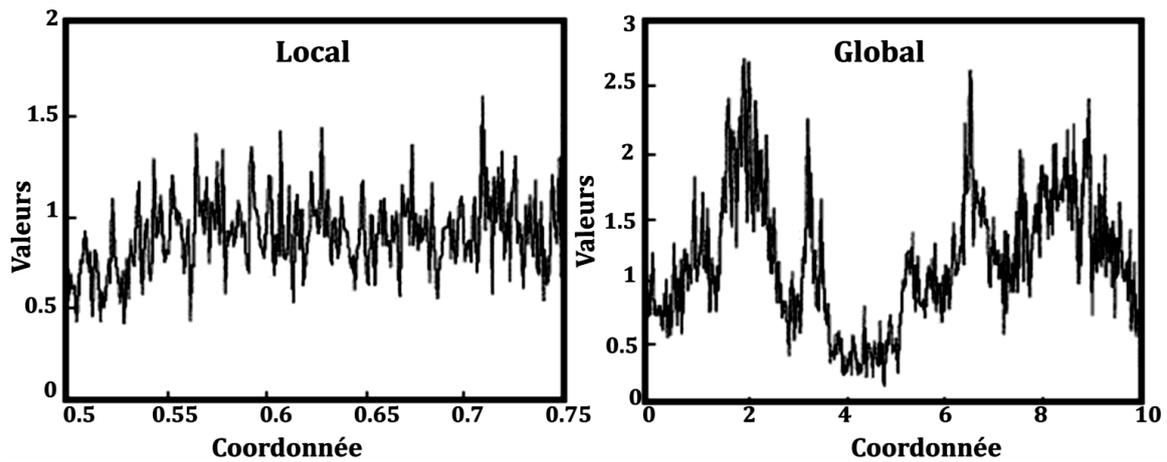


Figure 3.1 : Aspect local et global d'une variable régionalisée définie dans R [51].

La valeur observée à chaque point de donnée x est considérée comme la réalisation $Z(x)$ d'une variable aléatoire $Z(x)$. Sa moyenne au point x est notée $m(x)$. Aux points où aucune mesure n'a été réalisée, les valeurs $Z(x)$ sont bien définies, même si elles sont inconnues. On peut également les concevoir comme étant les résultats (ou réalisations) des variables aléatoires correspondantes $Z(x)$. En termes mathématiques, la famille de toutes ces variables aléatoires est une fonction aléatoire (ou processus stochastique, champ aléatoire). [8]

Une fonction aléatoire est caractérisée par sa loi spatiale, c'est-à-dire par l'ensemble des lois simultanées de tout jeu de variables $Z(x_1), Z(x_2), \dots, Z(x_k)$, pour tout k , et pour tout point x_1, x_2, \dots, x_k [8].

3.2.1 Notion des moments

En géostatistique linéaire, on n'utilise que les deux premiers moments de la fonction aléatoire, car ils fournissent une description élémentaire de la loi spatiale et sont suffisants pour résoudre la plupart des problèmes rencontrés en pratique ; nous verrons ultérieurement comment réaliser leur inférence à partir des données expérimentales. [51]

3.2.1.1 Moment du premier ordre

La moyenne de la fonction $Z(x)$ est constante qui est indépendant de x ; [8]

$$E(Z(x)) = m(x) = m \quad (3.1)$$

3.2.1.2 Moment du second ordre

La fonction de covariance entre deux points (x) et $(x + h)$ est indépendante du point (x) . Elle ne dépend que du vecteur h [8] :

$$E [Z(x) Z(x+h)] - m^2 = C(h) \quad (3.2)$$

3.2.2 Hypothèse stationnaire

La stationnarité est une propriété définie sans ambiguïté : c'est l'invariance par translation de la loi spatiale du processus. Autrement exprimé, cela signifie que la loi d'un multiplet quelconque de points (de dimensions et orientation fixées) ne dépend pas de l'implantation de ce multiplet [31].

Une variable est considérée stationnaire si sa distribution est invariante sous translations. La stationnarité stricte exige que tous les moments de la distribution restent invariants sous les translations [3].

D'un point de vue pratique, les phénomènes géologiques peuvent être considérés comme stationnaires si seuls les deux premiers moments, moyenne (1) et covariance (2), sont constants. On parle alors de «stationnarité de second ordre» et de «stationnarité faible» [3,37, 7, 38].

Pour les processus stationnaires de second ordre, la fonction de covariance et le variogramme sont équivalents [93] :

$$\gamma(h) = C(0) - C(h) \quad (3.3)$$

3.2.3 Hypothèse intrinsèque

Sous l'hypothèse intrinsèque, on suppose seulement que les accroissements de la fonction sont stationnaires d'ordre 2 : c'est-à-dire que la moyenne et la variance des accroissements $Z(x+h) - Z(x)$ existent et sont indépendantes du point x :

$$E [Z(x+h) - Z(x)] = 0 \quad (3.4)$$

$$\text{Var} [Z(x+h) - Z(x)] = 2\gamma(h)$$

La fonction $\gamma(h)$ est appelée demi-variogramme (ou variogramme en abrégé). C'est l'outil de base pour l'interprétation structurale du phénomène et pour l'estimation [8].

3.3 Variogramme

Le variogramme est l'outil de base de la géostatistique. Il est décrit la continuité spatiale de la variable régionalisée et détermine l'importance des variations aléatoires[19].

3.3.1 Le variogramme théorique

Un variogramme s'exprime comme suit :

$$2 \gamma(h) = E \{ [Z(x_i) - Z(x_{i+h})]^2 \} \quad (3.5)$$

À partir duquel le semi-variogramme est donné par :

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E \{ [Z(x_i) - Z(x_{i+h})]^2 \} \quad (3.6)$$

Où : $Z(x_i)$ est la valeur d'une variable régionalisée à l'emplacement x_i et $Z(x_{i+h})$ est une seconde valeur à une distance h de la première [105].

Semivariogramme a été utilisée comme base pour l'étude de la structure de la distribution spatiale des propriétés du sol. Basé sur la théorie des variables régionalisées et des hypothèses intrinsèques [16].

La figure3.2 illustre les trois paramètres fondamentaux d'un variogramme (effet de pépite, portée et palier). Ces paramètres sont brièvement décrits ci-dessous.

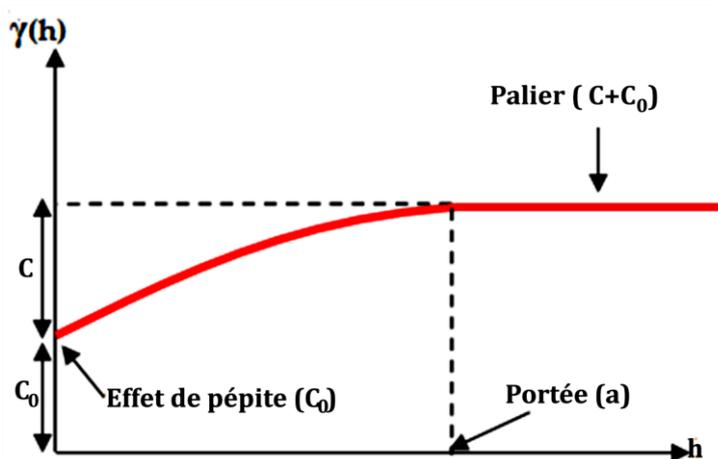


Figure3.2 : Allure générale d'un variogramme [45]

3.3.1.1 Paramètres de variogramme

Les paramètres caractéristiques d'un variogramme sont :

- **Portée (a)** : la portée correspond à la notion physique de zone d'influence des échantillons : pour les distances $h < a$ les échantillons sont corrélés ; pour $h \geq a$ les échantillons ne le sont plus.

Cette corrélation peut s'exprimer également en terme de variance d'estimation ; la définition 2 $\gamma(h)$ peut s'interpréter comme la variance d'estimation de $Z(x)$ par $Z(x+h)$: plus les échantillons sont proches, meilleure est l'estimation ; quand h augmente, l'estimation se dégrade, la variance $\gamma(h)$ augmente ; quand $h > a$, les échantillons ne sont plus corrélés, et cette variance d'estimation est maximale [45].

- **Palier ($C_0 + C$)** : La valeur maximale que le semi-variogramme atteint à la "portée" est appelée "palier". L'hypothèse de stationnarité implique que le "palier" est généralement égal à la variance de l'ensemble de données de l'échantillon [91].
- **Effet de pépité (C_0)** : lorsqu'aux petites distances pour h décroissant vers 0, $\gamma(h)$ tend vers une valeur C_0 non nulle, il y a une discontinuité apparente à l'origine, appelée (effet de pépité). Cette discontinuité peut avoir deux causes :
 - Existence de microstructures, inaccessibles à l'échelle des observations.
 - Existence d'erreurs de mesures (erreurs d'analyse et d'échantillonnage).

Le cas extrême est l'effet de pépité pur : pour tout h , $\gamma(h) = C_0$ avec par définition $\gamma(0) = 0$. Il caractérise alors une absence totale de corrélation entre échantillons [45].

3.3.2 Le variogramme expérimental

Le variogramme expérimental peut être calculé à l'aide de la formule suivante [7] :

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_i^{N(h)} [Z(x_i) - Z(x_i + h)]^2 \quad (3.7)$$

Où $N(h)$: nombre de paires dont les points sont séparés d'une distance h .

Donc à partir des données disponibles, l'estimateur $\gamma(h)$ du variogramme est alors égal à la moyenne mathématique des écarts quadratiques entre deux mesures expérimentales $[Z(x_i), Z(x_i + h)]$, localisées en deux points distants de h [19].

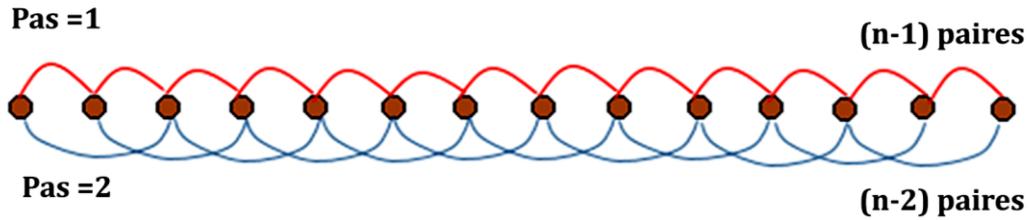


Figure 3.3 : Schéma de calcul du variogramme expérimental [105]

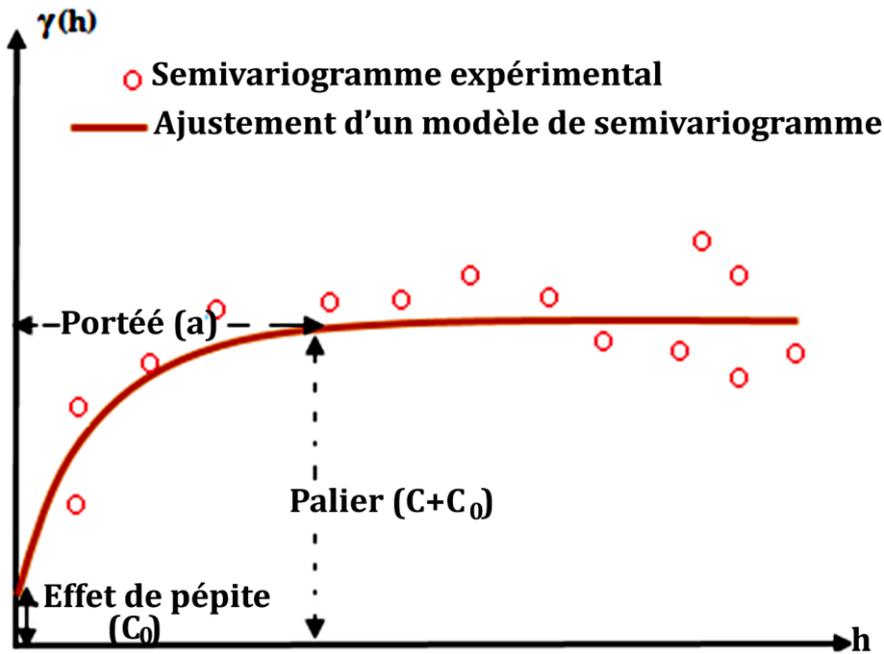


Figure 3.4 : Schéma d'un semivariogramme expérimental [112]

On peut aussi calculer le variogramme selon certaines directions à l'aide d'une expression suivante :

$$\gamma_e(h, \theta) = \frac{1}{2N(h, \theta)} \sum_{i=1}^{N(h, \theta)} [Z(x_i) - Z(x_i + h)]^2 \quad (3.8)$$

Où :

$N(h, \theta)$: nombre de paires de points séparés d'une distance h dans la direction θ .

$\gamma_e(h, \theta)$: est la valeur du variogramme calculée pour une distance h entre les points dans la direction θ [63].

Le variogramme expérimental directionnel est un outil utile pour explorer le degré d'anisotropie des données [76].

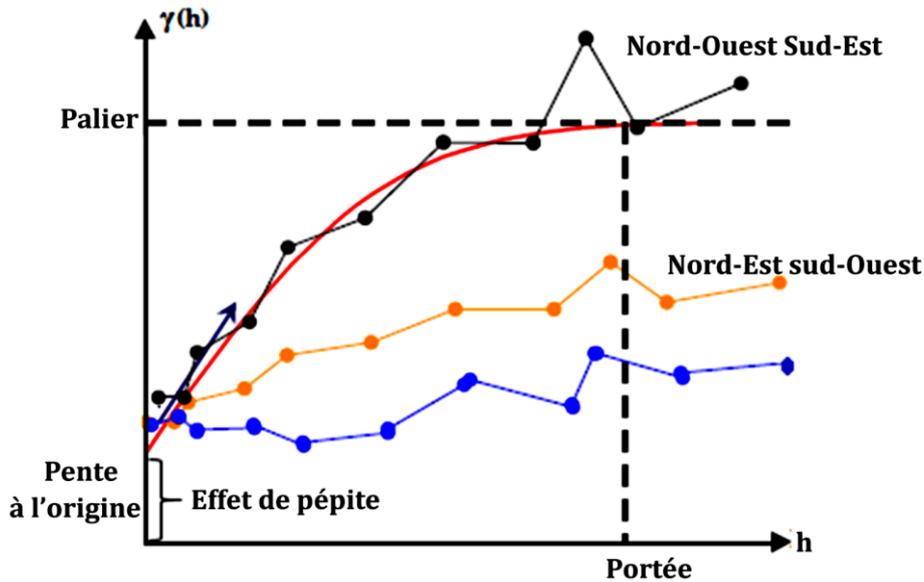


Figure 3.5 : Modèle de variogramme multidirectionnel [50]

Au variogramme théorique défini par l'hypothèse intrinsèque correspond le variogramme expérimental construit à partir de données mesurées [19].

3.3.3 Comportement du variogramme à l'origine

On distingue trois comportements classiques qui caractérisent la continuité du champ [11] :

- comportement parabolique ;
- comportement discontinu à l'origine (effet de pépité) ;
- comportement linéaire à l'origine.

La figure 3.6 illustre les trois types de Comportement du variogramme à l'origine.

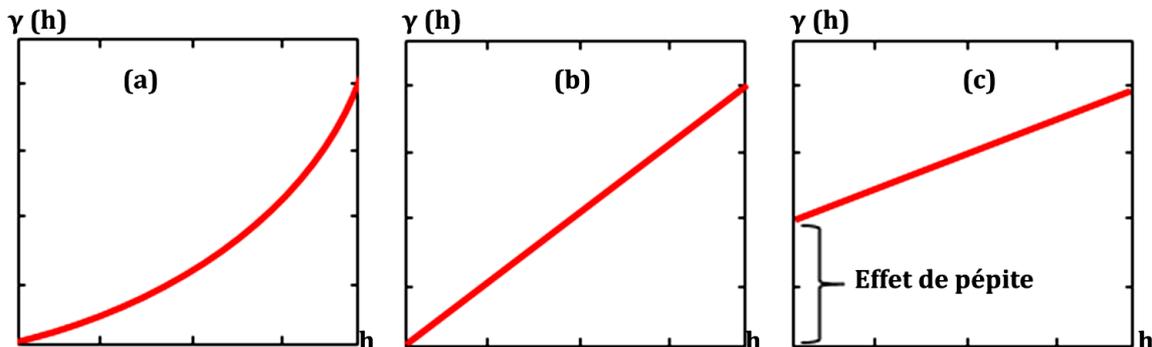


Figure 3.6 : Types de Comportement du variogramme à l'origine [3]

a- parabolique ; b- linéaire à l'origine ; c- discontinu à l'origine (effet de pépité)

3.3.4 Modèles théoriques et ajustement des variogrammes

Le variogramme expérimental est calculé pour des distances multiples du pas de calcul. Le variogramme de la fonction aléatoire, qui est estimé par le variogramme expérimental, est ainsi connu de manière discrète (cette discrétisation n'est pas unique). Il est donc nécessaire de trouver un modèle théorique de variogramme qui tout en respectant certaines conditions mathématiques, ajuste de manière satisfaisante le variogramme expérimental [43].

Il existe différents modèles d'ajustement parmi lesquels les modèles sphérique, gaussien, exponentiel, L'effet de pépite [3]. On choisira celui dont la courbe s'adapte le mieux à celle du variogramme expérimental. Cette modélisation est alors utilisée pour l'interpolation par krigeage. Le choix du modèle variographique est l'étape la plus cruciale et la plus difficile dans l'application du krigeage [19].

3.3.4.1 Modèle purement aléatoire (L'effet de pépite)

Aucune continuité n'est observée dans ce modèle, ce qui indique l'existence d'un très haut degré de caractère aléatoire de la distribution de la variable. $\gamma(h)$ est alors égal à la variance statistique, c'est-à-dire $\gamma(h) = S^2$ [55].

Le modèle d'effet de pépite s'exprime comme suit [87] :

$$\begin{aligned} \gamma(h) &= 0 & \text{si } h = 0 \\ \gamma(h) &= C_0 & \text{si } h > 0 \end{aligned} \quad (3.9)$$

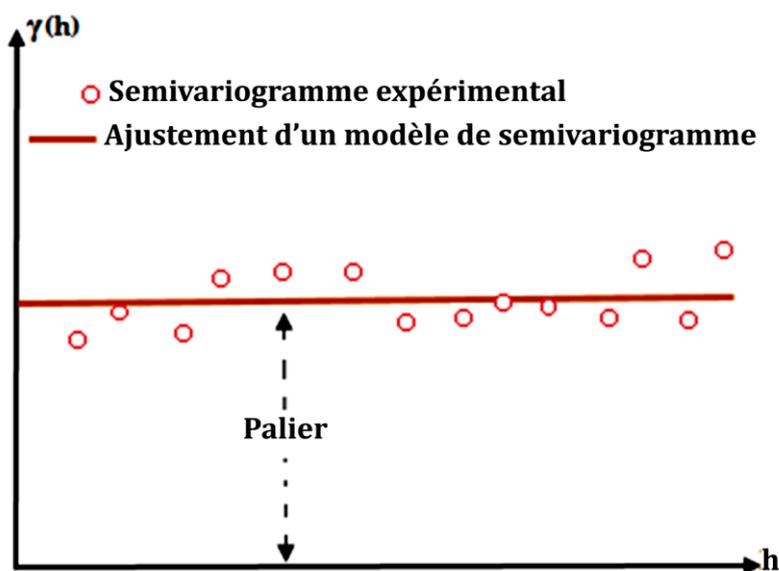


Figure 3.7 : Schéma type d'un semi-variogramme (effet de pépite) [112]

3.3.4.2 Modèle sphérique

Le modèle sphérique le plus couramment utilisé, Ce modèle, également connu sous le nom de modèle de Matheron, décrit les phénomènes de transition comme c'est le cas lorsque l'on a des structures spatiales géostatistiques indépendantes les unes des autres au-delà de la portée, mais dans laquelle les valeurs des échantillons sont fortement corrélées [55].

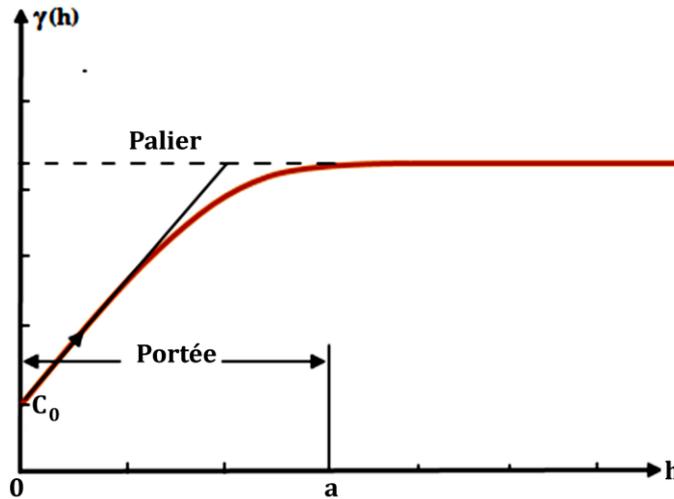


Figure 3.8 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme sphérique [37]

Le modèle sphérique s'exprime comme suit [37] :

$$\gamma(h) = \begin{cases} C_0 + C \left(\frac{3h}{2a} - \frac{h^3}{2a^3} \right) & \dots\dots\dots h \leq a \\ C_0 + C & \dots\dots\dots h > a \end{cases} \quad (3.10)$$

Où : C₀ est l'effet de pépite, h est la distance (m) et a est la portée (m).

3.3.4.3 Modèle exponentiel

Ce modèle ne se rencontre pas trop souvent dans la pratique minière car sa portée infinie est associée à un processus trop continu, Son expression mathématique est [55] :

$$\gamma(h) = C \left[1 - \exp\left(-\frac{h}{a}\right) \right] \quad (3.11)$$

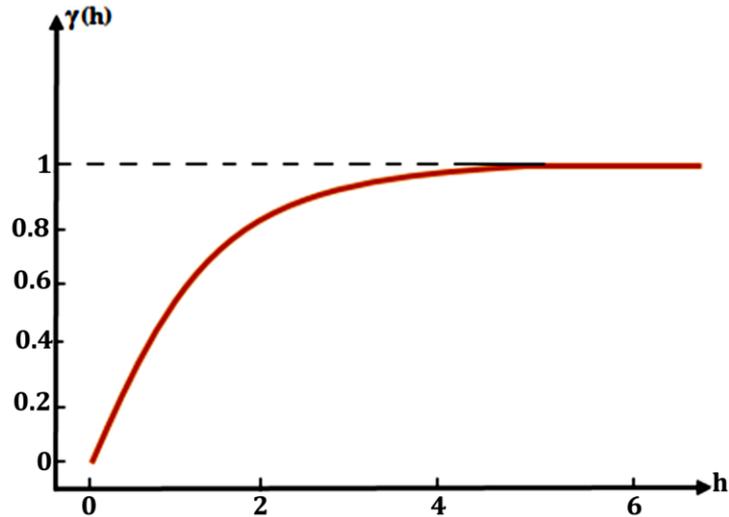


Figure 3.9 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme exponentiel [109]

3.3.4.4 Modèle gaussien

Le modèle gaussien est un modèle de transition souvent utilisé pour modéliser des phénomènes extrêmement continus [69].

Le modèle gaussien s'exprime comme suit [55] :

$$\gamma(h) = C \left[1 - \exp\left(-\frac{h^2}{a^2}\right) \right] \quad (3.12)$$

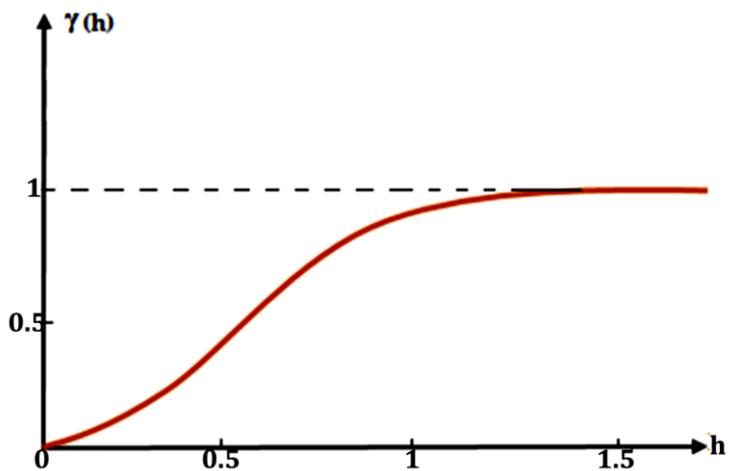


Figure 3.10 : Schéma type d'un modèle de semi-variogramme gaussien [99]

3.3.5 Méthodes d'Ajustement d'un variogramme expérimental

Il existe plusieurs méthodes d'ajustement parmi lesquelles :

- Ajustement à la main ;
- Moindres carrés.

La méthode d'Ajustement à la main est la méthode la plus simple, on choisit les paramètres du modèle de manière à obtenir le meilleur ajustement visuel [58].

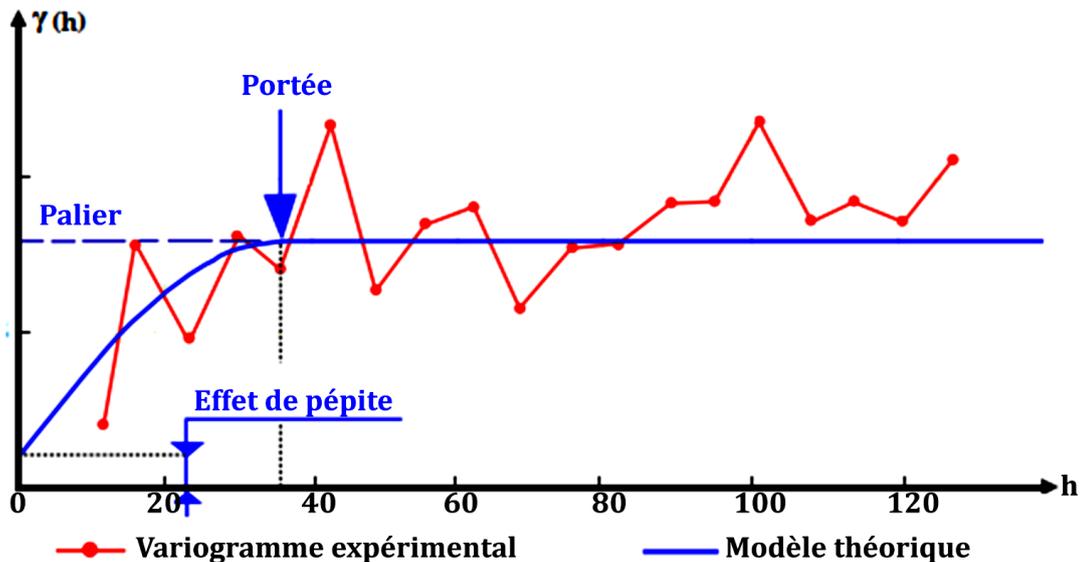


Figure 3.11 : Exemple d'ajustement d'un modèle théorique de semi-variogramme à un semivariogramme expérimental [53]

3.4 Isotropie et anisotropie

Une variable régionalisée $Z(x)$ et la fonction aléatoire qui la modélise sont dites isotropes lorsque leur structure de corrélation spatiale ne dépend pas de la direction [9]. C'est-à-dire que le variogramme ne varie pas avec la direction, Donc le variogramme était isotrope [32].

Lors de l'analyse variographique, il est également nécessaire de vérifier une éventuelle anisotropie du phénomène étudié : la structure spatiale dépend de la direction considérée [43].

En effet, dans le cas de phénomènes naturels, les patterns de la variabilité spatiale peuvent être changent avec la direction (Anisotropie), donc le variogramme est anisotrope [67]. En pratique, les anisotropies sont détectées par l'inspection les variogrammes expérimentaux dans différentes directions [109].

Il existe deux types de l'anisotropie [101] :

- Anisotropie géométrique ;
- Anisotropie zonale.

3.4.1 Anisotropie géométrique

L'anisotropie est géométrique lorsque les variogrammes présentent le même palier dans toutes les directions mais ont des portées différentes (Figure3.12) [7].

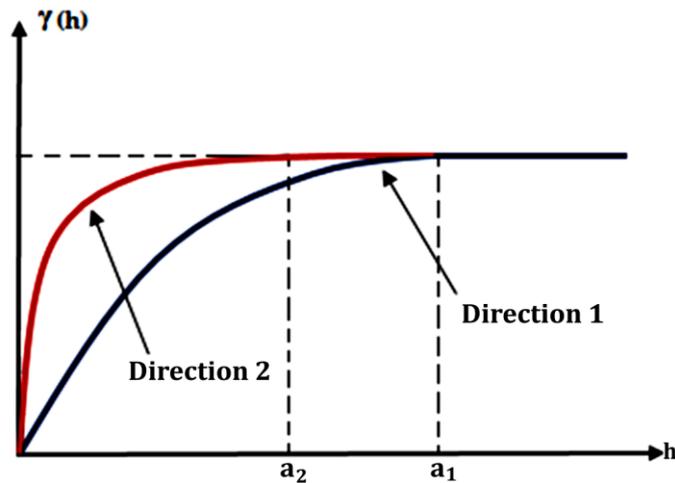


Figure3.12 : Anisotropie géométrique [7]

3.4.2 Anisotropie zonale

Dans le cas où les deux variogrammes $\gamma_1(h)$ et $\gamma_2(h)$ ont chacun une direction privilégiée, on dit que l'on est en présence d'une anisotropie zonale (Figure3.13) [82].

L'anisotropie zonale est un cas limite d'anisotropie géométrique où la portée de corrélation dans une direction dépasse la taille du champ, ce qui conduit à un variogramme directionnel qui semble ne pas atteindre le palier ou la variance [44].

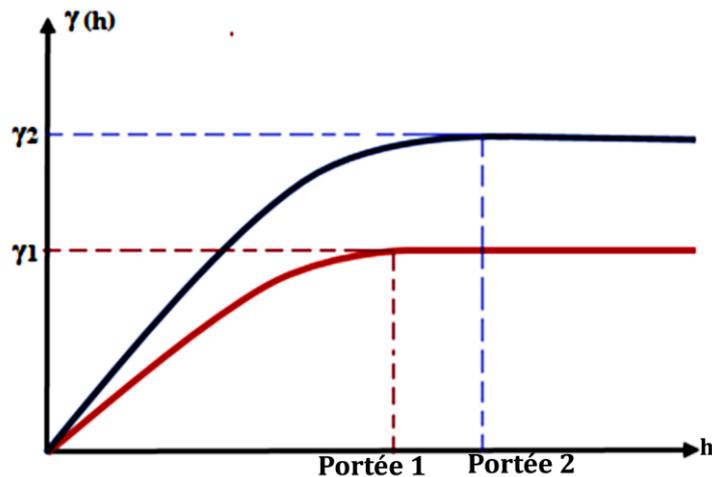


Figure3.13 : Anisotropie zonale [82]

3.5 Krigeage

Pour l'estimation de valeurs en des points non échantillonnés de l'espace géographique, la géostatistique se sert d'une forme particulière de régression linéaire, qui été qualifiée de krigeage, d'après l'ingénieur D.G. Krige qui en a eu l'idée en 1950 [111].

Le krigeage est une méthode d'interpolation qui fournit la valeur de point ou de bloc estimée (généralement des valeurs de bloc pour des applications d'estimation de ressources) et donne également une indication de la précision locale de cette estimation via la variance de krigeage [34].

La large diffusion de cette méthode est avant tout due à deux de ses caractéristiques [86] :

- Le krigeage est un estimateur non-biaisé et optimal ;
- Le krigeage permet le calcul d'une variance d'estimation.

3.5.1 Propriétés du krigeage

Les principales propriétés associées au krigeage sont :

- Le krigeage est le meilleur estimateur linéaire sans biais (BLUE) [66], L'estimateur est une fonction linéaire des données avec des poids calculés selon les spécifications de non biais et de variance minimale. L'absence de biais signifie que l'erreur d'estimation est en moyenne nulle. La variance minimale signifie que l'erreur d'estimation au carré est aussi faible que possible en moyenne [76] ;
- Le krigeage est un interpolateur exact [76], c'est-à-dire que l'estimation en un site de mesure redonne la valeur mesurée et la variance de krigeage en ce point est nulle [51] ;
- Il vise à minimiser la variance de l'erreur [15] ;
- Il est plus flexible que d'autres méthodes d'interpolation [76].

3.5.2 Types de Krigeage

Il existe trois types de Krigeage univarié (i.e. à une seule variable) : le Krigeage simple, le Krigeage ordinaire et le Krigeage universel.

La différence entre ces types d'estimation réside dans la connaissance de la statistique de la variable à interpoler [61] :

- Krigeage simple : variable stationnaire de moyenne connue ;

- Krigeage ordinaire : variable stationnaire de moyenne inconnue ;
- Krigeage universel : variable non-stationnaire (qui contient une tendance).

Le krigeage ordinaire est de loin le type de krigeage le plus largement utilisé [52].

3.5.2.1 Le krigeage ordinaire

Le krigeage ordinaire est basé sur l'hypothèse que la moyenne est inconnue. Considérons qu'une variable aléatoire, Z , a été mesurée aux points d'échantillonnage, x_i , $i = 1, \dots, n$, et nous voulons utiliser cette information pour estimer sa valeur à un point x_0 (krigeage ponctuel) avec le même support que les données par la formule suivante [52] :

$$\hat{z}(x_0) = \sum_{i=1}^N \lambda_i z(x_i) \quad (3.13)$$

Où : λ_i sont les poids inconnus doivent être déterminés (pondérateurs).

Pour que l'estimateur soit sans biais, il faut que la somme des pondérateurs soit égale à 1. [74].

$$\sum_{i=1}^N \lambda_i = 1 \quad (3.14)$$

L'erreur d'estimation est [4] :

$$\hat{z}(x_0) - z(x_0) = R(x_0) = \sum_{i=1}^N \lambda_i z(x_i) - z(x_0) \quad (3.15)$$

Où : $Z(x_0)$ est la valeur vraie inconnue à x_0 ; et $R(x_0)$ l'erreur d'estimation. Pour un estimateur non biaisé, la moyenne de l'erreur d'estimation doit être égale à zéro [4].

Donc :

$$E\{R(x_0)\} = 0 \quad (3.16)$$

La différence attendue est $E[\hat{z}(x_0) - z(x_0)] = 0$ et la variance d'estimation est : [99]

$$\begin{aligned} \text{Var}[\hat{z}(x_0)] &= E[\{\hat{z}(x_0) - z(x_0)\}^2] \\ &= 2\sum_{i=1}^N \lambda_i \gamma(x_i, x_0) - \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N \lambda_i \lambda_j \gamma(x_i, x_j) \end{aligned} \quad (3.17)$$

Où :

$\gamma(x_i, x_j)$: est la semivariance de Z entre les points de données x_i et x_j [99].

$\gamma(x_i, x_0)$: est la semivariance entre le $i^{\text{ème}}$ point de données et le point cible x_0 .

Dans le cas plus général, on peut souhaiter estimer Z dans un bloc B, qui peut être une ligne, une surface ou un volume, selon qu'il s'agit d'une, deux ou trois dimensions spatiales. L'estimation krigée en B reste une simple moyenne pondérée des données.

$$\hat{z}(B) = \sum_{i=1}^N \lambda_i z(x_i) \quad (3.18)$$

Mais avec x_0 de l'équation (13) remplacé par B. Sa variance est :

$$\begin{aligned} \text{Var} [\hat{z}(B)] &= E [\{\hat{z}(B) - z(B)\}^2] \\ &= 2 \sum_{i=1}^N \lambda_i \bar{\gamma}(x_i, B) - \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^N \lambda_i \lambda_j \gamma(x_i, x_j) - \bar{\gamma}(B, B) \end{aligned} \quad (3.19)$$

Où :

$\bar{\gamma}(x_i, B)$: est la semi-variance moyenne entre le $i^{\text{ème}}$ point d'échantillonnage et le bloc B

$\bar{\gamma}(B, B)$: est la semi-variance moyenne dans B, la variance dans un bloc [94].

La minimisation de la variance d'estimation sous la condition de non biais, utilisant le formalisme de Lagrange, permet d'aboutir à un système de N+1 équations à N+1 inconnues [73]. C'est le système de krigeage ordinaire [99].

$$\sum_{i=1}^N \lambda_i \gamma(x_i, x_j) + \psi(x_0) = \gamma(x_j, x_0) \quad ; \quad \text{pour tout } j \quad (3.20)$$

$$\sum_{i=1}^N \lambda_i = 1$$

Où : ψ est le paramètre de Lagrange [99]

La solution des équations de krigeage fournit les poids dans l'équation (3.13), et la variance d'estimation peut être obtenue comme [99] :

$$\sigma^2(x_0) = \sum_{i=1}^N \lambda_i \gamma(x_i, x_0) + \psi(x_0) \quad (3.21)$$

L'équivalent du système de krigeage pour les blocs est :

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^N \lambda_i \gamma(x_i, x_j) + \psi(B) &= \bar{\gamma}(x_j, B) \quad ; \quad \text{pour tout } j \\ \sum_{i=1}^N \lambda_i &= 1 \end{aligned}$$

Avec la variance associée obtenue comme :

$$\sigma^2(B) = \sum_{i=1}^N \lambda_i \bar{\gamma}(x_i, B) + \psi(B) - \bar{\gamma}(B, B) \quad (3.22)$$

La variance de l'estimation peut être calculée pour toute configuration d'échantillons autour d'un bloc donné. La variance de krigeage dépend d'un certain nombre d'éléments, y compris [59] :

- La taille du bloc ;
- La discrétisation interne du bloc ;
- Nombre et la disposition des échantillons ;
- Paramètres de semi-variogramme.

La précision des estimations dépend de plusieurs facteurs [8] :

- Le nombre d'échantillons et la qualité des données en chaque point ;
- La position des échantillons dans le gisement : des échantillons régulièrement espacés offrent une meilleure couverture et donnent ainsi davantage d'informations sur le gisement que des échantillons regroupés en « grappes » ;
- la distance entre les échantillons et le point ou le bloc dont on veut estimer la valeur : si l'on s'intéresse à un point ou un bloc particulier il est naturel de s'appuyer davantage sur les échantillons avoisinants, plutôt que sur ceux plus éloignés. De façon similaire, on peut s'attendre à ce que la meilleure précision soit obtenue au voisinage des échantillons et à ce qu'elle se dégrade lorsqu'on s'éloigne de ceux-ci. Il n'est nul besoin de détailler ici les dangers inhérents à une extrapolation en dehors de la zone échantillonnée ;
- la continuité spatiale de la variable étudiée : il est plus facile d'estimer la valeur d'une variable assez régulière que celle d'une autre qui varie de façon erratique.

3.6 Modélisation et estimation des réserves du gisement de fer de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) à l'aide du logiciel Surpac

L'étude d'estimation des ressources minérales est une étape indispensable pour la planification économique de n'importe quel projet minier [41].

Le processus d'estimation des ressources implique la définition de contraintes de minéralisation ou de domaines géologiques, l'analyse statistique et géostatistique des données de l'échantillon et l'application d'une technique d'interpolation de teneur appropriée [59].

La variabilité morphologique du corps du gisement de l'Ouenza ainsi que cette disparité des teneurs en fer du minerai nécessite une étude approfondie sur des bases scientifiques. Dans ce qui suit, Une modélisation en 3D, Analyse statistique et géostatistique (Krigeage Ordinaire) établi par le logiciel SURPAC pour l'estimation d'ensemble des réserves du minerai de fer qui existent actuellement dans le gisement de l'Ouenza dont la teneur de coupure est de 30%, une distribution spatiale des données sera réaliser afin d'obtenir une base de données fiable pour une exploitation rationnelle de ce type de gisement.

3.6.1 Création d'une base des données géologique

Dans l'utilisation du logiciel Surpac, l'étape pour faire une estimation de la réserve est de créer d'abord une base de données géologique avec des données de carottage [92]. Les données peuvent être collectées par cartographie de surface ou souterraine, forage, levé géophysique ou géochimique [36].

La qualité des données collectées et leurs procédures de gestion et de traitement utilisées jouent un rôle très important dans la qualité de l'estimation des ressources minérales [102].

Au niveau du gisement de l'Ouenza a été prospecté par des sondages verticaux suivant une maille de 50×50 m et par des galeries de reconnaissance. Dans la présente étude, Le calcul des réserves actuel du minerai de fer sera effectué pour d'ensemble des 55 sondages (Figure3.14). Ces sondages sont repérés par leurs coordonnées spatiales (Nord Sahara 1959/UTM zone 32). Chaque sondage est découpé en tronçon de carotte, d'une

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

longueur pratiquement constante égale à 5 m et analysé en élément principale (Fe) et en éléments secondaires (SiO₂, CaO et S).

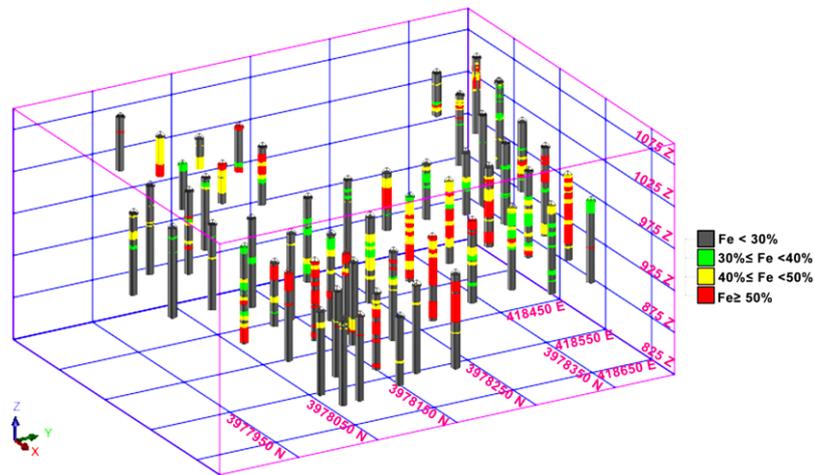


Figure3.14 : Implantation des Sondage de prospection dans le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

Pour pouvoir visualiser la distribution des teneurs en fer et sa variabilité dans le gisement de l'Ouenza, on a dressé une carte isoteneurs en utilisant le logiciel SURFER 10 (Figure3.15) Afin de cartographier cette variabilité. Nous avons classé la teneur en fer en trois classes distinctes celle qui a une teneur de 30% à 40% dans la nomination est (minerai pauvre), une seconde classe de 40% à 50% de teneur en fer appelée (minerai moyen), la troisième classe de 50% à 60% nommée (minerai riche).

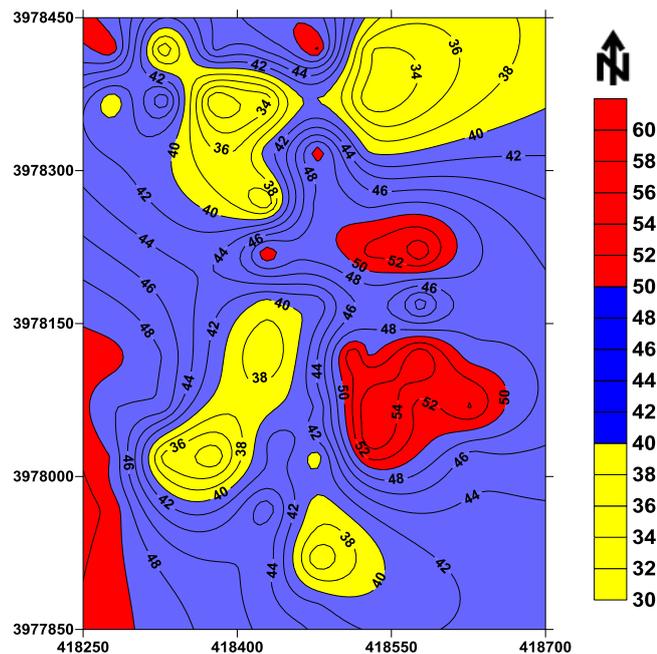


Figure3.15 : Carte isoteneurs en fer

3.6.1.1 Création d'un modèle solide du corps minéralisé

Un modèle 3D du corps minéralisé est la meilleure ressource pour visualiser les caractéristiques du gisement. Le corps minéralisé a été développé en triangulant les segments de la zone de minéralisation qui ont été sectionnés et numérisés à partir des trous de forage. Les segments qui seront utilisés pour l'élaboration du modèle 3D du gisement devraient d'abord être nettoyés. Le processus de nettoyage doit être effectué sur la chaîne des segments. Les segments sont assemblés selon les exigences et le comportement des segments. Ensuite, le modèle 3D formé est validé, si la validation a réussi le volume et la surface du gisement peuvent alors être obtenue en produisant le «rapport volume de solide» [108].

Dans notre étude, les chaînes de minerai de fer qui seront encore concaténées pour couvrir l'intégralité du gisement sont composées de 13 segments, comme illustré dans la figure3.16.

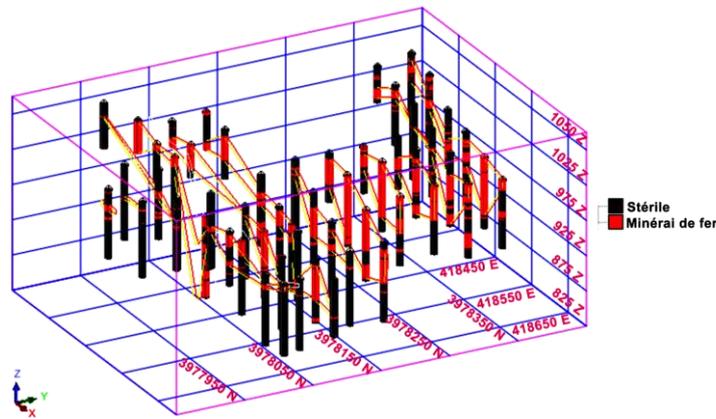


Figure3.16 : Les segments qui ont sectionné et numérisé à partir des trous de forage

Le modèle solide (corps minéralisé) en 3D est montré dans la figure3.17, Le volume, la surface et les coordonnées sont calculés (tableau3.1).

Tableau3.1 : Caractéristiques du corps minéralisé

Type	X	Y	Z
Coordonnées minimales (m)	418272,56	3977867	853,50
Coordonnées maximales(m)	418683,06	3978421	1060,75
Surface (m ²)	361095		
Volume (m ³)	3249034		

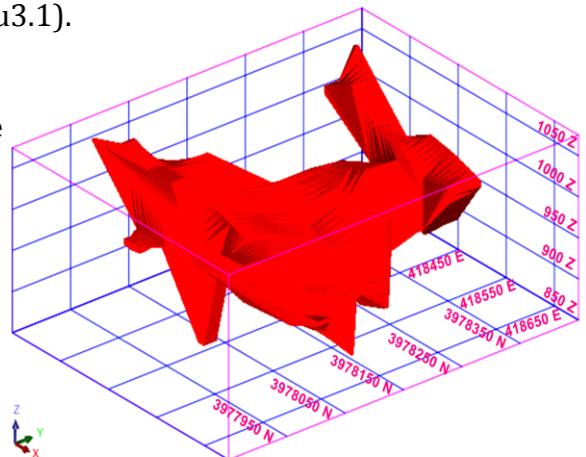


Figure3.17 : Corps minéralisé du quartier Chagoura Nord

3.6.2 Analyse statistique

L'étude statistique vise à décrire les principales caractéristiques des données et leurs distributions. Cette description se fait de valeurs chiffrées (tendance centrale, dispersion, coefficient de variation) ou des graphiques (histogramme, fréquences cumulées, etc.) [79].

Dans cette étude, Une analyse statistique a été effectuée sur les données brutes de la variable (teneur en fer), dont les résultats sont présentés dans le tableau 3.2. La teneur moyenne en Fe est de 45,67 %, avec une valeur maximale de 62,22 % et un minimum de 20,70 %. La variance est de 85,65 ce qui traduit l'hétérogénéité de la distribution des teneurs dans le gisement de l'Ouenza. L'histogramme de la figure 3.18 montre que les teneurs en fer sont normalement distribuées et négativement asymétriques.

Tableau 3.2 : Résultats statistiques des teneurs en fer

Nombre d'échantillons	368
Minimum valeur (%)	20,70
Maximum valeur (%)	62,22
Moyenne (%)	45,67
Variance (%)	85,65
Ecart-type	9,25
Coefficient de variation	0,20
Asymétrie	-0,46

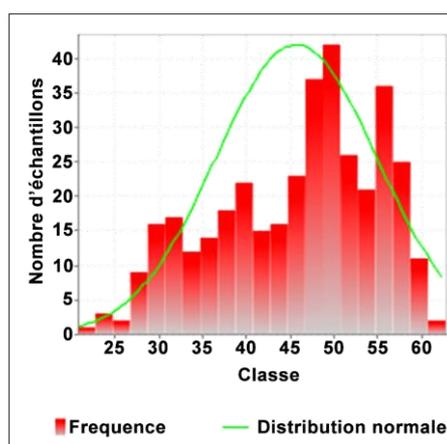


Figure 3.18 : Histogramme des teneurs en fer

La compréhension de la variation des teneurs en fer dans le gisement de l'Ouenza est indispensable pour gérer les réserves. On profitera de l'outil géostatistique dans le but de maîtriser cette variation.

Les méthodes géostatistiques ont priorité sur les approches statistiques, car elles peuvent intégrer la corrélation des données et la position spatiale et sont également capables de fournir l'erreur d'estimation [89].

Toute étude géostatistique commence par l'analyse structurale, dans laquelle on cherche à mettre en évidence la structure spatiale des variables en jeu, à l'aide d'outils structuraux tel que le variogramme [100].

3.6.3 Analyse variographique

L'analyse de variogramme est effectuée sur des ensembles de données pour quantifier la corrélation spatiale entre les échantillons [72]. Le calcul d'un variogramme expérimental est une entrée nécessaire pour différentes techniques d'interpolation géostatistique [75].

Le variogramme expérimental consiste à calculer pour chaque classe de distances, la moyenne des écarts quadratiques correspondants. Pour chaque classe, on obtient donc une valeur unique, l'écart quadratique moyen, et le nuage de corrélation initial sera résumé par une fonction définie pour un petit nombre de valeurs de distances. Cet ensemble de valeurs numériques est appelé variogramme expérimental [18].

Le calcul d'un variogramme omnidirectionnel sert simplement de point de départ utile pour établir certains des paramètres requis pour le calcul de variogramme d'échantillon. Le variogramme omnidirectionnel contient plus de paires d'échantillons que tout variogramme directionnel et est donc plus susceptible de présenter une structure clairement interprétable [69].

Pour notre cas d'étude, pour un pas de calcul de 20 m, le variogramme omnidirectionnel des teneurs en fer dans le gisement de l'Ouenza a été construit et ajusté par un modèle sphérique (Figure 3.19).

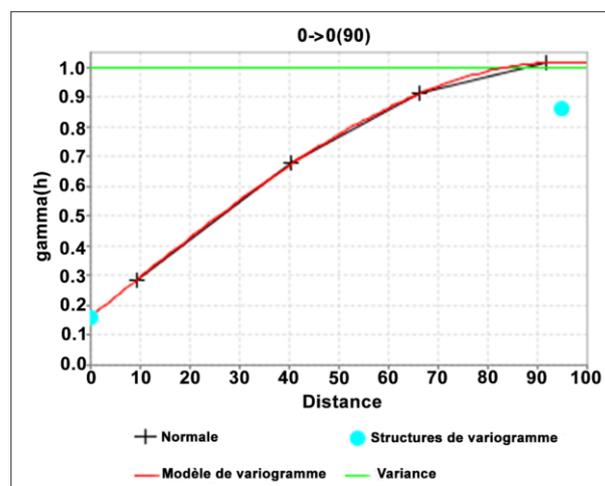


Figure 3.19 : Variogramme omnidirectionnel des teneurs en fer et son ajustement.

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

Les paramètres relevant de ce variogramme est présenté dans le tableau suivant :

Tableau3.3 : Paramètres de variogramme omnidirectionnel de Fe

Modèle	Azimut (°)	Pendage (°)	Tolérance (°)	Palier (%)	Effet de pépité (%)	Portée (m)
Sphérique	0	0	90	1.02	0.16	95.05

Le modèle théorique qui a permis un bon ajustement de ce variogramme est le modèle sphérique. Ce modèle montre un effet de pépité égal à 0,16. Cette discontinuité à l'origine, peut être expliquée soit par des erreurs d'échantillonnage, soit par la variabilité à petite échelle. Ce modèle montre un palier de 1,02 et une portée de 95,05 m

Le modèle sphérique est exprimé par l'expression mathématique suivante [11] :

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

D'où:

$$\gamma(h) = \begin{cases} 0.16 + 0.86 \left(\frac{3h}{190 \times 10} - \frac{h^3}{190 \times 10^3} \right) & \dots\dots\dots h \leq 95.05 \\ 0.16 + 0.86 & \dots\dots\dots h > 95.05 \end{cases}$$

Un aspect important de l'exécution d'une évaluation géostatistique consiste à comprendre l'anisotropie des données, ou la direction qui a la plus longue continuité.[56]

Pour obtenir les propriétés dimensionnelles et directionnelles de l'ellipsoïde d'anisotropie et démontrer l'existence de l'anisotropie et sa forme, il faut calculer les variogrammes dans les différentes directions [88].

Après avoir étudié des variogrammes dans différentes directions, il a été découvert que ces variogrammes présentent pratiquement les même portées et paliers, ce qui confirme l'existence d'une isotropie.

Un moyen simple d'obtenir un variogramme anisotrope à partir d'un variogramme isotrope est d'effectuer une transformation linéaire des coordonnées du vecteur h ; cela

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

génère ce que l'on qualifie d'anisotropie géométrique. La transformation linéaire étend de manière simple un variogramme d'isotropie donné à un ensemble de variogrammes à anisotropie ellipsoïdale [109].

Une carte de variogramme est un outil de Surpac qui vous permet de visualiser l'anisotropie dans un plan et de calculer les paramètres des ellipsoïdes d'anisotropie à utiliser dans l'estimation [56].

Dans ce qui suit, des variogrammes expérimentaux de Fe ont été calculés pour 36 directions. Des modèles sphériques de ces variogrammes sont ajustés dans les directions ayant une portée maximale et la continuité spatiale la plus forte. La figure 3.20 montre des variogrammes expérimentaux suivant les directions des trois axes (majeur, semi-majeur et mineur) avec des modèles d'ajustement. Les caractéristiques de ces axes sont indiquées dans le tableau 3.4.

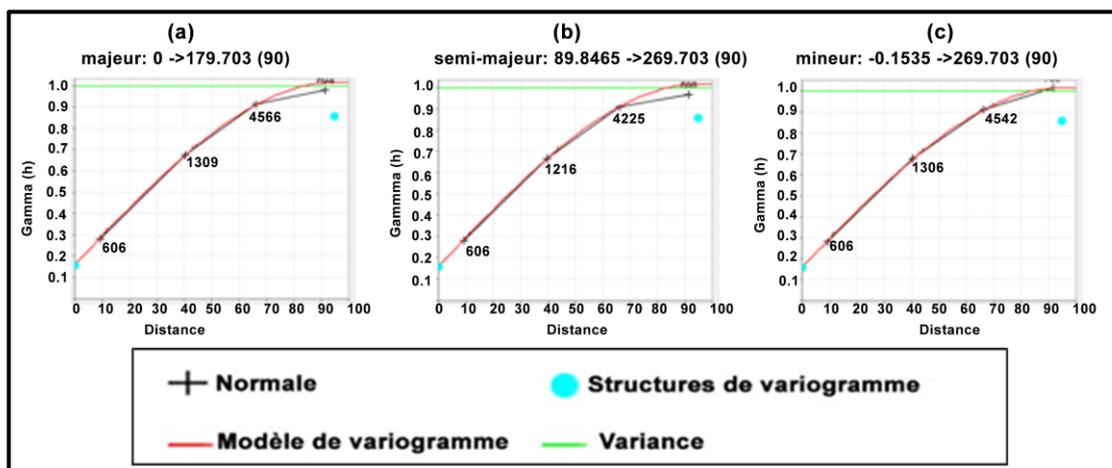


Figure 3.20 : Variogrammes des teneurs en fer avec son modèles ajustés dans : a- une direction majeur, b- une direction semi-majeur, c- une direction mineur.

Tableau 3.4 : Caractéristiques des axes des variogrammes directionnels

Axes	Azimet (°)	Pendage (°)
Majeur	179,70	0
Semi-majeur	269,70	89,85
Mineur	269,70	-0,15

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

Les paramètres d'ellipsoïde d'anisotropie dans le gisement de l'Ouenza sont présentés dans le tableau suivant :

Tableau3.5 : Paramètres d'ellipsoïde d'anisotropie

Paramètres	Azimut (°)	Pendage (°)	Facteur d'anisotropie (majeur / semi-majeur)	Facteur d'anisotropie (majeur / mineur)
Fe	179,70	89,85	1	1

3.6.4 Krigeage ordinaire des teneurs en fer

Le krigeage ordinaire (OK) est la technique d'estimation la plus couramment utilisée pour l'estimation des ressources minérales [3], elle est appliquée pour estimer un bloc sur la base de ses échantillons voisins [95].

Une fois la modélisation variographique terminée, l'étape suivante consiste à déterminer le support géométrique sur lequel le krigeage sera effectué.

3.6.4.1 Modèle de bloc à kriger

La planification de la mine à ciel ouvert se fait d'abord en générant un modèle représentatif du gisement, puis en divisant le corps minéralisé en blocs et sous-blocs plus petits, ce que l'on appelle essentiellement la modélisation de bloc [103].

La géométrie du modèle de bloc dépend des caractéristiques du gisement et des exigences de planification de la mine [102].

Dans notre cas, la modélisation a été effectuée avec une taille de bloc utilisateur de 10 m × 10 m × 15 m et une taille minimale (sous-bloc) de 5 m × 5 m × 7,5 m (Figure3.21) afin de maximiser la résolution du modèle.

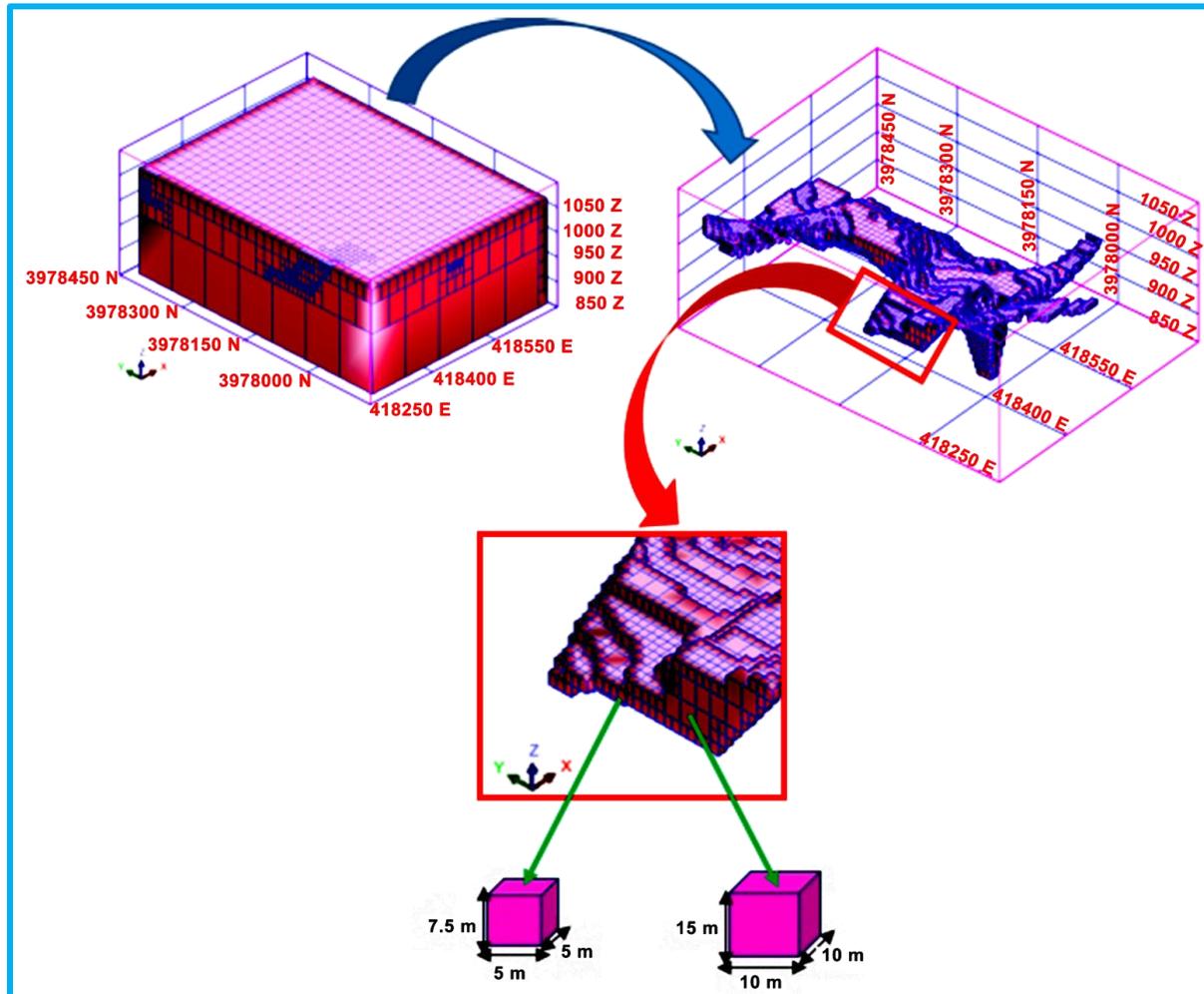


Figure 3.21 : Modèle de bloc à kriger en 3D du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

Dans la figure 3. 21 nous avons construit un modèle de bloc qui s'étend sur toute la superficie du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord), les caractéristiques de ce modèle sont présentées dans le tableau suivant :

Tableau 3.6 : Caractéristiques d'un modèle de bloc du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

Type	X	Y	Z
Coordonnées minimales (m)	418272.56	3977867	853.5
Coordonnées maximales (m)	418692.56	3978427	1063.5
Taille du bloc utilisateur (m)	10	10	15
Taille minimale du bloc (m)	5	5	7.5
Nombre total des blocs	19726		

3.6.4.2 Résultats obtenus par krigeage ordinaire

Après avoir établi les modèles expérimentaux des variogrammes, nous avons utilisé leurs propriétés (la portée, le palier et l'effet de pépité), afin de procéder au krigeage ordinaire sur les données de terrain, et d'obtenir par la suite une estimation globale du gisement accompagnée par la carte de la variance d'estimation.

a- Cartographie des teneurs en fer des blocs krigés

L'estimation des valeurs de la teneur en fer pour chaque bloc du modèle créée par le krigeage ordinaire a permis de réaliser une carte de la distribution des teneurs en fer comme illustré dans la figure 3.22.

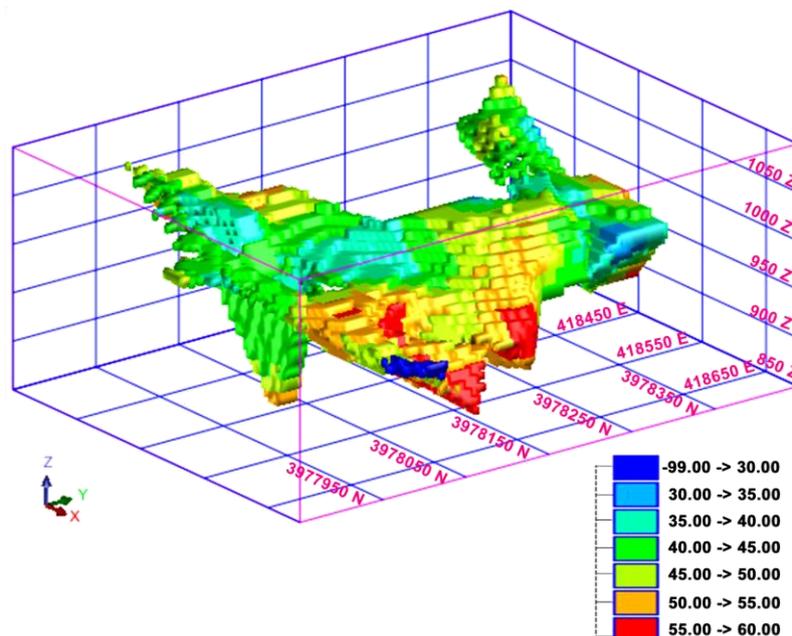


Figure 3.22 : Carte représentative en 3D du krigeage ordinaire des teneurs en fer

Les résultats ci-dessus (Figure 3.22) montrant que le gisement de l'Ouenza présente une distribution irrégulière des teneurs en fer. Nous remarquons des zones ayant une distribution un peu élevée des teneurs qui varient entre 40% et 50% (Taches vert et jaune) et presque dominante dans toutes les directions du gisement, des zones pauvres ayant des teneurs faibles qui varient entre 30% et 40% (Taches bleu ciel et cyan) et en fin des zones riches ayant des teneurs élevées qui varient entre 50% et 60%. (Taches orange et rouge).

Remarque : la valeur -99 est indiquée que le bloc n'est pas estimé (indéfinie).

b- Variance de krigeage des teneurs en fer

Les variances des valeurs estimées par krigeage ordinaire ont été calculées (Figure3.23). Ces valeurs permettent de vérifier le degré de précision de l'estimation par krigeage (la précision est d'autant plus grande que la variance est faible).

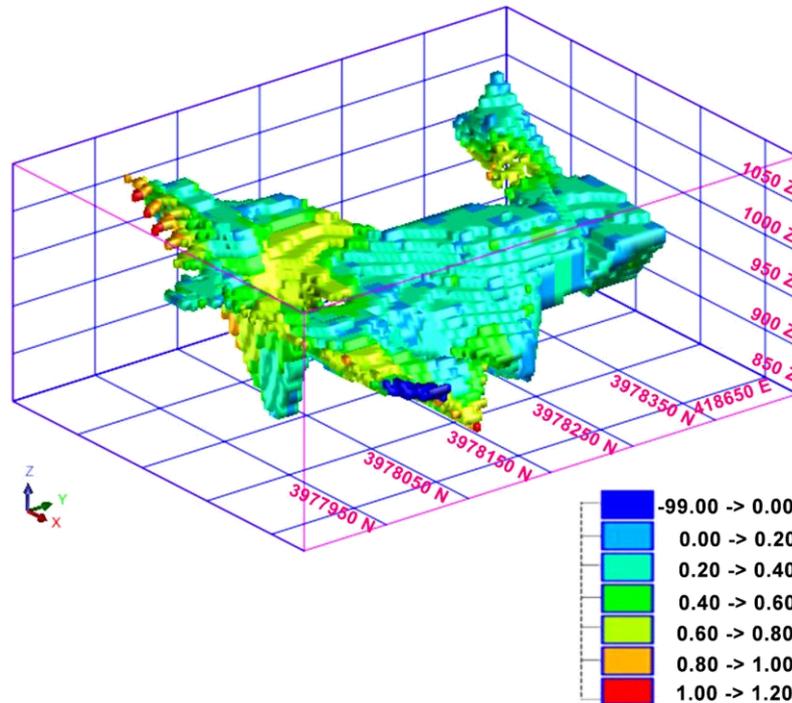


Figure3.23 : Carte représentative des variances de krigeage ordinaire des teneurs en fer

Rappelons que la variance maximale de variogramme des teneurs est de 1%. La figure3. 23 montre une variance de krigeage maximale est de 1.20% dans une petite zone (Taches rouge). Ceci peut s'expliquer par le manque d'informations (manque d'échantillonnage) dans cet endroit. Par contre dans la plupart des zones ne dépasse pas une variance d'estimation de 1%, ce qui montre une très bonne estimation.

3.6.4.2.1 Estimation des réserves en fer du gisement de l'Ouenza (quartier Chagoura Nord)

Les résultats de krigeage ordinaire sont utilisés pour le calcul du tonnage des réserves en minerais de fer du gisement de l'Ouenza avec une teneur de coupure en fer égale à 30% (Tableau3.7). Le tonnage total au-dessus de la teneur de coupure est calculé à l'aide de l'équation suivante [113] :

$$T (\sum T_i) = V_b \times d \quad (3.23)$$

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

Où :

$\sum T_i$: Tonnage total d'un bloc en pourcentage (t), V_b : Volume d'un bloc (m^3) ; d : Densité (t / m^3).

La densité du minerai de fer du gisement de l'Ouenza est de $2,7 t / m^3$.

A partir du tableau 3.7, L'analyse géostatistique montre que les réserves totale du gisement de fer de l'Ouenza (quartier Chagoura Nord) est de 8,7 MT avec une teneur moyenne en fer est de 46,73%. Ces réserves sont réparties en trois classes des teneurs en fer, qui sont respectivement de 1.08MT avec une teneur moyenne en fer de 37.97% pour le minerai pauvre, 4.99 MT avec une teneur moyenne en fer de 45.20% pour le minerai moyen et 2.69 MT avec une teneur moyenne en fer de 53.09 % pour le minerai riche. Ces résultats sont obtenus suite au krigeage ordinaire réalisé sur un nombre important de blocs estimé à 17329 de dimensions $5m \times 5m \times 7.5m$.

Tableau 3.7 : Classification de réserves estimées par classes des teneurs en fer

Classes des teneurs (%)	Types de minerai	Nombre de blocs	Tonnage (t)	Fe (%)
30 à 40	Pauvre	2144	1085400	37.97
40 à 50	Moyen	9864	4993414	45.20
50 à 60	Riche	5321	2693756	53.09
Total		17329	8772570	46.73

Dans le but d'avoir une information complète et claire sur la répartition des réserves du minerai de fer dans le gisement, nous avons tracé un graphe (Figure 3.24) à partir du tableau au-dessus pour pouvoir visualiser les proportions quantitatives de trois classes des teneurs par rapport au tonnage total des réserves du gisement.

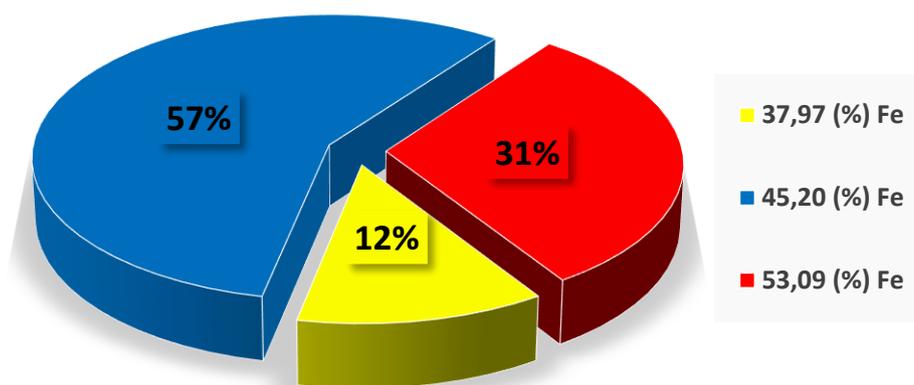


Figure3.24 : Représentation graphique de répartition des réserves en fer dans le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

La figure3.24 montre que les proportions quantitatives de trois classes des teneurs est de l'ordre de 12% pour le minerai pauvre de l'ensemble des réserves, 57% pour le minerai moyen et 31% de minerai riche de l'ensemble des réserves.

3.6.4.2.2 Classification des réserves en fer en fonction de la teneur de coupure

Les courbes de tonnage-teneur sont l'un des outils qui permettent aux gestionnaires de la mine de déterminer les paramètres corrects à long terme, moyen terme et à court terme pour la production de minerai. [39]

A partir du tableau ci-dessous, on peut constater qu'avec la réduction de la teneur de coupure en fer, la quantité des réserves augmente et avec l'augmentation de la teneur de coupure la quantité des réserves diminue.

Tableau3.8 : Tonnage des réserves en fonction de la teneur de coupure

Teneur de coupure (%)	30	35	40	45	50	55
Tonnage (t)	8763314	8706251	7687170	5289570	2693756	640913
Fe (%)	46.73	46.83	47.97	50.49	53.09	56.27

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

La figure 3.25 montre la courbe tonnage-teneur du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

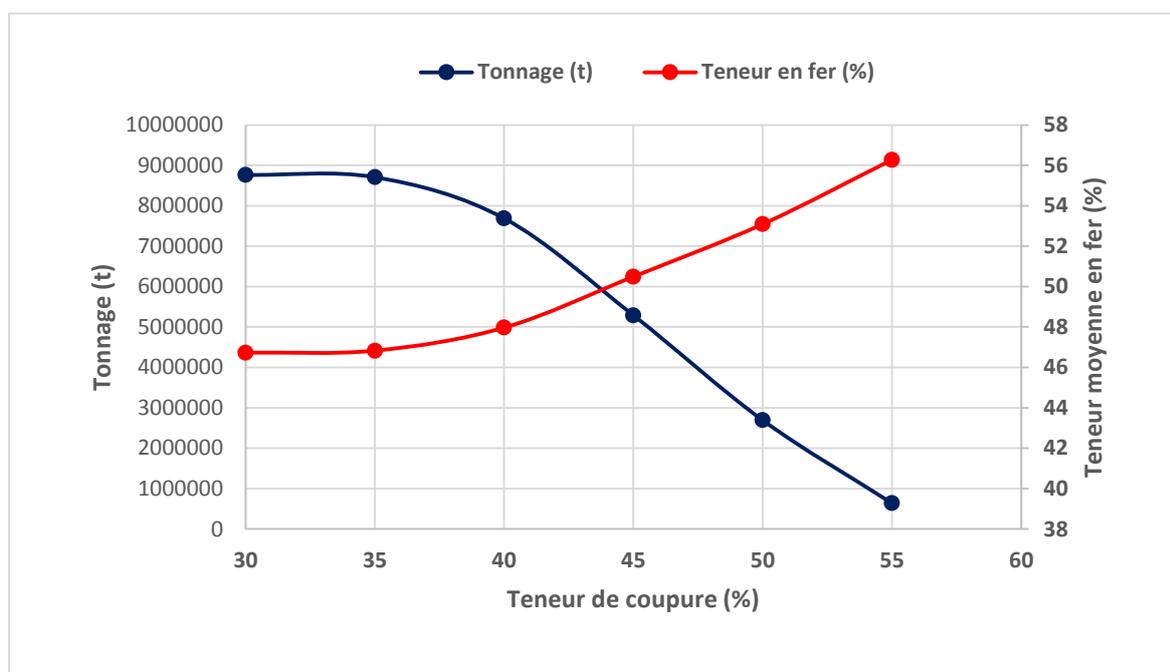


Figure 3.25 : Courbe tonnage-teneur du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

3.6.4.2.3 Estimation des réserves par chaque niveau d'exploitation du gisement

Le logiciel Surpac qu'on a utilisé nous a permis d'estimer les réserves de chaque niveau d'exploitation en contrôlant la hauteur (15m) (Tableau 3.9).

Tableau3.9 : Tonnage des réserves en fer par chaque niveau du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

Niveau	Z (m)	Volume (m ³)	Tonnage (t)	Fe (%)	Variance (%) ²
1	1045 -1060	5950	16065	44.76	0.74
2	1030 -1045	37188	100406	44.13	0.42
3	1015 -1030	125663	339289	43.62	0.33
4	1000 -1015	202375	546413	45.28	0.33
5	985 - 1000	395213	1067074	44.28	0.38
6	970 - 985	511400	1380780	44.47	0.36
7	955 -970	582688	1573256	46.22	0.30
8	940 -955	516400	1394280	47.41	0.30
9	925 -940	382213	1031974	48.34	0.30
10	910 -925	256013	691234	50.64	0.31
11	895 -910	155638	420221	52.25	0.30
12	880 -895	62513	168784	51.78	0.27
13	865 -880	11338	30611	49.76	0.21
14	850 -865	4513	12184	54.42	0.17
Total		3249100	8772570	46.73	0.32

Le tableau au-dessus montre que le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) présente quatorze niveaux d'exploitation de quinze mètres de hauteur pour chacun. Chaque niveau présente une moyenne de teneurs en minéraux utiles allant de 43.62% jusqu'à 54.42% de teneur en fer. La figure3.26 nous montre la variation des teneurs en fer du minerai en fonction des niveaux d'exploitation.

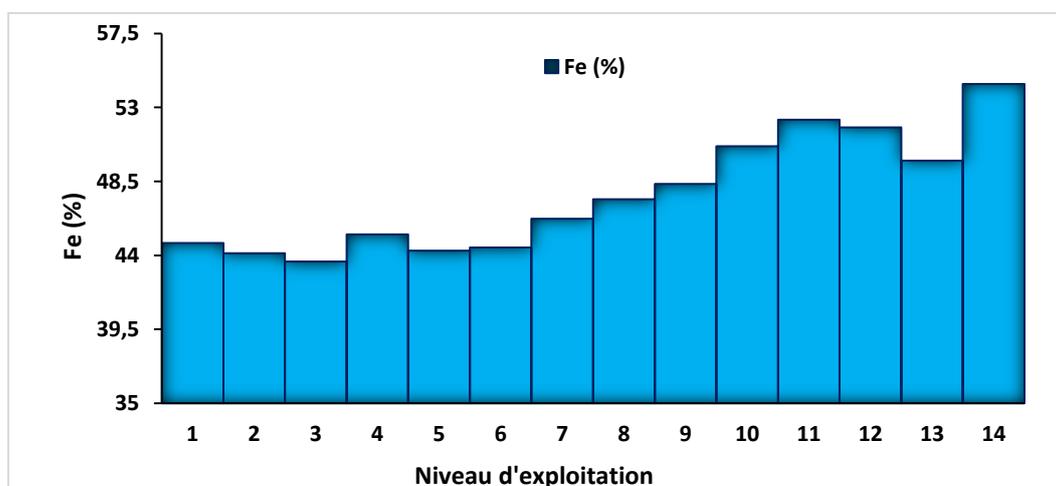


Figure3.26 : Variations des teneurs en fer en fonction des niveaux d'exploitation

3.7 Synthèse

Dans ce chapitre nous avons tiré les conclusions suivantes :

- ✓ Les techniques de la géostatistique sont adaptées à la modélisation des variables ou des phénomènes structurés dans l'espace.
- ✓ L'étude géostatistique débute avec l'analyse variographique qui consiste à identifier et quantifier la structure spatiale des variables concernées à l'aide d'outils structuraux comme le variogramme. Le modèle variographique peut alors être utilisé pour construire un système de krigeage qui permettra d'obtenir des estimations des variables et les variances d'estimation associées.
- ✓ Le choix de la bonne méthode d'estimation de la réserve avec une erreur minimale est très important dans les opérations géostatistiques en génie minier.
- ✓ Le cas d'étude présentée dans ce chapitre montre que le krigeage ordinaire (OK) est une méthode utile dans l'estimation des réserves ou des ressources des gisements, comme dans le gisement de fer de l'Ouenza.
- ✓ Une étude statistique a été effectuée avant l'étude géostatistique sur les données brutes de la variable (teneur en fer), montre que le minerai présente une teneur moyenne de en Fe est de 45,67 %, avec une valeur maximale de 62,22 % et un minimum de 20,70 %. La variance est de 85,65 ce qui traduit l'hétérogénéité de la distribution des teneurs dans le gisement de l'Ouenza.
- ✓ Après essais et erreurs, un variogramme avec les meilleurs paramètres a été choisi, ce variogramme est ajusté par un modèle sphérique. Le modèle consiste un effet de pépite de 0,16, un palier de 1,02 et une portée de 95,05m. Ce modèle est utilisé pour l'estimation des réserves par krigeage des blocs.
- ✓ La cartographie des teneurs en fer des blocs krigés montre que le gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) présente une irrégularité de teneurs en minéraux utiles.
- ✓ L'estimation des quantités du minerai de fer du gisement de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord) avec une teneur de coupure en fer égale à 30%, a donné des réserves de 8.7 Millions de tonnes avec une teneur moyenne en fer de 46.73%.
- ✓ En fonction de la teneur en fer, les réserves estimées sont classées en trois classes comme suit : 1.08 MT pour les réserves du minerai pauvre avec une teneur

Chapitre 3. Étude géostatistique sur le gisement de l'Ouenza

moyenne en fer est de 37.98%, 4.99 MT pour les réserves du minerai moyen avec une teneur moyenne en fer de 45.20% et 2.66 MT pour les réserves du minerai riche avec une teneur moyenne en fer de 53.09%. Ces résultats nous permettront de réaliser une exploitation rationnelle dans les conditions du gisement de l'Ouenza (exploitation qualitative) qui sera abordée dans la suite du travail.

Chapitre 4

Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

-
- 1- Présentation de la méthode graphique
 - 2- Limites d'exploitation de chaque produit
 - 3- Recherche de la variante optimale sur la droite objective (A'B')
 - 4- Profit économique pour la recherche de la variante optimale
 - 5- Programmation informatique de la méthode graphique
 - 6- Application numérique de la méthode graphique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)
 - 7- Synthèse
-

Introduction

La méthode graphique proposée est un outil graphique qui a pour but de réaliser une exploitation qualitative d'un gisement irrégulier en teneur minérale.

Dans ce chapitre une méthodologie d'extraction est présentée pour un gisement dont la qualité est très variable. Cette qualité sera présentée en trois classes de produits ; l'une riche, la deuxième moyennement riche et la troisième pauvre [54].

Dans notre travail on essayera de résoudre deux questions primordiales :

1. Est-ce qu'il y a une possibilité de mélange des trois produits en question pour avoir une qualité commercialisable ?
2. Combien de produit peut-on prendre en considération ?

Le gisement de l'Ouenza présente trois classes de minerai de teneurs distinctes, présentées comme suit :

Tableau4.1 : Les trois classes de teneurs.

Minerai pauvre	Minerai Moyen	Minerai riche
30 à 40%	40 à 50%	50 à 60%

La présence de ces trois qualités de produit satisfait un des critères d'application de la méthode graphique.

L'usine d'El Hadjar, qui est le principal client de la mine de l'Ouenza, exige une teneur moyenne en fer est de 48,5%.

4.1 Présentation de la méthode graphique

4.1.1 But de la méthode proposée

Cette méthode donne une solution graphique à une équation à trois inconnus. Le formalisme de cette équation est comme suit :

$$Q_1\alpha_1+Q_2\alpha_2+ Q_3\alpha_3= \alpha_{cl} \quad (4.1)$$

Où : Q_1 : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_1 ;(%)

Q_2 : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_2 ;(%)

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Q_3 : proportion quantitative à extraire du produit de teneur α_3 ;(%)

α_1 : teneur du produit moyennement riche ;(%)

α_2 : teneur du produit riche ;(%)

α_3 : teneur du produit pauvre ;(%)

α_{cl} : teneur moyenne exigée par le client ;(%)

Cette méthode donnera une infinité de solutions à cette équation à trois inconnus (Q_1, Q_2, Q_3). Ces proportions, dont leur somme est égal à 100% de la quantité planifiée.

4.1.2 Principe de l'application de la méthode graphique

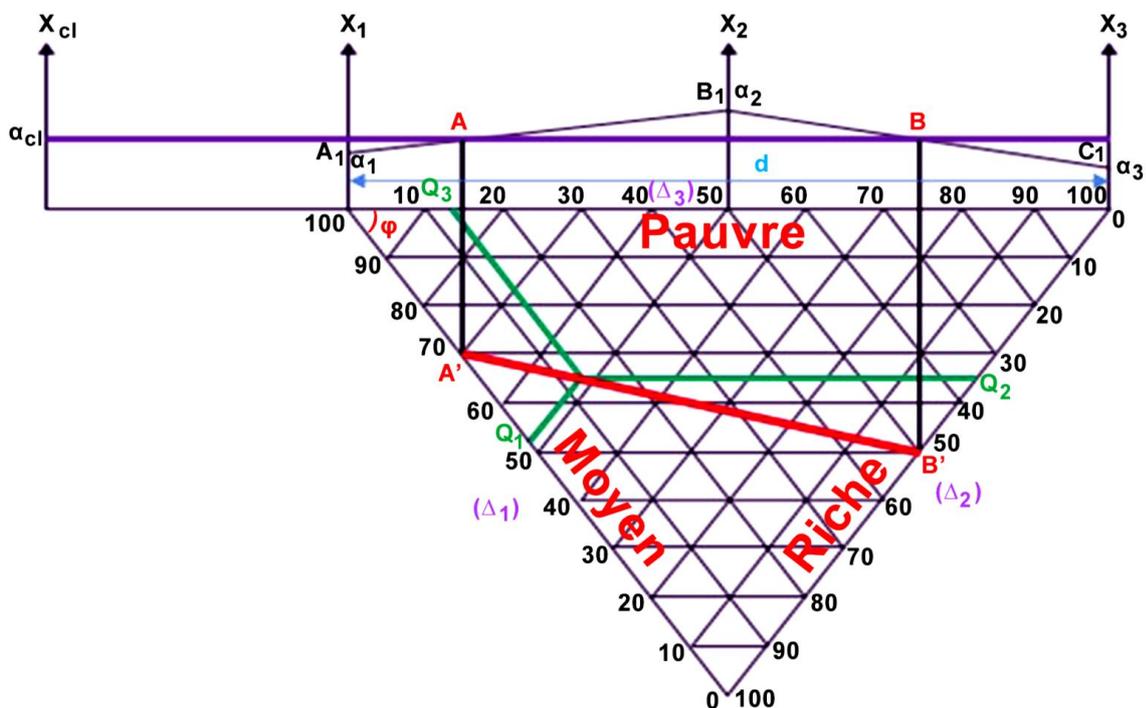


Figure4.1 : Graphique de la méthode graphique

Où :

Δ_1 : arrête du triangle équilatéral, présentant les proportions à extraire du produit moyennement riche, est graduée de 0 à 100%.

Δ_2 :deuxième arrête du triangle équilatéral, présentant les proportions à extraire du produit de teneur riche, est graduée de 0 à 100%.

Δ_3 :Troisième arrête du triangle équilatéral, présentant les proportions à extraire du produit de pauvre teneur, est graduée de 0 à 100%.

X_1, X_2, X_3 : trois axes portant les teneurs des trois produits $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

La distance entre l'axe X_1 et l'axe X_3 : $d(X_1, X_3)$ est égal à l'arrête du triangle équilatéral.

X_{cl} : axe porteur de la teneur moyenne exigée par le client

A : point d'intersection de la droite α_{cl} avec le segment $(\alpha_1 \alpha_2)$

B : point d'intersection de la droite α_{cl} avec le segment $(\alpha_2 \alpha_3)$

A' : la projection orthogonale de A sur la droite Δ_1 du triangle équilatéral

B' : la projection orthogonale de B sur la droite Δ_2 du triangle équilatéral.

Cette méthode est appliquée uniquement pour les gisements présentant trois classes de teneurs $(\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3)$. Le mélange de ces trois produits de différentes teneurs donne un produit commercialisable de teneur α_{cl} .

La condition principale pour l'application de cette méthode est la suivante :

$$\alpha_2 > \alpha_{cl} > \alpha_1 > \alpha_3 \quad (4.2)$$

Si la condition (4.2) est vérifiée la méthode graphique nous donne une infinité de solutions pour le mélange de ces trois produits. Cette infinité de solutions de mélange est présentée sur le segment A'B' (figure 4.1). Chaque point du segment A'B' projeté sur les trois arrêtes du triangle équilatéral nous donne une possibilité du mélange et vérifiant l'équation (4.1).

Le principe de projection des points du segment A'B' sur les trois arrêtes du triangle équilatéral est la suivante :

- 1^{ère} projection : l'image d'un point projeté sur la droite Δ_3 doit être parallèle à la droite Δ_1 , donnant ainsi la proportion Q_3 du produit pauvre.
- 2^{ème} projection : l'image d'un point projeté sur la droite Δ_2 doit être parallèle à la droite Δ_3 , donnant ainsi la proportion Q_2 du produit riche.
- 3^{ème} projection : l'image d'un point projeté sur la droite Δ_1 doit être parallèle à la droite Δ_2 , donnant ainsi la proportion Q_1 du produit moyennement riche.

4.1.3 Détermination des paramètres de la méthode graphique

4.1.3.1 Détermination des coordonnées des points A et B

A. Détermination des coordonnées du point A

Le segment A_1B_1 coupe la droite (α_{cl}) en un point A

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

➤ Les coordonnées des points A_1 et B_1 sont :

$$A_1 (0, \alpha_1) \text{ et } B_1 \left(\frac{d}{2}, \alpha_2 \right)$$

α_1 : teneur du produit moyennement riche ; (%)

α_2 : Teneur du produit riche ; (%)

d : Valeur algébrique de l'arrête du triangle équilatéral.

La pente su segment A_1B_1 est :

$$\text{tg } \varphi_1 = \frac{2(\alpha_2 - \alpha_1)}{d} \quad (4.3)$$

L'équation de la droite (A_1B_1) est :

$$y = \frac{2(\alpha_2 - \alpha_1)}{d} x + \alpha_1 \quad (4.4)$$

L'intersection de la droite (A_1B_1) avec la droite d'équation $y = \alpha_{cl}$ est le point A.

$$\left\{ \begin{array}{l} y = \frac{2(\alpha_2 - \alpha_1)}{d} x + \alpha_1 \\ \text{et} \\ y = \alpha_{cl} \end{array} \right. \Rightarrow \left\{ \begin{array}{l} \frac{2(\alpha_2 - \alpha_1)}{d} x + \alpha_1 = \alpha_{cl} \\ \text{D'où} \\ x = \frac{(\alpha_{cl} - \alpha_1)}{2(\alpha_2 - \alpha_1)} d \end{array} \right. \quad (4.5)$$

Donc les coordonnées du point A sont :

$$A \left(\frac{d(\alpha_{cl} - \alpha_1)}{2(\alpha_2 - \alpha_1)}, \alpha_{cl} \right)$$

B. Détermination des coordonnées du point B

➤ Les coordonnées des points B_1 et C_1 sont :

$$B_1 \left(\frac{d}{2}, \alpha_2 \right) \text{ et } C_1 (d, \alpha_3)$$

La pente de la droite $B_1 C_1$ est :

$$\text{tg } \varphi_2 = \frac{2(\alpha_3 - \alpha_2)}{d} \quad (4.6)$$

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

L'équation de la droite (B₁ C₁) est :

$$y = \frac{2(\alpha_3 - \alpha_2)}{d} x + 2\alpha_2 - \alpha_3 \quad (4.7)$$

Le point d'intersection de la droite (B₁ C₁) avec la droite $y = \alpha_{cl}$ est le point B :

$$\left\{ \begin{array}{l} y = \frac{2(\alpha_3 - \alpha_2)}{d} x + 2\alpha_2 - \alpha_3 \\ \text{et} \\ y = \alpha_{cl} \end{array} \right. \Rightarrow \left\{ \begin{array}{l} y = \frac{2(\alpha_3 - \alpha_2)}{d} x + 2\alpha_2 - \alpha_3 = \alpha_{cl} \\ \text{D'où} \\ x = \frac{d(\alpha_{cl} + \alpha_3 - 2\alpha_2)}{2(\alpha_3 - \alpha_2)} \end{array} \right. \quad (4.8)$$

Donc les coordonnées du point B sont :

$$B \left(\frac{d(\alpha_{cl} + \alpha_3 - 2\alpha_2)}{2(\alpha_3 - \alpha_2)}, \alpha_{cl} \right)$$

4.1.3.2 Détermination des coordonnées du point A' et B'

La projection orthogonal du point A sur la droite (Δ_1) qui représente une des trois arêtes du triangle équilatéral, donne le point A' de la même abscisse.

$$\text{D'où :} \quad x = \frac{d(\alpha_{cl} - \alpha_1)}{2(\alpha_2 - \alpha_1)} = V \quad (4.9)$$

Les coordonnées du point A' sont donc :

$$A' (V, -V \operatorname{tg} \varphi)$$

φ : étant l'angle formé par les arêtes du triangle équilatéral ($\varphi = 60^\circ$)

La projection du point B sur la droite (A_2), donne le point B' de même abscisse :

$$x = \frac{d(\alpha_{cl} + \alpha_3 - 2\alpha_2)}{2(\alpha_3 - \alpha_2)} = W \quad (4.10)$$

Les coordonnées du point B' sont donc :

$$B' (W, -\operatorname{tg} \varphi \cdot W - 2h)$$

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Avec :
$$h = \frac{\sqrt{3}}{2}d$$

La détermination de l'équation de la droite objective (A' B') est la suivante :

$$A' (V, -\operatorname{tg}\varphi V) ; B' (W, K.W - 2h)$$

$$\operatorname{tg}\varphi_3 = \frac{KW + KV - 2h}{W - V} \quad (4.11)$$

Ainsi on pourra définir une droite objective ayant pour équation :

$$y + KV = \operatorname{tg}\varphi_3(x - V)$$

$$y = \operatorname{tg}\varphi_3(x - V) - KV$$

$$y = x \operatorname{tg}\varphi_3 - V \operatorname{tg}\varphi_3 - KV \quad (4.12)$$

4.2 Limites d'exploitation de chaque produit

4.2.1 Détermination des coordonnées du point "e" sur l'axe XY

Le point "e" est de coordonnées e (x, y), l'ordonnée étant nulle (y = 0).

A. Détermination de l'abscisse du point "e"

$$(x - W)K - KW + 2h = 0$$

$$x = 2W - d \quad (4.13)$$

Cette abscisse nous donne le maximum possible à extraire du produit pauvre.

Les limites d'exploitation du produit pauvre sont donc définies dans le domaine compris de 0 à $2W - d$.

Les coordonnées du point "e" : e ($2W - d, 0$)

B. Détermination du point "f" sur (Δ_1)

$$f = d - A'$$

d : valeur algébrique de l'arrête du triangle équilatéral.

A' : la lecture de la valeur de A' sur la droite (Δ_1)

Les limites d'exploitation du produit riche sont donc définies dans le domaine compris de $d - A'$ à B'.

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

La valeur $d - A'$, étant la limite inférieure d'extraction du produit riche.

B' étant la limite supérieure d'extraction du produit riche.

4.3 Recherche de la variante optimale sur la droite objective (A'B')

Le but de notre optimisation est de trouver une variante qui peut satisfaire le critère suivant [54] :

- Maximiser l'extraction du produit pauvre et en même temps minimiser l'extraction du produit riche ;
- Augmenter les domaines d'extraction de chaque produit déjà déterminé ;
- Le croisement des trois domaines donne graphiquement un triangle équilatéral dans le grand triangle équilatéral.

4.3.1 Détermination des paramètres du nouveau triangle

L'équation de la droite (B'e) est :

$$\begin{aligned} B' (W, K.W - 2h) ; e (2W - d, 0) \\ y = -Kx + b \Rightarrow b = 0 + K(2W - d) \\ (B'e) \Leftrightarrow y = -Kx + 2KW - 2h \end{aligned} \quad (4.14)$$

- L'intersection de la droite (B'e) et la droite parallèle à (Δ_3) donne le point A'''

Donc la droite (A',A'''f) est : $y = -KV$ (4.15)

- La projection de A''' sur la droite Δ_1 parallèlement à Δ_2 donne le point A''

Les coordonnées du point A''' à l'intersection de (B'e) et de la droite $y_{A'} = -KV$

$$x = V + 2W - d$$

D'où: $A''' (V + 2W - d, KV)$

➤ L'équation de la droite (A'' A''')

La pente de la droite est : $\operatorname{tg}\varphi = K$ car $A'' A''' // \Delta_2$

φ : angle du triangle équilatéral ($\varphi = 60^\circ$)

$$y + KV = K(x - V - 2W + d)$$

$$y = Kx - 2KV - 2KW + 2h$$

$$y = Kx - 2K(V+W) + 2h \quad (4.16)$$

- Les coordonnées du point A'' :

$$\begin{cases} y = -KV & ; \text{ Pour } \Delta_1 \\ y = Kx - 2K(V+W) + 2h & ; \text{ Pour } A''A''' \end{cases}$$

D'où :

$$x = V+W - \frac{d}{2}$$

$$y = -K\left(V+W - \frac{d}{2}\right) = -KV - KW + h$$

$$y = K(-V-W) + h$$

$$A'' \left(V+W - \frac{d}{2}, K(-V-W) + h \right)$$

➤ **L'équation de la droite (A'A'')**

La droite (A'A'') est parallèle et confondue à la droite Δ_1

Donc c'est la droite de Δ_1 : $y = -KV$ (4.17)

Le nouveau triangle équilatéral réduit l'étude de la fonction objective. Tous les points de la droite objective à l'intérieur du triangle équilatéral ont tendance à minimiser l'extraction du produit riche. De ce fait, la recherche de la variante optimale sera donc à l'intérieur du nouveau triangle équilatéral.

4.4 Profit économique pour la recherche de la variante optimale

La recherche de la variante optimale, dans le but de réaliser le maximum de profit lors de l'extraction des trois produits en question (riche, pauvre, moyen) est d'introduire un nouveau paramètre qui est le prix de vente de la tonne de minerai brute pour chaque qualité de minerai extrait.

Chaque point de la droite objective (A'B') nous donne une estimation de profit économique. Le point qui donne le maximum de profit est la variante optimale que nous cherchons [54].

4.4.1 Formulation de la contrainte économique

$$\sum_{i=1}^n pr_i Q_i Q_t = X_i \quad ; \text{(DA.t)} \quad (4.18)$$

Q_t : Quantité total à extraire ; (t)

n : Nombre de produit de teneur différente à exploiter ;

pr_i : Prix de la tonne de minerai brut de la i^{eme} qualité ; (DA)

Q_i : Proportion quantitative à exploiter de la i^{eme} qualité ; (%)

L'utilisation de la recherche opérationnelle pour chercher le maximum de profit revient à :

$$\text{Max} X_i = \sum_{i=1}^n pr_i Q_i Q_t \quad ; \text{(DA.t)} \quad (4.19)$$

X_i : critère du profit économique dans le but de trouver la variante optimale au sein de la droite objective (A'B').

4.4.2 Contrainte technique

La contrainte économique présente parfois un inconvénient de donner une variante optimale qui ne peut pas être techniquement satisfaisante. Les proportions quantitatives de chaque produit estimées peuvent être irréalistes. Pour cette raison, un autre critère de choix est indispensable. Le choix du point optimum sur la droite objective (A'B') s'effectuera par le déplacement du curseur sur la droite objective avec des pas préalablement définie.

Parfois l'ingénieur exploitant se trouve dans l'obligation de ne pas dépasser une certaine quantité de tel ou tel chantier. De ce fait, le domaine d'extraction de ce produit est limité : par exemple la quantité à extraire du produit pauvre ne doit pas dépasser les 20% de la quantité total à exploiter. Dans ce cas, l'ingénieur doit chercher la variante optimale entre (0% - 20%) du produit de teneur pauvre.[54]

4.5 Programmation informatique de la méthode graphique

Pour la rapidité d'exécution des calculs, un outil informatique est mis en œuvre pour l'exécution de la méthode graphique. Ainsi, on espère simplifier l'application de cette méthode.

4.5.1 Organigramme global de la méthode graphique

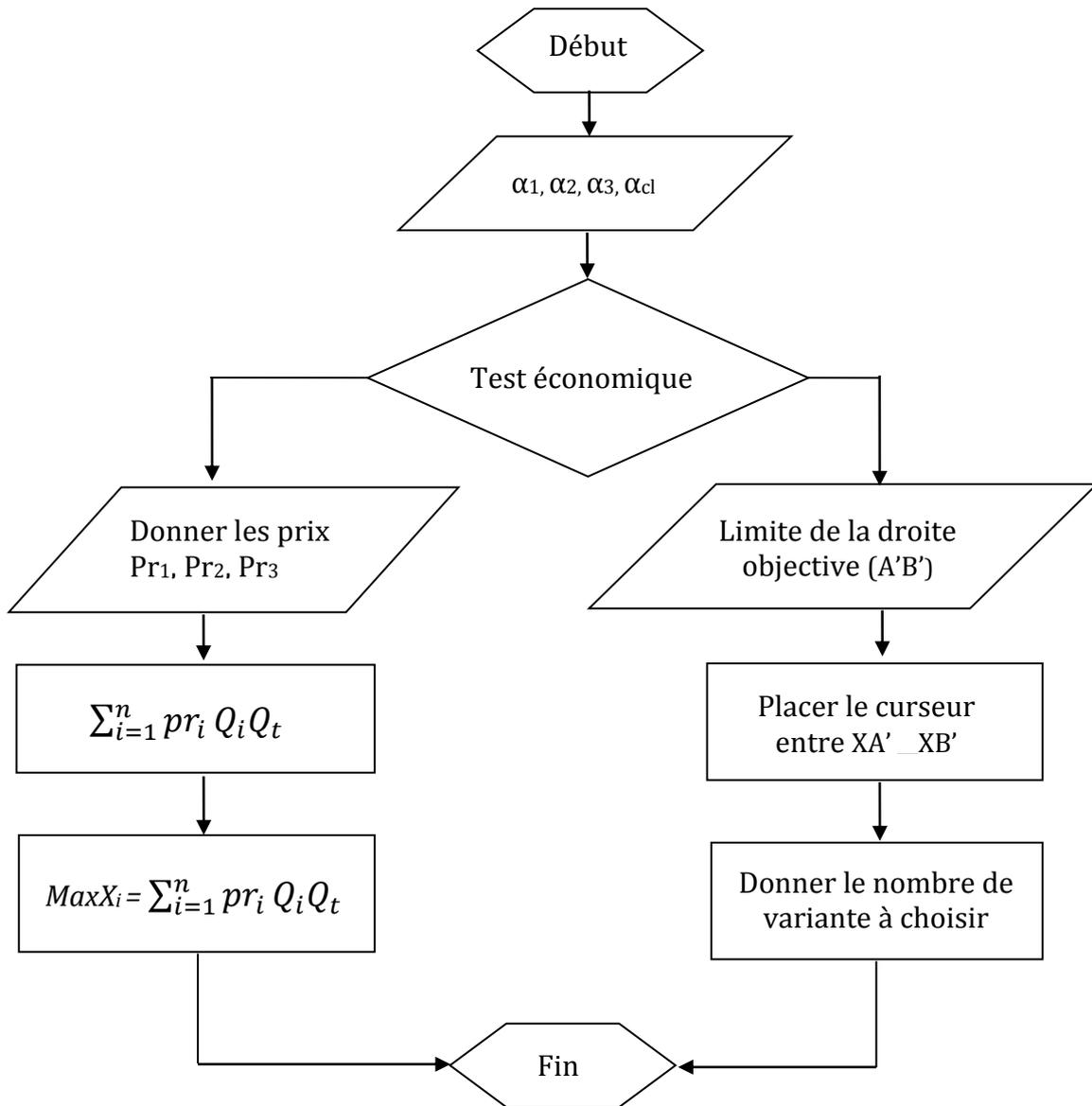


Figure4.2 : Organigramme global de la méthode graphique

4.5.2 Détermination des paramètres graphiques de la méthode graphique

Les paramètres de calcul sont :

- Détermination des coordonnées des points A et B ;
- Détermination des coordonnées des points A' et B' ;
- Détermination de l'équation de la droite objective (A'B').

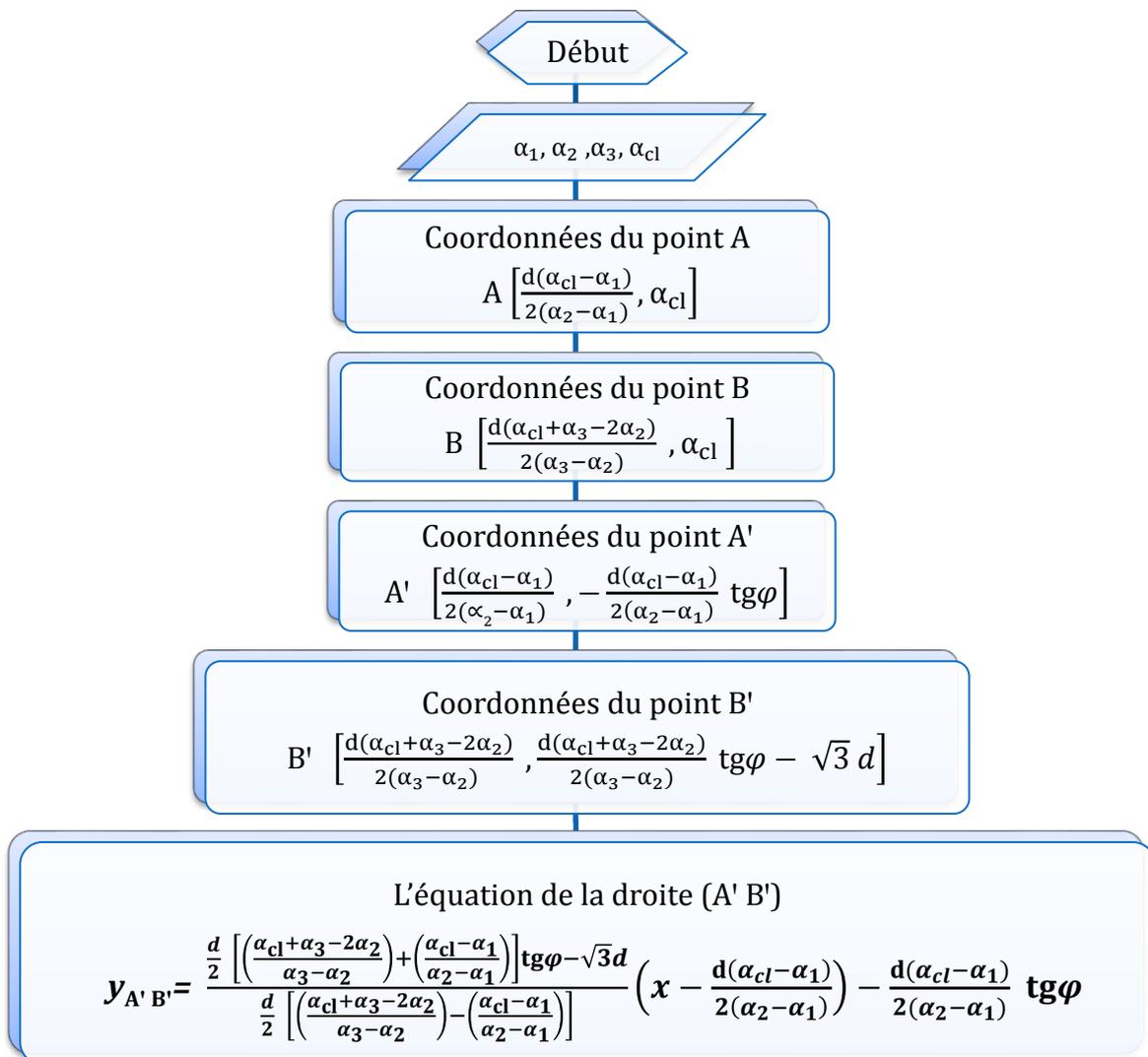


Figure 4.3 : Organigramme des paramètres graphiques de la méthode graphique.

4.5.3 Choix de la variante optimale au sein de la droite objective (A' B')

Le choix s'effectuera par les étapes suivantes :

- Détermination des limites d'exploitation des trois produits ;
- Détermination des paramètres du nouveau triangle équilatéral, crée par l'intersection des domaines d'extraction des trois produits.

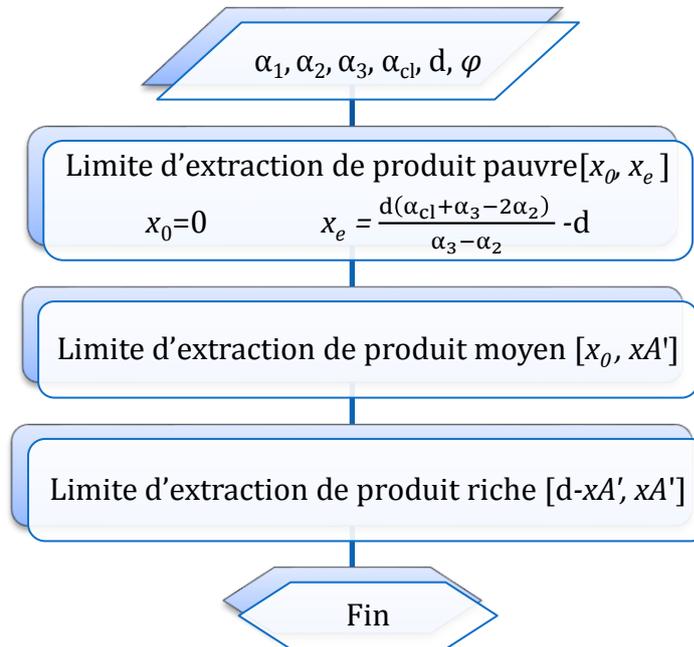


Figure4.4 : Organigramme des limites d'exploitation des trois produits

4.5.4 Choix économique de la variante optimale

Pour cela, on introduit comme donnée de base le prix de vente de la tonne de minerai brut pour chaque qualité de produit et la quantité totale à exploiter.

Le critère de choix se base sur le maximum de coût de chaque variante au sein de la droite objective (A' B').

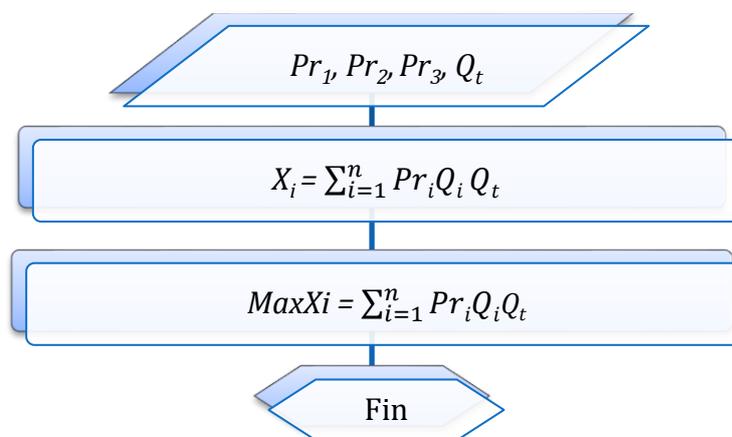


Figure4.5 : Organigramme du choix économique de la variante optimale

4.5.5 Choix technique de la variante optimale

Suite aux conditions d'exploitation qui sont inconnues, on laisse à l'utilisation de la méthode graphique le soin de choisir la variante optimale selon les conditions d'exploitation qu'il gère.

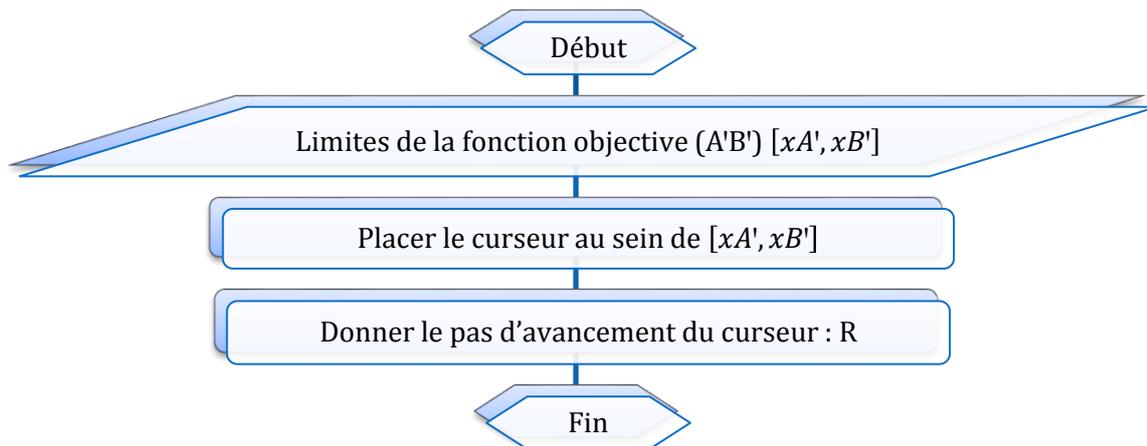


Figure4.6 : Organigramme du choix technique de la variante optimale.

4.6 Application numérique de la méthode graphique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

L'application de la méthode graphique aboutit à la détermination d'un segment de droite qui donne une infinité de solution à une équation à trois inconnues. Pour cela il faut rappeler les conditions d'application de cette méthode :

$$Q_1\alpha_1 + Q_2\alpha_2 + Q_3\alpha_3 = \alpha_{cl} ; (\%), \text{ avec } \alpha_2 > \alpha_{cl} > \alpha_1 > \alpha_3$$

L'usine sidérurgique El Hadjar, qui est le principal client de la mine de l'Ouenza, nécessite une teneur moyenne en fer de 48,50%.

1^{er} cas : les trois chantiers sont opérationnels

Parmi les solutions possibles (Figure4.7) :

$$(0, 12 \times 42) + (0, 68 \times 53) + (0, 2 \times 37, 10) = 48, 50\%$$

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

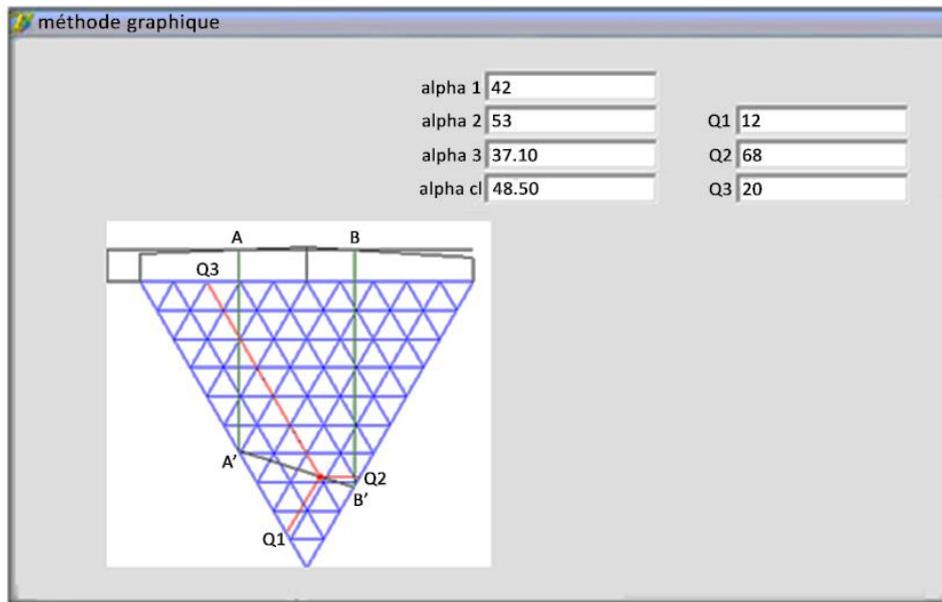


Figure4.7 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du trois chantiers opérationnels

2^{ème} cas : le chantier moyen est à l'arrêt

Parmi les solutions possibles (Figure4.8) :

$$(0,2825 \times 37,10) + (0,7175 \times 53) = 48,50\%$$

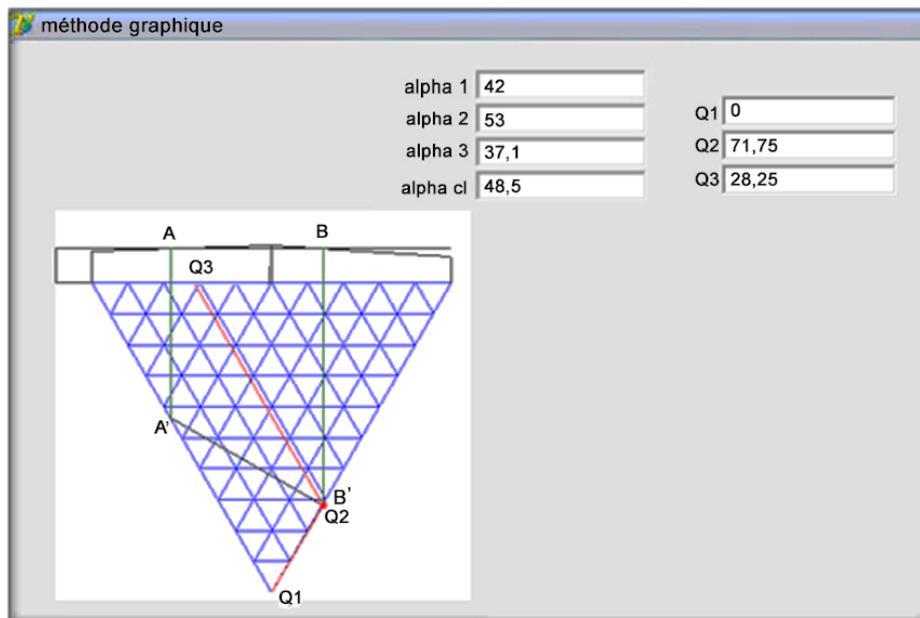


Figure4.8 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du chantier moyennement riche est en panne

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

3^{ème} cas : le chantier pauvre est à l'arrêt

Parmi les solutions possibles (Figure4.9) :

$$(0,4370 \times 53) + (0,5630 \times 45) = 48,50 \%$$

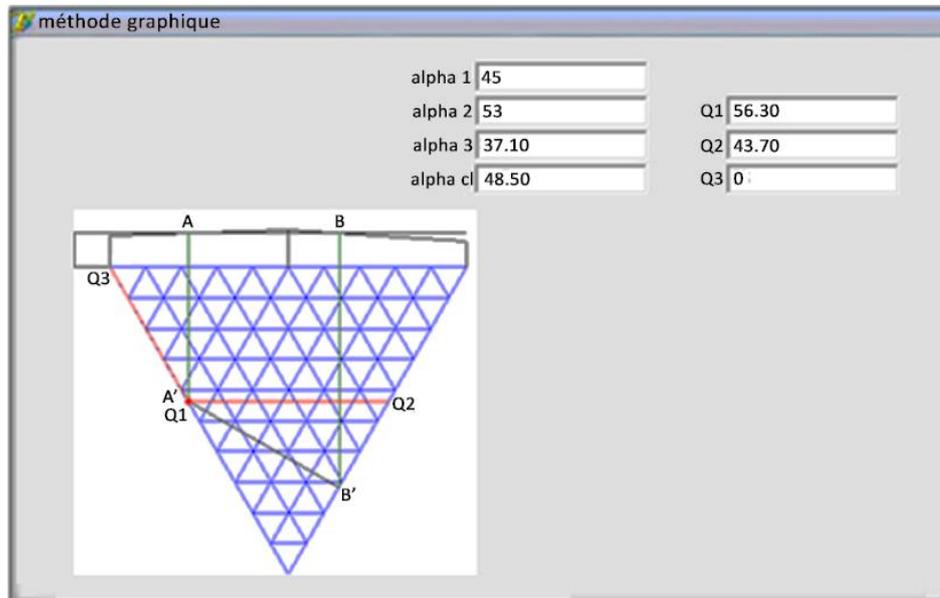


Figure4.9 : Résultats numérique de la méthode graphique dans le cas du chantier pauvre est en panne

4.7 Synthèse

L'exploitation des gisements présentant une irrégularité de teneur, causent un problème sérieux pour l'exploitant qui doit respecter l'extraction du minerai de faible teneur avant l'épuisement des réserves du minerais riche pour assurer une durée de vie plus importante de la mine.

L'application de la méthode graphique favorise une exploitation sélective d'un gisement présentant trois classes de teneurs différentes. Ainsi on pourra obtenir un produit de teneur bien définie durant toute la durée d'exploitation de ce gisement. Respectant la condition d'application de cette méthode, si cette condition n'est pas respectée la méthode graphique ne donne pas de résultat.

La méthode graphique est une méthode qui permet d'obtenir une infinité de variantes de proportions de trois produits présentant des teneurs différentes permettant ainsi, une meilleure planification de production de la mine.

Chapitre 4. Proposition d'une méthodologie d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Un programme informatique, mettant en œuvre la méthode graphique. Ouvre devant l'ingénieur exploitant un large horizon pour l'exploitation des gisements présentant une irrégularité de teneur. Il facilite la tâche du choix de la variante optimale selon des critères techniques et/ou économiques.

Néanmoins, cette méthode montre une certaine restriction pour les conditions de la mine de l'Ouenza vue la variabilité incontrôlable de la teneur en fer, qui rend la condition d'application de cette méthode très difficile à réaliser. Donc le recours à la méthode analytique avec stockage du minerai pour assurer un produit marchand homogène à une teneur constante, et ce quel que soit la variabilité de la teneur, devient indispensable.

Chapitre 5

Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

-
- 1- Buts de la méthode analytique
 - 2- Présentation de la méthode
 - 3- Application de la méthode analytique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)
 - 4- Méthodologie du stockage du minerai de fer de l'Ouenza
 - 5- Synthèse
-

Introduction

L'exploitation des gisements de fer présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, pose problème pour l'industrie sidérurgique en Algérie. La variabilité des teneurs en fer rend le cout d'exploitation de ce type de gisement très couteuse. Dans ce chapitre nous allons proposer une nouvelle méthodologie d'organisation et d'exploitation de ce type de gisement.

Les résultats obtenus suite à l'étude géostatistique du gisement de fer de l'Ouenza ont montrés qu'il existe une grande variabilité de la teneur en fer dans les différents chantiers d'exploitation de ce gisement. Ces résultats sont pris comme base de données pour la nouvelle méthode analytique proposée pour l'exploitation de ce type de gisement. En finalité une solution globale est donnée pour parer au problème de variabilité des teneurs en fer dans les conditions du gisement de fer de l'Ouenza, avec l'installation d'un stock d'homogénéisation dont la teneur est celle exigée par le client.

5.1 Buts de la méthode analytique

- Obtention d'un produit de teneur stable durant l'exploitation du gisement à partir des teneurs très variables ;
- Une politique de réalisation d'un stock homogène sans l'arrêt total de l'expédition du minerai vers l'acheteur ;
- La réalisation d'une organisation meilleure des chantiers d'exploitation pour atteindre les objectifs de planification de la mine [54].

5.2 Présentation de la méthode

La première étape de la méthode est de calculer la teneur moyenne des chantiers en exploitation, puis comparer cette dernière à une teneur exigée par le client [54].

5.2.1 Détermination de la teneur moyenne en minerai pour la même journée

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n Q_i X_i}{Q_j} ; (\%) \quad (5.1)$$

\bar{X} est la teneur moyenne en minerai pour tous les chantiers en exploitation (%), X_i est la teneur moyenne en minerai pour le $i^{\text{ème}}$ chantier, Q_i est la production journalière du $i^{\text{ème}}$ chantier (t), Q_j est la production journalière de la mine (t) et n est le nombre de chantiers en exploitation.

Où :

$$Q_j = \sum_{i=1}^n Q_i ; (t) \quad (5.2)$$

5.2.2 Comparer la teneur moyenne des chantiers en exploitation (\bar{X}) à la teneur exigée par le client (X_{cl})

Trois cas de comparaison sont possibles :

A : si $\bar{X} = X_{cl}$; La teneur moyenne des chantiers en exploitation est égale à celle exigée par le client ; dans ce cas toute la quantité exploitée est expédiée vers le client.

B : si $\bar{X} > X_{cl}$; La teneur moyenne des chantiers en exploitation est supérieur à l'exigée, dans ce cas il existe un ou plusieurs chantiers qui présente un indice de teneur trop élevé. Donc il faut déduire une certaine quantité du chantier ayant la plus grande teneur et l'expédier vers le stock d'homogénéisation. Cette quantité à retrancher du chantier présentant le plus grand indice de teneur est déterminée par la formule suivante :

$$q_{st}^G = Q_j \frac{\bar{X} - X_{cl}}{X_i^G - X_{cl}} ; (t) \quad (5.3)$$

q_{st}^G : Quantité de minerai à prélever du chantier ayant le plus grand indice de teneur (t).

X_i^G : Teneur moyenne du chantier ayant le plus grand indice de teneur (%).

B1 : si $q_{st}^G \leq Q_i^G$; mettre la quantité q_{st}^G au stock d'homogénéisation.

Q_i^G : Quantité journalière planifiée pour le chantier ayant la plus grande teneur (t).

B2 : si $q_{st}^G > Q_i^G$: cela revient à dire que même si on enlève toute la quantité Q_i^G du chantier ayant la plus grande teneur, la teneur moyenne des chantiers restants est supérieure à celle exigée. Dans ce cas on calcule la teneur moyenne de tous les chantiers qui ont la teneur supérieure à celle exigée par le client par la formule suivante :

$$\bar{X}^G = \frac{\sum_{i=1}^{n'} Q_i X_i^G}{\sum_{i=1}^{n'} Q_i} ; (%) \quad (5.4)$$

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

n' : Nombre de chantier ayant la teneur supérieur à celle exigée par le client.

X_i^G : Teneur moyenne de $i^{\text{ème}}$ chantier dont la teneur est supérieure à celle exigée par le client (%).

Q_i : Quantité journalière planifiée du $i^{\text{ème}}$ chantier dont la teneur est supérieur à celle exigée (t).

Après avoir calculé la teneur par l'expression (5.4), on détermine la quantité à prélever des chantiers ayant la teneur supérieur à celle exigée à aide de la formule suivante :

$$q'_{st} = Q_j \frac{\bar{X} - X_{cl}}{\bar{X}^G - X_{cl}} ; (t) \quad (5.5)$$

La répartition de cette quantité s'effectuera sur tous les chantiers ayant la teneur supérieur à celle exigée. La quantité à extraire de chaque chantier est expédiée vers le stock d'homogénéisation, est déterminée par la formule suivante :

$$q'_{sti} = Q_j \frac{\bar{X} - X_{cl}}{\sum_{i=1}^{n'} Q_i} ; (t) \quad (5.6)$$

C : si $\bar{X} < X_{cl}$; La teneur moyenne des chantiers en exploitation est inférieure à celle exigée, dans ce cas on enlève une certaine quantité des chantiers ayant la plus faible teneur. Cette quantité à prélever est déterminée par la formule suivante :

$$q_{st}^p = Q_j \frac{X_{cl} - \bar{X}}{X_{cl} - X_i^p} ; (t) \quad (5.7)$$

q_{st}^p : Quantité à prélever du chantier ayant l'indice la plus faible teneur est à expédier vers le stock d'homogénéisation (t).

X_i^p ; La teneur la plus faible de tous les chantiers en exploitation (%).

C1 : contrôle de la quantité q_{st}^p :

- Si $q_{st}^p \leq Q_i^p$; expédition directe vers le stock d'homogénéisation.

Q_i^p : Quantité planifiée à extraire du chantier ayant la plus faible teneur.

- Si $q_{st}^P > Q_i^P$; ceci dit que même si en enlève toute la quantité du chantier ayant la plus faible teneur, la teneur moyenne des chantiers restants est toujours inférieure à celle exigée, dans ce cas il faut prélever d'autres quantités des chantiers présentant teneurs inférieures, à celle exigée par le client.
- Calcul de la teneur moyenne des chantiers de teneur inférieure à celle exigée :

$$\bar{X}^P = \frac{\sum_{i=1}^{n''} Q_i X_i^P}{\sum_{i=1}^{n''} Q_i} ; (\%) \quad (5.8)$$

n'' : Nombre de chantier ayant la teneur inférieure à celle exigée par le client.

X_i^P : Teneur moyenne de $i^{\text{ème}}$ chantier de faible teneur $X_i^P < X_{cl}$ (%).

Q_i : Quantité journalière planifiée du $i^{\text{ème}}$ chantier ayant la teneur inférieure à celle exigée (t).

- Calcul de la quantité à prélevée des chantiers ayant la teneur inférieure à celle exigée X_{cl} .

$$q'_{st} = Q_j \frac{X_{cl} - \bar{X}}{X_{cl} - \bar{X}^P} ; (t) \quad (5.9)$$

Répartition de q'_{st} sur tous les chantiers de faible teneur à celle exigée par le client.

q'_{st} : Quantité à prélever du $i^{\text{ème}}$ chantier de teneur inférieur à X_{cl} , et à expédier vers le stock l'homogénéisation (t).

Une fois que les q'_{st} sont prélevées des chantiers de teneur inférieure à X_{cl} , et expédiées vers le stock d'homogénéisation, le reste des quantités mélangées avec les autres chantiers, donnera obligatoirement une teneur moyenne de tous les chantiers en exploitation égale à celle exigée par le client.

5.2.3 Contrôle des quantités de minerai expédiées vers le stock d'homogénéisation

La teneur moyenne accumulée dans le stock d'homogénéisation est déterminé par la formule suivante :

$$\alpha_j = \frac{q_{macc(j-1)}\alpha_{(j-1)} + q_{st}^X}{q_{macc(j-1)} + q_{st}} ; (\%) \quad (5.10)$$

α_j : Teneur moyenne accumulée dans le stock (%)

$q_{macc(j-1)}$: Quantité de minerai accumulée dans le stock pendant la journée précédente d'exploitation (t)

q_{st} : Quantité de minerai prélevée des chantiers et transportée vers le stock pour remédier au défaut de teneur entre celle exigée et la moyenne des chantiers en exploitation (t).

X : teneur moyenne de q_{st} (produit transporté vers le stock) (%)

5.2.4 Quantité de minerai accumulée dans le stock

$$q_{macc(j)} = q_{macc(j-1)} + q_{st} ; (t) \quad (5.11)$$

Tableau5.1 : Tableau récapitulatif de la méthode analytique

J O U R S	Teneurs et quantités de minerai dans les chantiers en exploitation (%), (t)			Q _j (t)	\bar{X} (%)	Stock d'homogénéisation					Quantité à expédier vers le client (t)
	X _i	X _{n-1}	X _n			Chantier d'échange N°	q _{st} (t)	q _{st} (%)	α_j (%)	q _{macc(j)} (t)	
	Q _i	Q _{n-1}	Q _n								
j _i	t _i	t _{n-1}	t _n	Q _{j(i)}	\bar{X}	N _i	q _{sti}	\bar{X}	α_{j_i}	q _{macc(j_i)}	Q _{j(i)} - q _{st}
	q _i	q _{n-1}	q _n								
j _{n-1}	t _i	t _{n-1}	t _n	Q _{j(n-1)}	\bar{X}	N _i	q _{sti}	\bar{X}'	$\alpha_{j(n-1)}$	q _{macc j(n-1)}	Q _{j(n-1)} - q _{st}
	q _i	q _{n-1}	q _n								
j _n	t _i	t _{n-1}	t _n	Q _{j(n)}	\bar{X}	N _i	q _{sti}	\bar{X}''	α_{j_n}	q _{macc j_n}	Q _{j(n)} - q _{st}
	q _i	q _{n-1}	q _n								

5.3 Application de la méthode analytique dans les conditions de la mine de l'Ouenza (Quartier Chagoura Nord)

A partir de l'application de la méthode analytique (Tableau 5.1) dans les conditions de la mine de l'Ouenza nous avons constaté que :

La quantité accumulée dans le stock d'échange pendant 27 jours est : $q_{\text{macc } j27} = 72920\text{t}$ avec une teneur accumulée de $\alpha_{j27} = 48.5\%$. Ce stock d'échange va nous assurer le défaut de quantité expédiée vers le client, un deuxième stock d'échange sera réaliser pendant le deuxième mois dont la quantité accumulée est de : $q_{\text{macc } j50} = 60304\text{t}$ et de $\alpha_{j50} = 48.5\%$. Cette opération sera faite en intermittence pour assurer une expédition de produit avec quantité et qualité exigé par le client.

Remarque : les détails des calculs par la méthode analytique dans les conditions de l'Ouenza sont mentionnés en annexe 1.

5.4 Méthodologie du stockage du minerai de fer de L'Ouenza

L'un des objectifs du processus d'extraction et de production dans les opérations minières est de réduire la variabilité inhérente à la teneur du gisement. [1]

Les variations de teneur peuvent entraîner des variations de qualité dans le produit fini. Une option disponible pour résoudre ce problème consiste à mélanger les minerais provenant de différentes sources. [2]

Le mélange de minerai est un processus important dans l'extraction à ciel ouvert et détermine grandement l'efficacité de la production de l'usine de traitement. Lorsque le minerai extrait est d'une teneur très variable, il doit être homogénéisé avant d'être acheminé à l'usine de traitement pour assurer la cohérence. [3]

De nombreuses industries impliquées dans le traitement des minéraux nécessitent un niveau d'homogénéisation des matières premières dans le cadre de leur processus. L'une des méthodes d'homogénéisation les plus utilisées est le stockage. [4]

Le stockage et le mélange jouent un rôle majeur dans le maintien de la quantité et de la qualité des matières premières introduites dans les usines de transformation, en particulier les industries du ciment, du minerai de fer et de l'acier. [5]

5.4.1 Notions sur les différentes méthodes de constitution des piles de stockage

Le mode de constitution des piles prédétermine la forme et le type du stock. La constitution des piles consiste en la mise en place du minerai par couches, horizontales ou inclinées, longitudinales ou transversales, en chevrons, en spirales et par des méthodes combinées.

Quelques méthodes de constitution des piles (en chevron, en quinconce, en couches inclinées, combinées (Figure 5.1) exigent de grands frais d'investissement pour les moyens spéciaux d'homogénéisation utilisés par les deux opérations principales qui sont : déchargement et reprise. Pour cette catégorie, on utilise des chariots d'empilage dont le tambour de déchargement est toujours situé sur l'axe longitudinal du lit d'homogénéisation. Le tas est composé de plusieurs centaines de couches, chacune recouvrant la précédente. L'avantage de cette méthode est l'utilisation d'une mécanisation totale des opérations et leur continuité ainsi qu'un degré d'homogénéisation élevé. L'inconvénient est le coût très élevé [54].

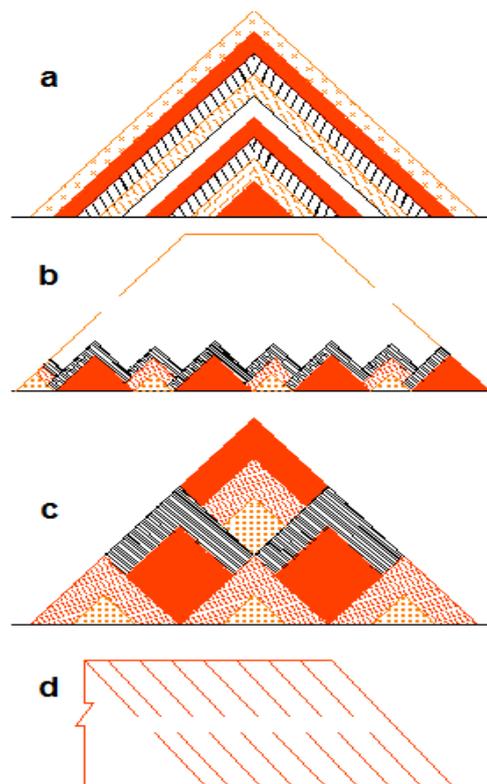


Figure 5.1 : Constitution des piles par différentes méthodes

a-en chevron, b-en quinconce, c-chevron en quinconce, d-couches inclinées.

5.4.2 Choix de constitution des piles dans les conditions de la mine de l'Ouenza

Les méthodes et les schémas décrits ci-dessus ne peuvent pas être appliqués dans la mine de l'Ouenza à cause des particularités granulométriques et des exigences des engins spéciaux. Les machines minières actuelles comme les chargeuses sur roues d'une bonne manœuvrabilité ne peuvent être retenues pour la constitution de ces sortes de piles.

L'empilement du minerai par couches inclinées est très répandue (Figure 5.1d). Ce mode de constitution des piles possède beaucoup d'avantages pour la réalisation mais aussi des inconvénients sur le plan qualitatif. On les construit à partir d'un gradin épuisé ou par estacade.

L'inconvénient qui nous pousse à rejeter ce type de piles est la ségrégation du minerai stocké selon la composition granulométrique. Il est considéré que cette ségrégation provoque une différenciation des indices de qualité.

La concentration du composant utile augmente la masse volumique du minerai et les grands morceaux avec une teneur élevée s'accumulent au pied de la pile. Cet aspect est bien lisible dans le stock de chemin de fer à l'Ouenza. Pour neutraliser ce facteur négatif il est nécessaire d'appliquer des méthodes spéciales de rechargement qui à leur tour exigent de gros moyens financiers.

Le stockage du minerai par couches horizontales (Figure 5.2) est la meilleure variante pour les conditions de l'Ouenza.

Cette méthode assure les meilleures conditions d'homogénéisation et peut permettre d'exclure la ségrégation du minerai. Cette dernière peut avoir lieu aux extrémités des piles, c'est pour cela il faut que :

- la longueur doit être plusieurs fois plus grande que la largeur. Le rapport de 6/1 est avancé par plusieurs auteurs ;
- Le camion décharge des bennes juxtaposées et l'aplanissement est effectué par bulldozers ;
- La reprise de la pile est faite par chargeuse sur le front transversal.

Il faut remarquer que la construction des piles à couches horizontales permet d'améliorer considérablement le degré d'homogénéisation du minerai. Elle se distingue

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

par sa simplicité et permet d'utiliser les engins existants dans la mine, à savoir : pelles mécaniques, chargeuses, bulldozers et camions. L'inconvénient de ce type de pile est l'impossibilité de constituer beaucoup de couches. Le nombre de ces dernières ainsi que leur puissance sont limités et dépendent de la granulométrie du tas des roches abattues. L'inutilisation des gradins épuisés est aussi un autre inconvénient mais l'efficacité de ce type de pile est évidente. En conclusion, on peut dire que la constitution de stocks à couches horizontales est la méthode la plus optimale pour les conditions de l'Ouenza. Elle a l'avantage de permettre :

- d'utiliser la mécanisation et les aires de stockage existantes, donc sans frais d'installation ;
- une simplicité d'organisation ;
- un bon degré d'homogénéisation ;
- une diminution de la ségrégation.

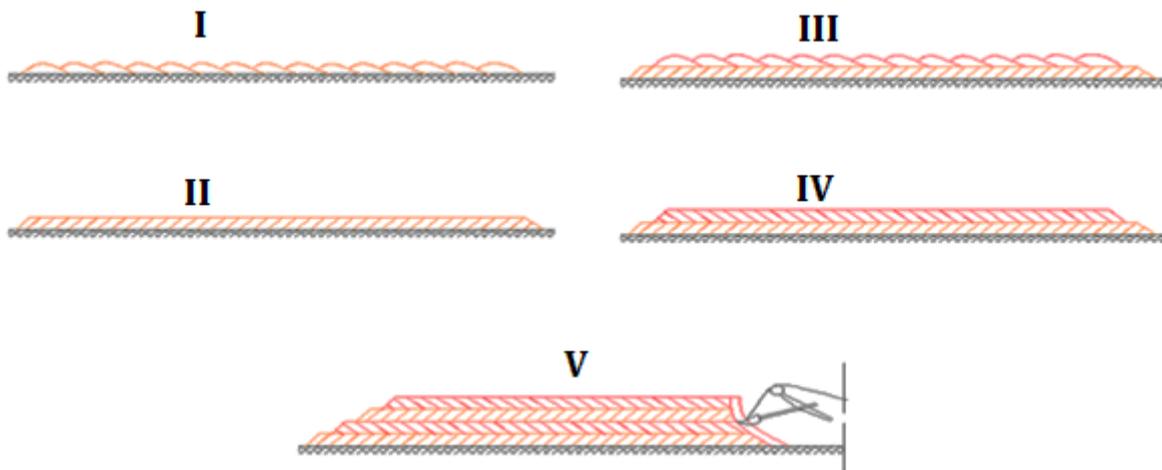


Figure 5.2 : Etapes de la constitution des piles à couches horizontales

I : déchargement du minerai pour constituer la première couche, II : aplanissement de la première couche, III et IV : mêmes opérations pour la deuxième couche, V : reprise du minerai.

5.4.3 Influence de la constitution des piles sur les paramètres du procédé d'homogénéisation

Les paramètres du procédé d'homogénéisation dans les stocks se déterminent par les particularités constructives des engins réalisant l'empilage et le rechargement. Outre cela, le procédé d'homogénéisation dans les stocks pendant n'importe quel intervalle de temps peut être caractérisé par les grandeurs suivantes :

- Nombre de couches inclinées ou horizontales formant la pile ;
- Nombre de sections transversales où l'on effectue le rechargement ;
- Largeur des parties actives et Passives respectivement B_a et B_p ;
- Hauteur de la partie active.

En ajoutant à ces paramètres les rendements des engins d'empilage et de rechargement ainsi que les teneurs des composants utiles, on peut déterminer la qualité du minerai sortant de la pile en n'importe quel intervalle de temps.

Pour tout accès incliné à la pile, la largeur de la partie passive dépend des dimensions du moyen de transport, de la direction du front de déchargement, du nombre de voies et des dimensions des bermes de sécurité. La figure 5.3 montre une pile de forme rectangulaire. La largeur de la partie passive est constante car le front de déchargement est parallèle à l'axe longitudinal de la pile. Ce schéma de déchargement longitudinal montre la disposition des camions et les dimensions optimales de la partie passive de la pile.

Le camion, en déchargeant par couches parallèlement à l'axe de la pile, est disposé en longueur ; en effectuant le virage nécessaire, il se déplace tout en respectant la distance de sécurité. Ainsi on peut écrire lors de la circulation à une seule voie :

$$B_p = L_c + R_c + 0,5 b_c + 1,5 L_s \quad , (m) \quad (5.12)$$

Où : L_c : longueur du camion ; (m)

R_c : rayon de virage du camion ; (m)

b_c : largeur du camion ; (m)

L_s : distance de sécurité entre les camions et l'arête supérieure de la pile ; (m).

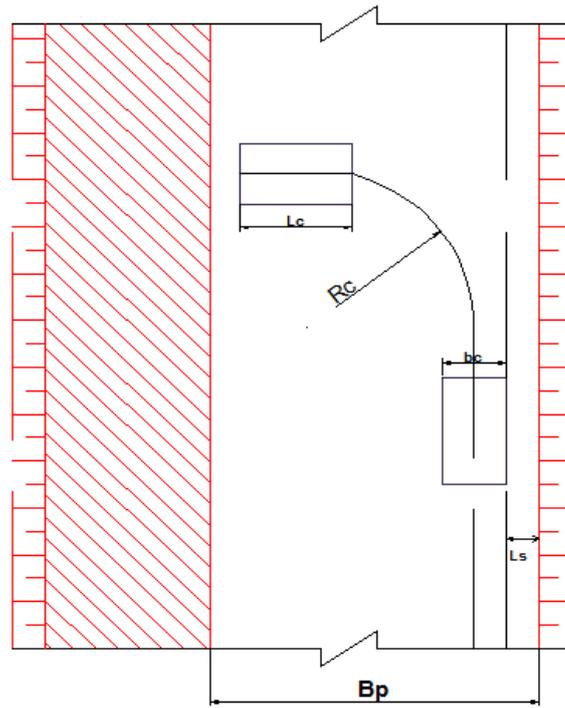


Figure5.3 : Pile de forme rectangulaire de déchargement longitudinal à une seule voie

Lors de la circulation à deux voies (Figure5.4)

On aura :

$$B_p = L_c + R_c + 1,5 bc + 2,5 L_s , (m) \quad (5.13)$$

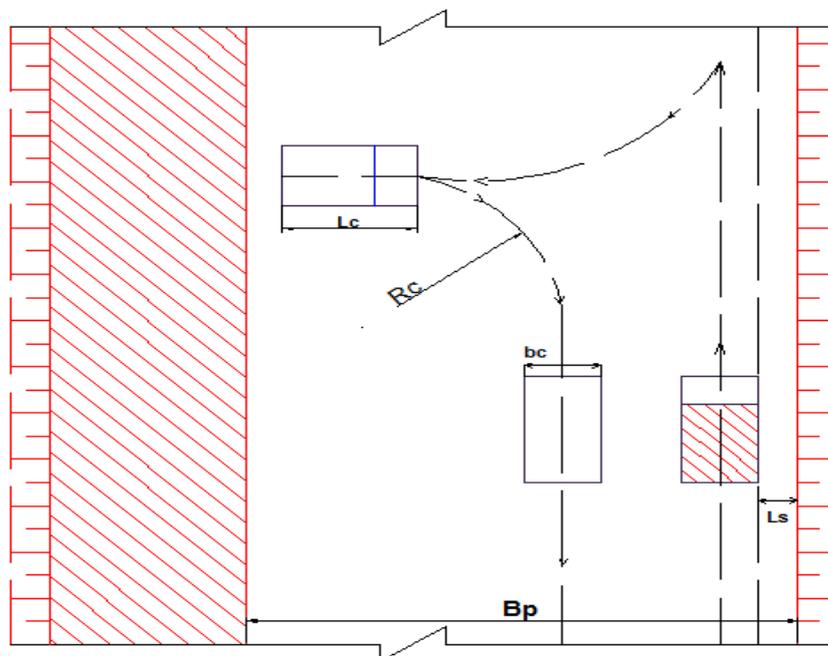


Figure5.4 : Pile de forme rectangulaire de déchargement longitudinal à deux voies

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Dans le cas du schéma de déchargement transversal, la partie passive de la pile aura la forme indiquée sur la figure.4. Cette forme augmentera le coefficient d'utilisation de la pelle qui est :

$$K = \frac{V_p}{V_a}$$

Où : V_p et V_a : respectivement volumes des parties passive et active.

Dans ce cas, l'excavateur recharge le minerai en se déplaçant dans le sens opposé au déchargement ce qui diminue considérablement le coefficient d'homogénéisation. Pour diminuer le coefficient K qui entraîne la diminution du prix d'homogénéisation, il faut décharger le minerai par front longitudinal correspondant à une largeur d'enlèvement de l'excavateur et ensuite recharger transversalement :

$$B = 2Lc + 31s ; (m) \quad \text{et} \quad L'a \geq B \quad (5.14)$$

Dans le cas de la figure5.5, l'excavateur peut aussi recharger dans le même sens que le déchargement des camions ce qui augmente le coefficient d'homogénéisation. Lors de la circulation à une voie et à deux voies, on aura, respectivement :

$$B'p = bc + 21s ; (m) \quad (\text{à une voie}) \quad (5.15)$$

$$B'p = 2bc + 31s ; (m) \quad (\text{à deux voies})$$

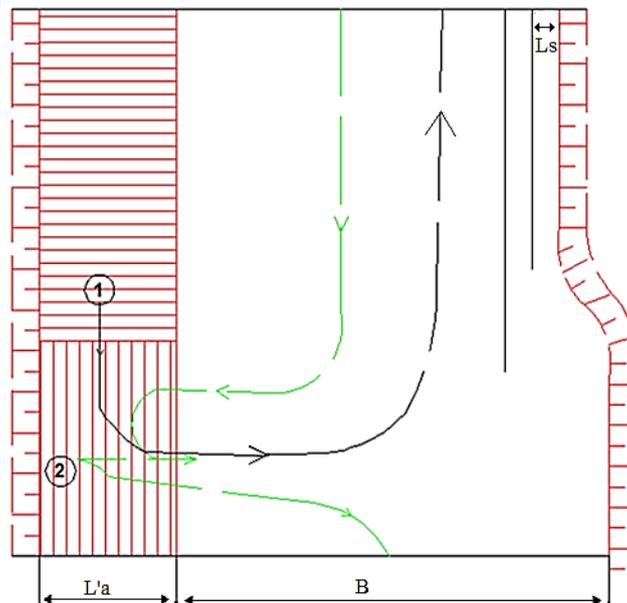


Figure5.5 : Rechargement dans le même sens que le déchargement des camions

La largeur de la partie active de la pile doit être égale à la largeur d'enlèvement de l'excavateur car l'augmentation de la largeur de la partie active provoque le ripage des voies en cas de transport par chemin de fer, ce qui augmente les frais d'exploitation. La diminution de l'enlèvement de l'excavateur n'est pas rationnelle, c'est pourquoi le travail avec une enlèvement maximale est plus effectif.

Parmi les paramètres technologiques, la hauteur de la pile est principale car elle influe sur l'homogénéisation du minerai dans la pile. Dans les stocks modernes, la hauteur de la pile est inférieure ou égale à la hauteur de creusement de l'excavateur. Dans le cas général, la hauteur de la pile est déterminée d'après les calculs technico-économiques.

La longueur de la pile est fonction de plusieurs facteurs dont les principaux sont :

- Largeur du front de déchargement ;
- Sens du front de déchargement ;
- Dépenses pour le transport sur la pile ;
- Technique d'homogénéisation et limites du stock.

Les capacités actives et passives de la pile dépendent de leur longueur, largeur, hauteur et de l'angle du talus naturel. La capacité active initiale nécessaire à la construction du front de déchargement est :

- pour le schéma longitudinal de déchargement, $V_i = 0$ car le front de déchargement est assuré par la partie passive de la pile (Figure 5.3 et 5.4) ;
- pour le schéma transversal :

$$V_i = L_f \cdot A \cdot H \quad ; (m^3) \quad (5.16)$$

Où : A : largeur d'enlèvement de l'excavateur ;(m)

H : Hauteur de la pile ;(m)

L_f : Longueur du front de déchargement ;(m)

La longueur du front de déchargement dépend entièrement des paramètres initiaux.

La pile du stock d'homogénéisation peut être divisée en deux secteurs :

- du déchargement, caractérisé par la longueur de déchargement ;
- du rechargement.

A son tour le premier secteur se compose de quelques parties :

- de déchargement des camions ;
- d'aplanissement de la surface de la pile par bulldozers ;
- de réserve qui reçoit tout le flux de minerai.

La partie de l'aplanissement est égale à celle réservée au déchargement. La partie de réserve est d'un grand apport lorsqu'il y a avarie des engins de déchargement et d'aplanissement et lors de l'augmentation brusque du flux de minerai.

La longueur de la partie de réserve est déterminée comme suit :

$$L_{pr} = m - l_n ; (m) \quad (5.17)$$

Où : l_n : largeur de la bande occupée par un camion;(m)

m : nombre de camions venant sur la pile pendant t_m ;

t_m : espérance mathématique du temps mort des engins de déchargement et d'aplanissement du minerai pendant un poste.

La construction de la pile peut être effectuée par deux méthodes (Figure5.6) :

1. Le déchargement et l'aplanissement ne se réalisent pas simultanément donc :

$$Q_{déch} = Q_{apl} \quad \text{et} \quad t_{déch} = t_{apl}$$

$Q_{déch}$: volume du minerai venant sur la pile ;

Q_{apl} : volume du minerai aplani.

2. L'aplanissement s'effectue directement après le déchargement (figure5.6b). Sur la longueur de la partie du déchargement, influe l'ordre de déchargement, qui peut être ordonné ou chaotique. Lors du déchargement ordonné (par bande), chaque camion décharge sur sa propre bande. Dans le chaotique, le déchargement du camion s'effectue avec une plus grande densité sans laisser d'intervalle entre les places de déchargement.

Le flux du minerai de la mine peut être déversé sur une ou plusieurs parties de déchargement disposées sur une ou plusieurs piles. Donc, le nombre de bandes sur une partie de déchargement peut être déterminé à l'aide de la théorie d'encombrement (file d'attente). Lorsque la largeur de la bande est connue, le nombre de bandes détermine la longueur de la partie de déchargement. Dans le cas où le nombre de bandes n'est pas suffisant, les camions venant sur la pile auront temps mort correspondants à l'attente pour le déchargement, qui provoque des pertes. Lors de l'augmentation du nombre de bandes, il faut considérer chacune comme un volume supplémentaire de la pile et dans ce cas on peut avoir des bandes non chargées. De là, on voit que le nombre optimal de ces bandes de déchargement doit assurer le minimum de temps mort de dépenses dans tout le système. Ce dernier est caractérisé par le nombre de :

- Bandes de déchargement ;
- Camions de la file de déchargement ;
- Camions se déchargeant simultanément ;
- Camions dans le trafic ;
- Bandes libres (non occupées).

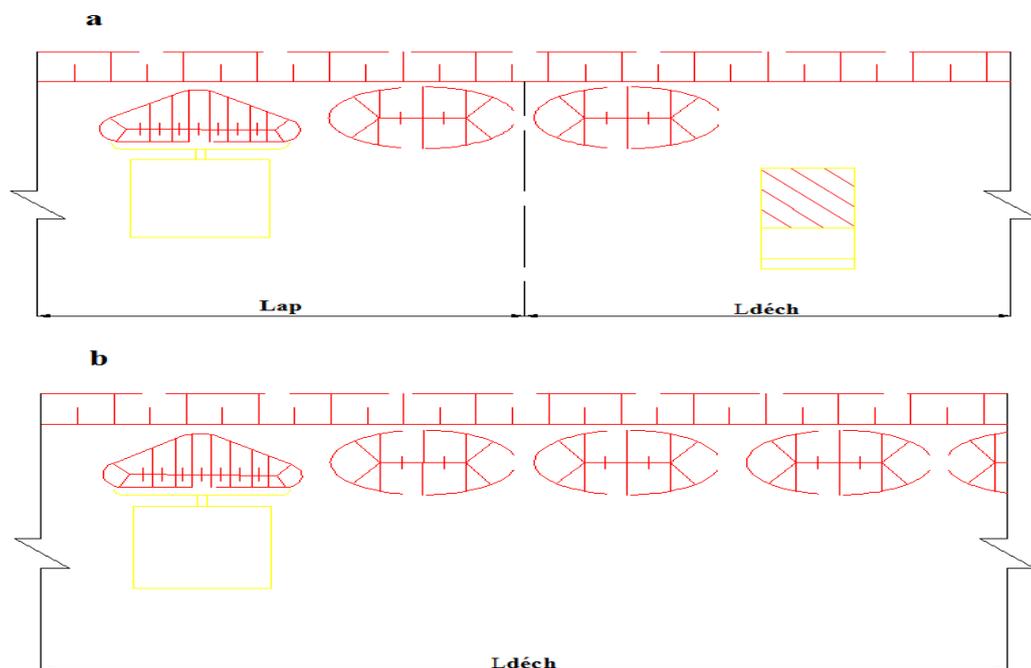


Figure 5.6 : Constitution des piles par bulldozers

a- Aplanissement et le déchargement s'effectuent séparément, b- L'aplanissement est effectué directement après le déchargement.

5.4.4 Choix du type de stock d'homogénéisation pour la mine

Habituellement les stocks sont construits dans les endroits de déchargement d'un type de transport à l'autre. Dans la majorité des cas, on utilise le déchargement par camion, et un excavateur ou une chargeuse pour recharger sur les bennes des camions ou les wagons de chemin de fer. Les camions arrivent au stock par des tranchées d'accès, ils montent, se déchargent et repartent sur la même voie. On aplanit le tas de minerai sur la pile et l'excavateur le recharge sur les wagons [54].

En analysant toutes les variantes possibles des stocks des minéraux utiles en mine, on peut proposer quatre stocks typiques (Figure5.7) dont deux sont les plus importants :

- La capacité active est située sur un côté de la passive ;
- La capacité active est située de deux côtés de la partie active de la pile.

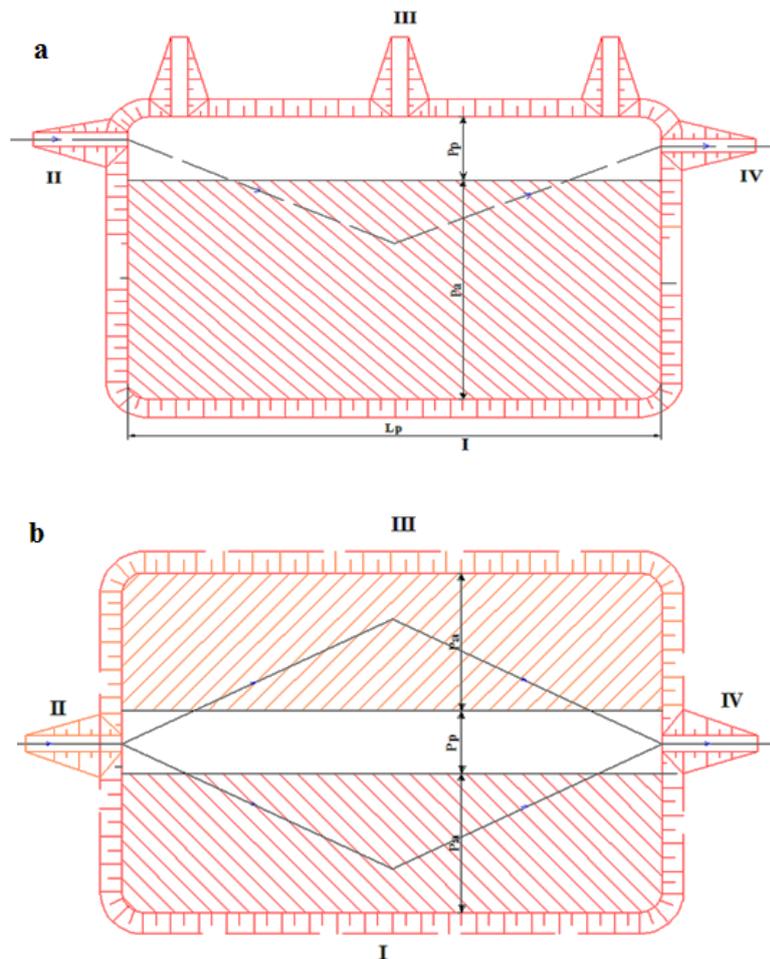


Figure5.7 : Type de stock d'homogénéisation

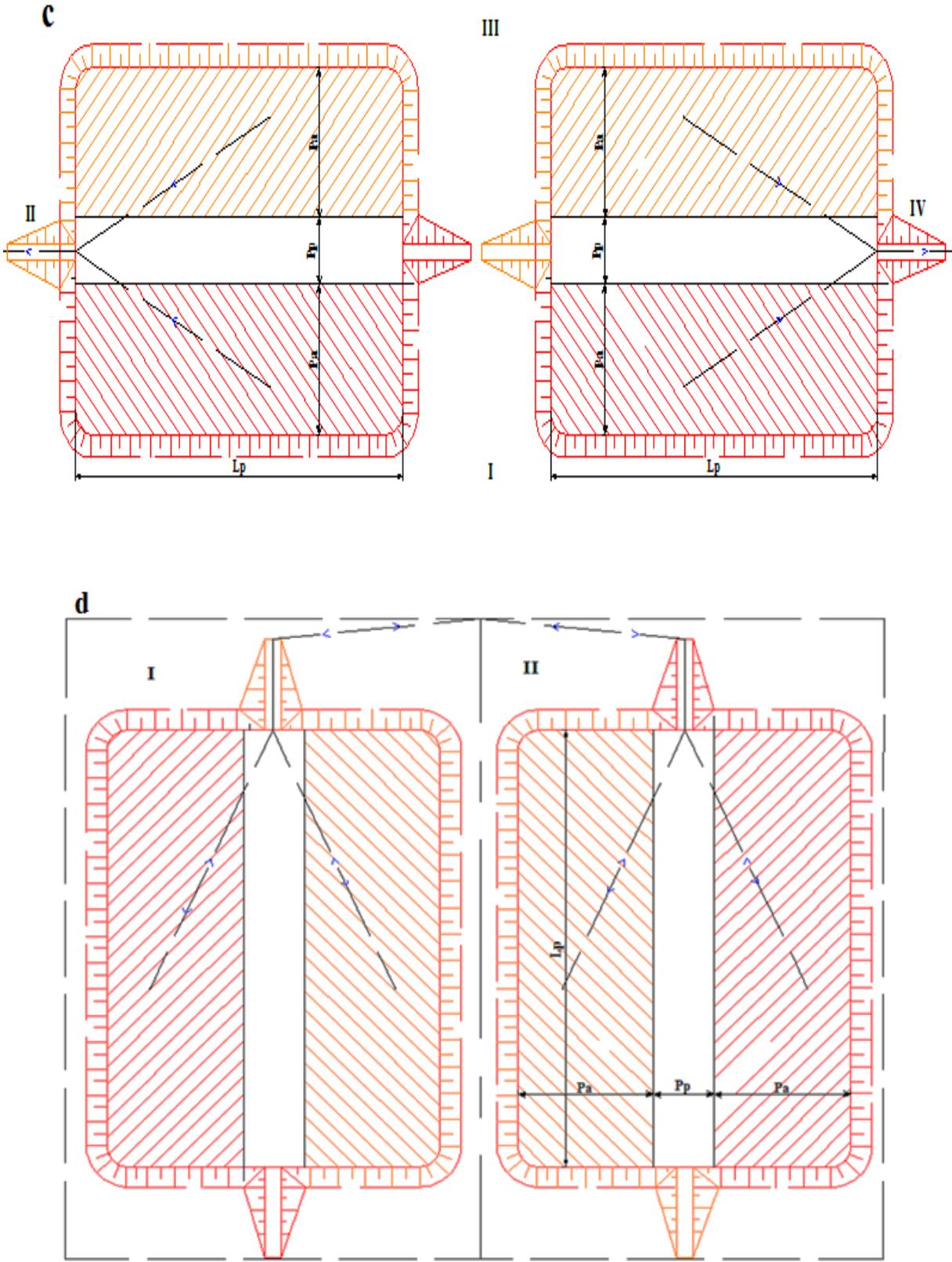


Figure5.7 (suite) : Type de stock d'homogénéisation

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

En ce qui concerne les stocks à couches horizontales qui conviennent mieux pour nos conditions, on peut proposer trois types : à une pile, divisée en trois parties (déchargement, réserve et rechargement); à trois piles disposées parallèlement et en ligne avec différentes teneurs. La longueur du stock d'homogénéisation à une pile (figure 5.7a) se détermine par la longueur de l'accès et celle de la plate-forme horizontale destinée à l'accès des camions sur le niveau supérieur. Sa valeur minimale est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = \frac{H_s - h_{cs}}{\text{tg}i} + R_c + l_s \quad ; \text{ (m)} \quad (5.18)$$

Où : H_s : hauteur du stock d'homogénéisation ; (m)

h_{cs} : Puissance de la couche supérieure constituée ; (m)

i : Angle de pendage de l'accès ; (degrés)

R_c : Rayon minimal de virage du camion ; (m)

l_s : Distance de sécurité de l'arête jusqu'à la bande de transport ; (m), $l_s \geq 3\text{m}$.

La longueur du stock est déterminée selon celle de l'enlèvement de l'engin de rechargement, celle de l'accès, et celle de la bande entre l'arête supérieure du chantier et l'accès.

La largeur de la base du stock peut être déterminée par la formule :

$$B_s = A + 2R_c + 2b_t + 2\text{ctg}\alpha (H_s - h_{cs}) + l_s \quad ; \text{ (m)} \quad (5.19)$$

Où A : largeur de l'enlèvement de l'engin de rechargement ; (m)

b_t : largeur de la bande de transport ; (m)

α : angle de talus du stock ; (degrés).

La largeur de la bande de transport lors de la constitution du stock d'homogénéisation par couches horizontales doit être suffisante pour les virages et l'accès des camions sur chaque niveau. Elle peut être déterminée par la formule suivante :

$$b_t = 2R_c + b_c + 2m - B_b \quad ; \text{ (m)} \quad (5.20)$$

Où : b_c : largeur du camion ; (m)

m : distance minimale entre le camion et l'arête de la pile ; (m)

B_b : largeur de la berme de transport sur le talus de la partie passive destiné à l'accès des camions sur le niveau constitué ;(m).

La largeur d'enlevure des excavateurs lors du rechargement du minerai homogénéisé dans les bennes de camions ne dépasse pas 1,7 fois le rayon de creusement de l'excavateur, et lors du transport par chemin de fer elle peut être déterminée par la formule suivante :

$$A = R_{cr} + R_d - L_i ; (m) \quad (5.21)$$

Où : R_{cr} : Rayon de creusement de l'excavateur ; (m)

R_d : Rayon de déchargement de l'excavateur ; (m)

L_i : Distance de sécurité entre l'axe de la voie de chemin de fer et l'arête inférieure du stock d'homogénéisation ; (m)

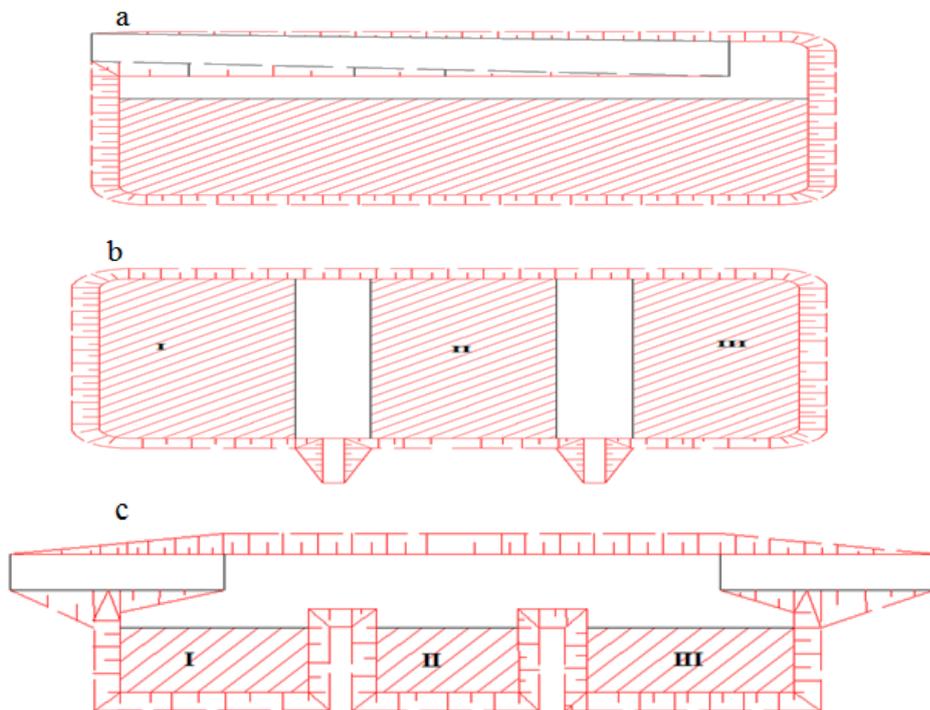


Figure 5.8 : Types de stocks d'homogénéisation dont les piles sont à couches horizontales ; a-Stock à une seule pile, b-Stock à trois piles parallèles, c- Stock à trois piles disposées en ligne ; I, II et III : piles

Chapitre 5. Méthodologie d'organisation et d'exploitation du gisement de l'Ouenza

Le volume de la partie active du stock d'homogénéisation dépend de la longueur et de la hauteur du stock ainsi que des paramètres d'enlevure des engins de chargement. Il peut être déterminé comme suit :

$$V_a = L_s \cdot H_s \cdot n \cdot A \quad ; (m^3) \quad (5.22)$$

Où : n : nombre d'enlevures de l'engin de chargement ($n = 1$; lors du transport par chemin de fer) ;

Cependant, le volume de la partie passive se détermine par la différence entre le volume total du stock et celui de la partie active, c'est-à-dire :

$$V_p = H_s [(L_s - 2H_s \operatorname{ctg} \alpha) - 0,5H_s \operatorname{ctg} \alpha \cdot P - L_s \cdot n \cdot A] \quad ; (m) \quad (5.23)$$

Où : P : Périmètre de la base du stock ; (m) et $P = 2(L_s + B_s)$

La hauteur du stock d'homogénéisation est limitée par 1,5 fois la hauteur de creusement de l'excavateur et ne dépasse pas $8 \div 12$ mètres lors de l'utilisation des chargeuses. La hauteur de la pile est composée de plusieurs couches de différentes épaisseurs (h) et est égale à :

$$H_p = h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n \quad ; (m) \quad (5.24)$$

Les puissances des couches dépendent de plusieurs facteurs parmi lesquels la granulométrie du tas des roches abattues ou bien celle du minerai homogénéisé. Pour une homogénéisation suffisante la dimension maximale du bloc (d_b) doit être :

$$d_b \geq \frac{1}{3} h \quad ; (m) \quad (5.25)$$

Pour constituer une pile dont la teneur est prévue, on peut utiliser au lieu de la matrice les couches à différentes teneur et épaisseur selon l'équation suivante :

$$\gamma_m = \frac{\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \gamma_3 h_3 + \dots + \gamma_n h_n}{h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n} ; (\%) \quad (5.26)$$

Où : γ_m : teneur moyenne prévue dans la pile ; (%)

$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3, \dots, \gamma_n$: teneur de la première, deuxième et n^{ième} couche ; (%)

$h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n$: Puissance de la première, deuxième et n^{ième} couche ; (m).

Connaissant les teneurs des différentes couches dont le minerai vient des chantiers d'échanges déjà échantillonnés on peut contrôler la teneur moyenne de notre stock d'homogénéisation.

La méthode de calcul des paramètres du stock à plusieurs piles avec n'importe quel mode de disposition est la même que celle d'une seule pile. Dans la majorité des cas, la largeur de toutes les piles peut être constante mais la hauteur peut varier afin d'assurer le niveau nécessaire d'homogénéisation. La longueur dépend du volume de minerai venant de la carrière vers chaque pile. Lorsque la hauteur de toutes les piles du stock est constante, la longueur de la i^{ème} pile peut être déterminée par la formule suivante :

$$L_{S(i)} = L_{S(1)} \frac{\tau_i}{\tau_1} ; (m) \quad (5.27)$$

Où : $L_{S(1)}$: longueur de la pile dont le volume est minimal ; (m)

τ_i, τ_1 : Partie du volume total du minerai extrait en carrière arrivant à la 1^{ère} et i^{ème} piles.

Lorsque la hauteur des piles est variable, la longueur est déterminée comme suit :

$$L_{S(i)} = L_{S(1)} \frac{\tau_i \cdot H_{p(1)}}{\tau_1 \cdot H_{p(i)}} ; (m) \quad (5.28)$$

Où : $H_{p(1)}, H_{p(i)}$: hauteur de la première et i^{ème} pile du stock ; (m)

5.4.5 Schéma rationnel de l'exploitation du gisement en régime d'homogénéisation

Pour élaborer et argumenter un nouveau schéma d'exploitation il faut effectuer des changements pertinents de certains maillons de la chaîne technologique.

L'analyse de la granulométrie du tas des roches abattues du quartier, Chagoura Nord est hétérogène et présente beaucoup de grosses fractions (+500 mm) [48], ce qui bien sûr influe sur les puissances des différentes couches des piles.

Les observations sur le terrain montrent qu'il existe une surface suffisante pour la constitution du futur stock d'homogénéisation.

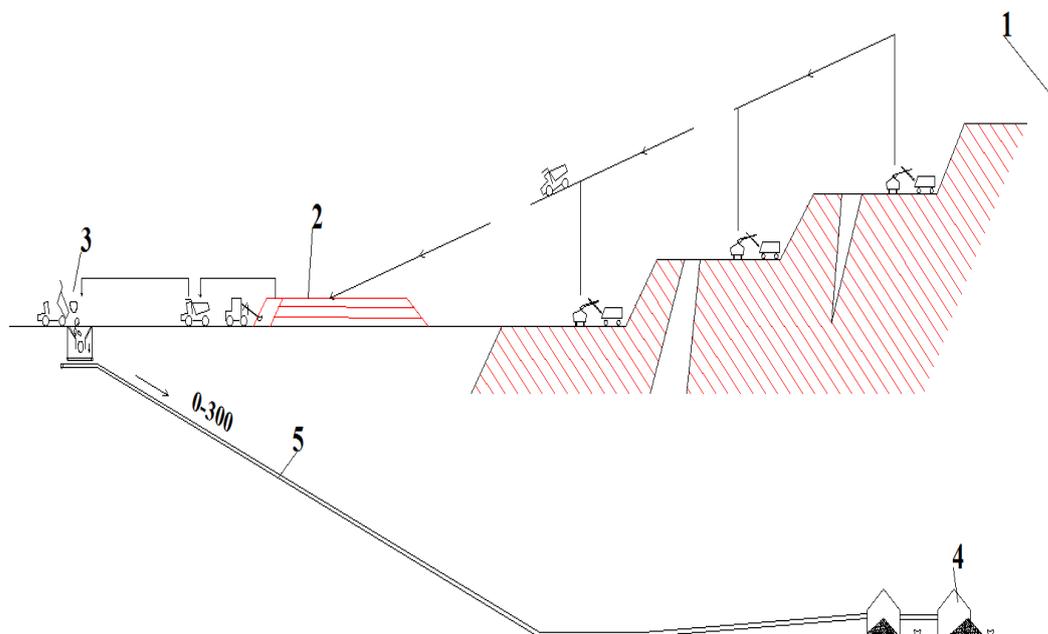


Figure 5.9 : Schéma technologique du travail de la mine en régime d'homogénéisation.

1-Bord de la carrière, 2- Stock d'homogénéisation, 3- Point de déchargement (concassage et criblage), 4- Gare d'expédition, 5- convoyeur.

5.5 Synthèse

L'application de la méthode analytique de gestion des exploitations présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, présente un avantage considérable pour l'augmentation de la durée de vie de la mine de l'Ouenza sans faire recours à l'installation d'une usine de traitement, qui va engendrer l'augmentation du prix de revient de la tonne du minerai exploité.

La rationalisation de l'extraction du minerai de forte teneur assure l'exploitabilité des réserves importantes en minerai de faible teneur. A cette fin le recours aux stocks d'homogénéisations au fur et à mesure de l'avancement des travaux miniers, assure l'engagement de l'entreprise minière vis-à-vis de leurs clients de point de vue qualité et quantité de produits vendus.

Pour la réalisation d'un stock homogène d'échange, il nous a fallu 27 jours d'exploitation et d'expédition de minerai avec la teneur exigé par le client qui est de 48.5% avec un défaut de quantité pour la constitution du stock, après cela l'expédition sera à quantité demandée par le client, la constitution d'un autre stock sera faite au fur et à mesure de l'avancement des travaux miniers.

Suite aux particularités granulométriques et des exigences des engins spéciaux qui nécessitent de gros moyens financiers. La technique de stockage du minerai est faite par couches horizontales pour les conditions de la mine de l'Ouenza. Cette méthode assure les meilleures conditions d'homogénéisation lors de chargement ascendant des différentes couches présentant des teneurs en minéraux utiles différentes, pour donner un minerai de teneur stable exigé par le client.

Conclusions générales

Conclusions générales

A l'issus des travaux de recherche réalisés dans le cadre de la préparation de cette thèse, on peut ressortir les conclusions suivantes :

- Une exploitation sélective du gisement est une exploitation dans laquelle on met en œuvre une sélection efficace et qui permet de s'adapter à des conditions changeantes. Elle s'appuie donc forcément sur un bloc de sélection de dimension limitée.

- L'exploitation sélective est une ensemble des opérations qui consistent à séparer les minerais des stériles et séparer une catégorie des minerais a une autre par rapport soit à la nature, soit à la teneur.

- Un aspect clé de l'exploitation sélective est de décider quel matériau d'un gisement mérite d'être extrait et traité, quel matériau doit être considéré comme un stérile, et d'estimer le tonnage, la teneur en métal et la teneur moyenne du matériau sélectionné comme minerai.

- Les difficultés de la mise en œuvre d'une exploitation sélective sont les problèmes d'estimation globale des gisements (détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé), Les problèmes d'estimation locale (détermination de la teneur des blocs de sélection) et les problèmes de planification à court terme des exploitations.

- Le massif rocheux du gisement de l'Ouenza est fortement fracturé et encaissé dans les calcaires aptiens, il présente une structure anticlinale orienté direction de SW-NE.

- La structure de gisement de l'Ouenza est affectée par deux systèmes de failles, le premier système est représenté par des failles principales parallèles à l'axe de la structure, Le deuxième est représenté par des failles secondaires perpendiculaires aux failles du premier système.

- La minéralisation du gisement se présente sous forme de filons couches substructure ou la confusion de leurs sommets leur donne un aspect de champignons à plusieurs pieds, les minerais sont constitués essentiellement d'hématite qui résulte de l'oxydation des amas de sidérose et de pyrite (carbonates situés sous le niveau hydrostatique). Le minerai pauvre oxydé du gisement de l'Ouenza résulte de l'oxydation d'un minerai carbonaté à forte teneur en ankérite, tandis que le minerai riche oxydé est issu de l'oxydation d'un minerai à forte teneur en sidérite.

Conclusions générales

- Le gisement de fer de l'Ouenza présente une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, cette variabilité des teneurs en fer nécessite une étude géostatistique détaillée dans le but de mettre devant l'exploitant des données bien apurées pour un choix rationnel d'une méthode d'exploitation de ce type de gisement.

- Les techniques de la géostatistique sont adaptées à la modélisation des variables ou des phénomènes structurés dans l'espace.

- L'étude géostatistique débute avec l'analyse variographique qui consiste à identifier et quantifier la structure spatiale des variables concernées à l'aide d'outils structuraux comme le variogramme. Le modèle variographique peut alors être utilisé pour construire un système de krigeage qui permettra d'obtenir des estimations des variables et les variances d'estimation associées.

- Dans notre cas d'étude, Une étude statistique a été effectuée avant l'étude géostatistique sur les données brutes de la variable (teneur en fer), montre que le minerai présente une teneur moyenne de en Fe est de 45,67 %, avec une valeur maximale de 62,22 % et un minimum de 20,70 %. La variance est de 85,65 ce qui traduit l'hétérogénéité de la distribution des teneurs dans le gisement de l'Ouenza.

- Après essais et erreurs, un variogramme des teneurs en fer avec les meilleurs paramètres a été choisi, ce variogramme est ajusté par un modèle sphérique. Le modèle consiste un effet de pépite de 0,16, un palier de 1,02 et une portée de 95,05m. Ce modèle est utilisé pour l'estimation des réserves par krigeage des blocs.

- La cartographie des teneurs en fer des blocs krigés montre que le gisement de l'Ouenza présente une irrégularité de teneurs en minéraux utiles.

- L'estimation des quantités du minerai de fer du gisement de l'Ouenza avec une teneur de coupure en fer égale à 30%, a donné des réserves de 8.7 Millions de tonnes avec une teneur moyenne en fer de 46.73%.

- En fonction de la teneur en fer, les réserves estimées sont classées en trois classes comme suit : 1.08 MT pour les réserves du minerai pauvre avec une teneur moyenne en fer est de 37.98%, 4.99 MT pour les réserves du minerai moyen avec une teneur moyenne en fer de 45.20% et 2.69 MT pour les réserves du minerai riche avec une teneur moyenne en fer de 53.09%.

- Sur la base de ces résultats, nous proposons une exploitation sélective des ressources en fonction des teneurs des blocs d'exploitation, afin d'optimiser la rentabilité de la mine et de répondre aux exigences des clients.

Conclusions générales

- L'application de la méthode graphique favorise une exploitation sélective d'un gisement présentant trois classes de teneurs différentes. Ainsi on pourra obtenir un produit de teneur bien définie durant toute la durée d'exploitation de ce gisement.

- La méthode graphique donne plusieurs solutions à l'ingénieur exploitant pour une meilleure gestion du programme d'exploitation des blocs krigés. Cette méthode proposée n'exige pas l'utilisation de stock d'homogénéisation, ce qui est l'un de ses avantages.

- Néanmoins, la méthode graphique montre une certaine défaillance pour les conditions de la mine de l'Ouenza vue la variabilité incontrôlable de la teneur en fer, qui rend la condition d'application de cette méthode très difficile à réaliser.

- Donc le recours à la méthode analytique avec stockage du minerai pour assurer un produit marchand homogène à une teneur constante, et ce quel que soit la variabilité de la teneur, devient indispensable.

- L'application de la méthode analytique de gestion des exploitations présentant une irrégularité de teneurs en minéraux utiles, présente un avantage considérable pour l'augmentation de la durée de vie de la mine de l'Ouenza sans faire recours à l'installation d'une usine de traitement, qui va engendrer l'augmentation du prix de revient de la tonne du minerai exploité.

-La rationalisation de l'extraction du minerai de forte teneur assure l'exploitabilité des réserves importantes en minerai de faible teneur. A cette fin le recours aux stocks d'homogénéisations au fur et à mesure de l'avancement des travaux miniers, assure l'engagement de l'entreprise minière vis-à-vis de leurs clients de point de vue qualité et quantité de produits vendus.

Bibliographie

Bibliographie

- [1] **Abederahmane, N., Khochemane, L., Gadri, L., Rais, K., & Bennis, O.** (2018). Impact of air pollution with dust in the Ouenza iron mine–NE Algeria. *Mining Science*, 25. 19-31
- [2] **Abzalov, M.** (2011). Sampling errors and control of assay data quality in exploration and mining geology. In *Applications and experiences of quality control*. IntechOpen.
- [3] **Abzalov, M.** (2016). *Applied mining geology*. Springer International Publishing, vol12.
- [4] **Akbar, D. A.** (2012). Reserve estimation of central part of Choghart north anomaly iron ore deposit through ordinary kriging method. *International Journal of Mining Science and Technology*, 22(4), pp573-577.
- [5] **Amec** (2011). Estimation de ressources et planification minière ; Ouenza et Boukhadra
- [6] **Annels, A. E.** (1991). *Mineral Deposit Evaluation, A practical approach*.
- [7] **Armstrong, M.** (1998). *Basic linear geostatistics*. Springer Science & Business Media.
- [8] **Armstrong, M., & Carignan, J.** (1997). *Géostatistique linéaire Application au domaine minier*-Ecole des mines de paris.
- [9] **Aubry, P.** (2000). *Le traitement des variables régionalisées en écologie : apports de la géomatique et de la géostatistique*. Thèse de doctorat. Université Claude Bernard-Lyon1.
- [10] **Baala, D., Idres, A., Bounouala, M., & Benselhou, A.** (2018). Radiometric sorting techniques for mining wastes from Ouenza iron mine (ALGERIA). *Scientific Bulletin of National Mining University*, (5).
- [11] **Baroth, J., Schoefs, F., & Breysse, D.** (2011). *Fiabilité des ouvrages : sûreté, variabilité, maintenance, sécurité*. Lavoisier
- [12] **Battaïa, G., Guillaume, R., & Thierry, C.** (2018). Planification d'un complexe minier, de la mine à l'usine, sous contraintes de teneur en éléments du minerai. (2018) In : 12e Conférence Internationale de Modélisation, Optimisation et Simulation (MOSIM 2018), 27-29 June 2018 (Toulouse, France)
- [13] **Benndorf, J.** (2013). Investigating in situ variability and homogenisation of key quality parameters in continuous mining operations. *Mining Technology*, 122(2), 78-85.
- [14] **Benndorf, J.** (2014). Moving towards real-time management of mineral reserves—a geostatistical and mine optimization closed-loop framework. In *Mine planning and equipment selection* (pp. 989-999). Springer, Cham. DOI: 10.1007/978-3-319-02678-7_95.

Bibliographie

- [15] **Bernard-Michel, C.** (2006). Indicateurs géostatistiques de la pollution dans les cours d'eau. Thèse de doctorat. École des mines de paris.
- [16] **Bhunja, G. S., Shit, P. K., & Maiti, R.** (2018). Comparison of GIS-based interpolation methods for spatial distribution of soil organic carbon (SOC). *Journal of the Saudi Society of Agricultural Sciences*. Vol.17. N°2, pp114-126.
- [17] **Blom, M., Pearce, A. R., & Stuckey, P. J.** (2019). Short-term planning for open pit mines: a review. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 33(5), 318-339.
- [18] **Boubaker, Z. (2012)**. Cartographie et prédiction de la répartition de l'avifaune nicheuse du parc national de Gouraya (Wilaya de béjaia) : Géostatistique et analyse spatiale. Thèse de doctorat. Ecole nationale supérieure agronomique.
- [19] **Boubaker, Z., Bellatreche, M., & Moussouni, A.** (2011). Apport de la géostatistique à la prédiction de la diversité avienne dans le Parc National de Gouraya (Algérie), *Revue d' Ecologie, (Terre Vie)*, vol. 66, pp215-229
- [20] **Bouchind'homme, J. F.** (1997). L'aide à la décision en projet et conduite d'exploitation, l'apport de l'informatique, *Mine et carrière-Industrie minérale*, vol 79, 55-60.
- [21] **Bouchind'homme, J. F.** (2006). Géostatistique, informatique de terrain et industrie minérale. *Techniques de l'industrie minérale*, (29), 9-23.
- [22] **Bouchind'homme, J. F.** (2007). Gestion des ressources en terre et informatique. *Géologues-paris-*, vol. 153, 23-29.
- [23] **Bouzenoune, A.** (1993). Minéralisations périadiapiriques de l'Aptien calcaire : les carbonates de fer du gisement hématitique de l'Ouenza (Algérie orientale), Thèse de Doctorat. (Métallogénie). Université Pierre et Marie curie (Paris VI), France.
- [24] **Bouzenoune, A., & Lécolle, P.** (1997). Petrographic and geochemical arguments for hydrothermal formation of the Ouenza siderite deposit (NE Algeria). *Mineralium Deposita*, 32(2), 189-196.
- [25] **Bouzenoune, A., Rouvier, H., & Thibieroz, J.** (1995). Trias de l'Ouenza : contexte diapirique, zonation minéralogique et conséquences métallogéniques. *Bull. Serv. Géol. Algérie*, 6(1), 3-24.
- [26] **Bouzenoune, A., Rouvier, H., & Thibieroz, J.** (1998), le gisement de fer de l'Ouenza (Nord-Est Algérien) : Relation entre le minerai carbonaté et le minerai oxydé, *Bulletin du service géologique de l'Algérie*, 9(2), 185-199

Bibliographie

- [27] **Bouzenoune, A., Rouvier, H., & Thibieroz, J.** (2006), Chronologie relative et conditions de mise en place des minéralisations du massif de l'Ouenza. Bulletin du service géologique de l'Algérie, 17(1), 3-27.
- [28] **Caruso, C., & Quarta, F.** (1998). Interpolation methods comparison. Computers & Mathematics with Applications, 35(12), 109-126.
- [29] **Chabane, K., Salmi-Laouar, S. I. H. E. M., Laouar, R., Boyce, J. A., & Kechiched, R.** (2015). Le passage cénomanien-turonien dans le massif d'el Ouenza (NE Algérie) : bioevenements et isotopes stables. 3ème Colloque International sur la Géologie du Sahara
- [30] **Chauvet, P.** (1992). Traitement des données à support spatial : géostatistique et ses usages. Centre de Géostatistique, Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris.
- [31] **Chauvet, P.** (2008). Aide-mémoire de géostatistique linéaire. Ecole des Mines de Paris. Edition les presses. pp21
- [32] **Chiles, J. P., & Delfiner, P.** (2012). Geostatistics: Modeling Spatial Uncertainty, Wiley Series in Probability and Statistics, Second Edition.
- [33] **Christmann, P., Arndt, N., Cochonat, P., Geronimi, V., & Le Meur, P. Y.** (2016). Spécificités et phases du projet minier : introduction. Institut de recherche pour le développement, Collection expertise collégiale, Marseille.
- [34] **Cornah, A., Vann, J., & Driver, I.** (2013). Comparison of three geostatistical approaches to quantify the impact of drill spacing on resource confidence for a coal seam (with a case example from Moranbah North, Queensland, Australia). International journal of coal geology, 112, pp114-124.
- [35] **Dai, L., Wang, L., Li, L., Liang, T., Zhang, Y., Ma, C., & Xing, B.** (2017). Multivariate geostatistical analysis and source identification of heavy metals in the sediment of Poyang Lake in China. Science of the Total Environment, 621, 1433-1444.
- [36] **Darling, P. (Ed.)**. (2011). SME mining engineering handbook (Vol. 1). SME.
- [37] **David, M.** (1977). Geostatistical ore reserve estimation, Elsevier Scientific Publishing Company.
- [38] **Davis, J. C.** (2002). Statistics and data analysis in geology, New York, Wiley, third edition.
- [39] **Daya, A. A.** (2015). Ordinary kriging for the estimation of vein type copper deposit: A case study of the Chelkureh, Iran. Journal of Mining and Metallurgy A: Mining, 51(1), pp1-14.

Bibliographie

- [40] **Dayani, M., & Mohammadi, J.** (2010). Geostatistical assessment of Pb, Zn and Cd contamination in near-surface soils of the urban-mining transitional region of Isfahan, Iran. *Pedosphere*, 20(5), pp568-577.
- [41] **De Souza, L. E., Costa, J. F. C., & Koppe, J. C.** (2004). Uncertainty estimate in resources assessment: a geostatistical contribution. *Natural Resources Research*, 13(1), pp 1-15.
- [42] **DENIS, M.** (2003). Aspects économique, Ecole polytechnique, Montréal
- [43] **Desnoyers, Y.** (2010). Approche méthodologique pour la caractérisation géostatistique des contaminations radiologiques dans les installations nucléaires. Thèse de doctorat. École nationale supérieure des mines de Paris.
- [44] **Deutsch, C. V.** (2002). Geostatistical reservoir modeling. Oxford university press.
- [45] **Deverly, F.** (1984). Echantillonnage et géostatistique. Thèse de doctorat. Ecole nationale supérieur des mines de paris.
- [46] **Diallo, B., & Bouchind'homme, J. F.** (1999). La sélection minière : point de vue du prospecteur, *Mine et carrière-Industrie minérale*, vol 81, 36-40.
- [47] **Ding, Q., Wang, Y., & Zhuang, D.** (2018). Comparison of the common spatial interpolation methods used to analyze potentially toxic elements surrounding mining regions. *Journal of environmental management*, 212, 23-31.
- [48] **Division Etude et Développement (DED)**, (2014). Rapport géologique de la mine de l'Ouenza
- [49] **Djamel, K., Rabah, M., & Dmitrivitch, E. V.** (2016). Mineralogy of iron ores of Ouenza deposit, Algeria. *International Journal of Earthquake Engineering and Geological Science (IJEES)*. Vol. 6, Issue 3.
- [50] **DRAPEAU, L.** (2000). Statistiques et Interpolations dans les SIG. Towards the use of Geographic Information Systems as a Decision Support Tool for the Management of Mediterranean Fisheries. COPEMED.
- [51] **Emery, X.** (2001). Géostatistique linéaire, centre de géostatistique, Ecole des mines de paris.
- [52] **Fischer, M. M., & Getis, A. (Eds.)**. (2010). Handbook of applied spatial analysis: software tools, methods and applications. Springer Science & Business Media.
- [53] **François-Bongarçon, D.** (2004). Theory of sampling and geostatistics: an intimate link. *Chemometrics and intelligent laboratory systems*, 74(1), pp 143-148.

Bibliographie

- [54] **Gadri, L.** (1999). Méthodologie de la stabilisation de la teneur en minerai de fer dans les conditions de la mine de l'Ouenza, thèse de magistère.
- [55] **Gandhi, S. M., & Sarkar, B. C.** (2016). Essentials of mineral exploration and evaluation. Elsevier.
- [56] **Gemcom Software International Inc.** (2011), Gemcom Surpac, geology and mine planning, geostatistics.
- [57] **Gholamnejad, J., Azimi, A., & Teymouri, M. R.** (2018). Application of stochastic programming for iron ore quality control. *Journal of Mining and Environment*, 9(2), 331-338.
- [58] **Gilles Guillot.** (2004). Introduction à la géostatistique. Institut National Agronomique de Paris-Grignon.
- [59] **Glacken, I. M., Snowden, D. V., & Edwards, A. C.** (2001). Mineral resource estimation. Mineral resource and ore reserve estimation—the AusIMM guide to good practice. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, pp 643–652
- [60] **Goetz, D. (2000).** Exploitation sélective de gisements massifs de métaux non ferreux. Thèse de doctorat. Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, Français.
- [61] **Gratton, Y.** (2002). Le krigeage : la méthode optimale d'interpolation spatiale. Les articles de l'Institut d'Analyse Géographique, 1(4).
- [62] **Guarascio, M., Huybrechts, C. J., & David, M. (Eds.).** (1976). Advanced Geostatistics in the Mining Industry: Proceedings of the NATO Advanced Study Institute held at the Istituto di Geologia Applicata of the University of Rome, Italy, 13–25 October 1975 (Vol. 24). Springer Science & Business Media.
- [63] **Simo, G., & Thibaut, A. (2012).** Effets de la variation spatiale et temporelle des propriétés des terrains sur les défaillances des réseaux enterrés. Thèse de doctorat. Université de bordeaux 1.
- [64] **Haldar, S. K.** (2013). Mineral exploration: principles and applications. Elsevier.
- [65] **Haldar, S. K.** (2018). Mineral exploration: principles and applications. Elsevier. 2nd Edition.
- [66] **Harman, B. I., Koseoglu, H., & Yigit, C. O.** (2016). Performance evaluation of IDW, Kriging and multiquadric interpolation methods in producing noise mapping: A case study at the city of Isparta, Turkey. *Applied Acoustics*, 112, 147-157.

Bibliographie

- [67] **Houzé, M. L., Castel, T., & Richard, Y.** (2005). Analyse de la répartition spatiale des concentrations d'ozone en Bourgogne : résultats préliminaires. Actes des 7^e rencontres de ThéoQuant, Besançon.
- [68] **Hu, L. Y., & Chugunova, T.** (2008). Multiple-point geostatistics for modeling subsurface heterogeneity: A comprehensive review. *Water Resources Research*, 44(11).
- [69] **Isaaks, E. H., & Srivastava, M. R.** (1989). *An Introduction to Applied Geostatistics*. Oxford University press - New York.
- [70] **Jara, R. M., Couble, A., Emery, X., Magri, E. J., & Ortiz, J. M.** (2006). Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 106(3), 205-211.
- [71] **Journel, A. G. Huijbregts, Ch. J.** (1978). *Mining Geostatistics*, Centre de Géostatistique Fontainebleau, France.
- [72] **Kasmaee, S., Gholamnejad, J., Yarahmadi, A., & Mojtahedzadeh, H.** (2010). Reserve estimation of the high phosphorous stockpile at the Choghart iron mine of Iran using geostatistical modeling. *Mining Science and Technology (China)*, 20(6), pp 855-860
- [73] **Khalfaoui, S.** (2012). Évaluation géostatistique de la stabilité d'une pente : site de l'Université de Constantine (Nord-Est Algérien). *Afrique Science : Revue Internationale des Sciences et Technologie*, 8(2).
- [74] **Khalfaoui, S., & Mezghache, H.** (2005). Évaluation géostatistique de la maille de reconnaissance géotechnique de l'aérodrome de Batna (NE algérien). *Revue française de géotechnique*, (111), pp67-75.
- [75] **Kis, I. M.** (2016). Comparison of Ordinary and Universal Kriging interpolation techniques on a depth variable (a case of linear spatial trend), case study of the Sandrovac Field. *Rudarsko-Geolosko-Naftni Zbornik*, 31(2), pp41
- [76] **Kitanidis, P. K.** (1997). *Introduction to geostatistics: applications in hydrogeology*. Cambridge university press.
- [77] **Kumral, M.** (2003). Solution of ore blending problem by stochastic approach. In *Proceedings of the 10th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*, Antalya, Turkey. 485-490.
- [78] **Lam, N. S.** (2009). *Spatial interpolation*. Elsevier.
- [79] **Lazouni, A., Benali, H., Aissa, DE., & Guettouche, M-S.** (2014). Distribution des paramètres teneur et puissance dans les filons aurifères du gisement d'amesmessa

(Hoggar occidental – Algérie). Cas de la zone 8. Bulletin du service géologique national, Vol 25, N°1, pp33-53

[80] Lecoustre, R., & De Reffye, P. (1986). La théorie des variables régionalisées, ses applications possibles dans le domaine épidémiologique aux recherches agronomiques en particulier sur le palmier à huile et le cocotier, Oléagineux. Vol. 41. N° 12, pp541-548.

[81] Leite-Corthésy, R., Gamache, M., & Baptiste, p. (2016). Validation d'un plan de production minier à court terme par simulation, 11th international conference on modeling, optimization and simulation - MOSIM'16, August 22-24, Montréal, Québec, Canada.

[82] Lepioufle, J. M. (2009). Modélisation spatio-temporelle d'un champ de pluie Application aux pluies journalières du bassin versant de la Loire. Thèse de doctorat. Institut polytechnique de Grenoble.

[83] Loubser, Z., & de Korte, J. (2015). Investigation of factors influencing blending efficiency on circular stockpiles through modelling and simulation. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 115(8), 773-780.

[84] Mahamba, J. P. K., & Tshikala, F. K. (2017). La sélectivité des minerais et son impact dans la production des concentrés de cuivre par DMS : cas de la mine à ciel ouvert de shaba. International journal of innovation and applied studies, 21(4), 612-62

[85] Matheron, G. (1966). Présentation des variables régionalisées. Journal de la société française de statistique, 107, 263-275.

[86] Meylan, P. (1986). Régionalisation de données entachées d'erreurs de mesure par krigeage : application à la pluviométrie. Hydrologie continentale, 1(1), 25-34.

[87] Mohamed, A. M. O., & Antia, H. E. (1998). Geoenvironmental engineering. Elsevier.

[88] Morshedy, A. H., Torabi, S. A., & Memarian, H. (2015). A new method for 3D designing of complementary exploration drilling layout based on ore value and objective functions. Arabian Journal of Geosciences, 8(10), 8175-8195.

[89] Mousavi, A., Sayadi, A. R., & Fathianpour, N. (2016). A comparative study of kriging and simulation-based methods in classifying ore and waste blocks. Arabian Journal of Geosciences, 9(17), 691.

[90] Musingwini, C. (2019). Lessons from Some Recent and Current Mine Planning Related Postgraduate Research Work at the University of the Witwatersrand. In Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES 2018 (pp. 1-8). Springer, Cham.

Bibliographie

- [91] Nikravesh, M., Zadeh, L. A., & Aminzadeh, F. (Eds.). (2003). Soft computing and intelligent data analysis in oil exploration. Elsevier.
- [92] Noor, M. K. (2018). Ore Reserve Estimation of Saprolite Nickel Using Inverse Distance Method in PIT Block 3A Banggai Area Central Sulawesi. In Journal of Physics: Conference Series, Vol. 979, No. 1, pp1-6
- [93] Oliver, M. A., & Webster, R. (2014). A tutorial guide to geostatistics: Computing and modelling variograms and kriging. Catena. Vol. 113. pp56-69.
- [94] Oliver, M. A., & Webster, R. (2015). Basic steps in geostatistics: the variogram and kriging. New York, NY : Springer International Publishing.
- [95] Ozkan, E., Iphar, M., & Konuk, A. (2017). Fuzzy logic approach in resource classification. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 33(3), pp 183-205.
- [96] Pokhrel, R. M., Kuwano, J., & Tachibana, S. (2013). A kriging method of interpolation used to map liquefaction potential over alluvial ground. Engineering geology, 152(1), 26-37.
- [97] Rahmanpour, M., & Osanloo, M. (2016). Resilient decision making in open pit short-term production planning in presence of geologic uncertainty. International Journal of Engineering, 29(7), 1022-1028.
- [98] Rendu, J. M. (2008). An introduction to cut-off grade estimation. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [99] Richard Webster, Margaret A. Oliver, 2007, Geostatistics for Environmental Scientists, British Library, pp91, 156-158.
- [100] Rivoirard, J. (2012). De l'analyse structurale à la modélisation des ressources naturelles : contributions géostatistiques. Thèse de doctorat. Université Pierre et Marie Curie – Paris.
- [101] Rivoirard, J., Simmonds, J., Foote, K. G., Fernandes, P., & Bez, N. (2000), Geostatistics for Estimating Fish Abundance, Ecole des Mines de Paris, France.
- [102] Rossi, M. E., & Deutsch, C. V. (2014). Mineral resource estimation. Springer Science & Business Media.
- [103] Sahoo, M. M., & Pal, B. (2017). Geological modelling of a deposit and application using Surpac. Journal of Mines, Metals and Fuels, pp417-422

Bibliographie

- [104] **Sami, L., Kolli, O., & Boutaleb, A.** (2017), Fluids inclusions study of the Ba-F, Pb-Zn the Prospect at Ouenza (Mellegue mounts, Northeastern Algeria), 7th AAMRC Myanmar.
- [105] **Sinclair, A. J., & Blackwell, G. H.** (2002). Applied Mineral Inventory Estimation, university of Cambridge.
- [106] **Statsenko, L., & Melkounian, N. S.** (2014). Modeling blending process at open-pit stockyards: A Northern Kazakhstan Mining Company case study. In Mine Planning and Equipment Selection. Springer, Cham. 1017-1027.
- [107] **Tadé, V.** (2004). Modélisation de la variabilité spatiale et temporelle de la température de surface pour un sol homogène avec relief. Thèse de doctorat. Université de Provence de France.
- [108]- **Torabi, S. A., & Choudhary, B. S.** (2017). Conventional and Computer Aided Ore Reserve Estimation. International Journal of Engineering Technology Science and Research.
- [109] **Wackernagel, H.** (2003). Multivariate Geostatistics: an introduction with applications. Springer-Verlag Berlin Heidelberg. Third, completely revised edition.
- [110] **Wackernagel, H.** (2004). Géostatistique et assimilation séquentielle de données, Mémoires des Sciences de la Terre, Habilitation à diriger des recherches, Université pierre et marie curie.
- [111] **Wackernagel, H., & Tabbara, W.** (2009). Techniques géostatistiques pour l'interpolation spatiale à partir d'observations et de simulations numériques. Revue de l'électricité et de l'électronique, (1), 44.
- [112] **Wang, Y., Akeju, O. V., & Zhao, T.** (2017). Interpolation of spatially varying but sparsely measured geo-data: a comparative study. Engineering Geology, 231, pp 200-217.
- [113] **Yunsel, T. Y.** (2012). A practical application of geostatistical methods to quality and mineral reserve modelling of cement raw materials. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 112(3), pp239-249.
- [114]- **Zerzour, O., Gadri, L., Hadji, R., Mebrouk, F., & Hamed, Y.** (2020). Semi-variograms and kriging techniques in iron ore reserve categorization: application at Jebel Wenza deposit. Arabian Journal of Geosciences, 13(16), 1-10.

Annexes

Annexes

Annexe 1

Tableau1. Constitution de la première pile du stock d'homogénéisation

Jours	Teneurs et quantités du minerai dans les chantiers en exploitation ; (%), (t)						production journalière Q_j ; (t)	Teneurs moyenne des chantiers (\bar{X}) ; (%)	Stock d'homogénéisation					Quantité à expédier vers l'usine ; (t)
	X ₁	X ₂	X ₃	X ₄	X ₅	X ₆			Chantier d'échange N°	q_{st} ; (t)	Teneur q_{st} ; (%)	Teneur accumulée dans le stock (α_j) ; (%)	Quantité accumulée dans le stock ; (t)	
	Q ₁	Q ₂	Q ₃	Q ₄	Q ₅	Q ₆								
J ₁	48,99	45,13	50,22	42,22	44,12	45,23	5625	45,72	N2	672	44,27	42,48	10348	1929
									N4	784				
									N5	1008				
									N6	1232				
									TOTAL	3696				
J ₂	49,15	40,42	53,13	38,42	40,71	50,03	5500	46,25	N2	630	40,23	42,20	11843	4004
									N4	236				
									N5	630				
									TOTAL	1496				
J ₃	48,92	49,50	53,11	38,21	45,23	49,95	4250	48,77	N3	249	53,00	42,42	12092	4001
	750	750	1000	250	875	625			TOTAL	249				

Annexes

J₄	49,03	49,50	52,81	38,08	45,24	50,33	5125	48,96	N1	526	49,88	43,43	13984	3232
									N2	526				
									N3	105				
									N6	736				
	1250	1250	250	250	375	1750			TOTAL	1892				
J₅	49,04	49,50	53,15	38,05	45,23	50,45	4013	48,50	/	0	/	43,43	13984	4013
	1000	1125	250	275	500	863								
J₆	45,85	50,63	49,21	40,23	48,19	49,45	4400	48,20	N4	159	40,00	43,39	14143	4241
	1000	1125	250	275	500	1250			TOTAL	159				
J₇	48,95	50,12	51,08	48,73	42,12	44,36	4400	47,28	N5	322	43,72	43,41	15269	3274
									N6	804				
	1000	1125	250	275	500	1250			TOTAL	1126				
J₈	46,2	49,32	52,06	49,21	44,81	45,5	5375	47,35	N1	1005	45,66	43,69	17446	3198
									N5	502				
									N6	670				
	1500	1000	500	625	750	1000			TOTAL	2177				
J₉	49	51	50,46	48,73	49,25	49,66	4800	49,83	/	4800	49,83	45,02	22246	0,00
	1000	750	1250	50	1125	625								

Annexes

J10	48,23	47,5	48,2	40,12	46,67	47,78	4400	47,23	/	4400	47,23	45,38	26646	0,00
	1000	1125	250	275	500	1250								
J11	46	50	51	40	48	49	6175	48,24	N4	188	40,00	45,35	26835	5987
	875	1625	688	438	1125	1425			TOTAL	188				
J12	46,23	49	52	49	44,45	45,56	6375	46,93	N1	1285	45,54	45,37	30220	2989
	1500	1000	500	625	1000	1450			N5	857				
									N6	1243				
									TOTAL	3385				
J13	49,38	49,53	53,12	38,25	45,5	50	5313	48,95	N1	108	54,45	45,49	30618	4915
	1250	1250	250	250	463	1850			N2	108				
									N3	22				
									N6	160				
									TOTAL	398				
J14	49,45	50,12	51,48	48,7	42,31	44,75	4400	47,54	N5	270	44,05	45,44	31565	3454
	1000	1125	250	275	500	1250			N6	676				
									TOTAL	946				
J15	48,24	44,13	48,39	40,22	44,01	46,5	5838	45,27	/	5838	45,27	45,42	37402	0,00
	900	375	1087,5	1150	1075	1250								

Annexes

J16	49	49,5	53	38	45	50	5580	48,56	N3	70	53,00	45,43	37472	5510
	1025	1188	1163	463	875	868			TOTAL	70				
J17	44,2	47,3	50,45	51,26	49,12	48,45	5375	47,66	N1	1055	47,66	45,49	38527	4320
	1500	1000	500	625	750	1000			TOTAL	1055				
J18	49,38	49,53	53,12	39,25	46,5	50,23	5313	49,16	N1	802	49,96	45,79	41477	2363
									N2	802				
									N3	160				
									N6	1186				
	1250	1250	250	250	463	1850			TOTAL	2950				
J19	50,03	49,5	52,81	40,08	47,24	50,35	5275	49,54	N1	850	50,23	46,10	44640	2112
									N2	850				
									N3	255				
									N6	1208				
	1250	1250	375	250	375	1775			TOTAL	3163				
J20	50,03	48,5	51,64	40,08	47,24	50,55	5000	49,24	N1	591	49,94	46,31	47224	2417
									N2	738				
									N3	222				
									N6	1033				
	1000	1250	375	250	375	1750			TOTAL	2584				
J21	49,38	49,53	53,12	38,25	45,5	50	5000	48,99	N1	440	50,07	46,44	48800	3424
									N2	403				
									N3	183				
									N6	550				
	1200	1100	500	300	400	1500			TOTAL	1576				

Annexes

J22	48,23	47,5	48,2	40,12	46,67	47,78	4400	47,23	/	4400	47,23	46,50	53200	0,00
	1000	1125	250	275	500	1250								
J23	48,92	49,5	53,11	38,21	45,23	49,95	5050	48,55	N3	54	53,00	46,51	53254	4996
	750	800	1100	400	1000	1000			TOTAL	54				
J24	49,38	49,53	53,12	38,25	45,5	50	5000	48,97	N1	383	49,90	46,61	54920	3334
	1000	1250	250	250	400	1850			N2	479				
									N3	96				
									N6	708				
									TOTAL	1666				
J25	49,75	52,03	50,46	51,73	49,25	48,66	5250	50,16	/	5250	50,16	46,92	60170	0,00
1000	750	1500	300	1100	800									
J26	49,7	53,95	50,46	48,73	49,25	49,66	4500	50,37	/	4500	50,37	47,16	64670	0,00
	800	700	1000	300	900	800								
J27	59,35	58,00	57,92	59,45	56,85	59,55	8250	59	/	8250	59	48,50	72920	0,00
	2450	750	800	1850	500	1900								

Annexes

Tableau2. Constitution de la deuxième pile du stock d'homogénéisation

Jours	Teneurs et quantités de minerai dans les chantiers en exploitation ; (%), (t)						production journalière Q _j ; (t)	Teneurs moyenne des chantiers \bar{X} ; (%)	Stock d'homogénéisation					Quantité à expédier vers l'usine ; (t)	Quantité à expédier vers l'usine en utilisant la 1 ^{ère} pile ;(t)	Suivi mouvement 1 ^{ère} pile
	X ₁	X ₂	X ₃	X ₄	X ₅	X ₆			Chantier d'échange N°	q _{st} ;(t)	Teneur q _{st} ;(%)	Teneur accumulé e dans le stock (α _j) ;(%)	Quantité accumulée dans le stock ; (t)			
	Q ₁	Q ₂	Q ₃	Q ₄	Q ₅	Q ₆										
J ₂₈	50,03	49,5	52,81	40,08	47,24	50,35	5275	49,54	N1	850	49,54	49,54	3163	2112	5000	70032
									N2	850						
									N3	255						
									N6	1208						
									TOTAL	3163						
J ₂₉	49,45	50,12	51,48	48,7	42,31	44,75	4400	47,54	N5	270	44,05	48,28	4110	3453	5000	68485
									N6	676						
									TOTAL	947						
J ₃₀	46	49,8	50,35	40,12	48,25	49,01	6175	48,17	N4	242	40,12	47,82	4352	5933	5000	69418
									TOTAL	242						
J ₃₁	49,75	52,03	50,46	51,73	49,25	48,66	5250	50,16	/	5250	50,16	49,10	9602	0	5000	64418

Annexes

J32	46,2	49,32	52,06	49,21	44,81	45,5	5375	47,35	N1	1005	45,66	48,47	11778	3198	5000	62617
	1500	1000	500	625	750	1000			N5	502						
									N6	670						
									TOTAL	2177						
J33	49,03	49,5	52,81	38,08	45,24	50,33	5125	48,96	N1	477	49,88	48,65	13497	3406	5000	61023
	1250	1250	250	250	375	1750			N2	477						
									N3	95						
									N6	668						
									TOTAL	1719						
J34	49	49,5	53	38	45	50	5580	48,56	N3	70	53,00	48,67	13567	5510	5000	61533
	1025	1188	1163	463	875	868			TOTAL	70						
J35	49,15	40,42	53,13	38,42	40,71	50,03	5500	46,25	N2	630	40,23	51,73	15062	4005	5000	60538
	1125	1000	1125	375	1000	875			N4	236						
									N5	630						
									TOTAL	1495						
J36	59,30	58,72	58,84	57	56,45	57,96	5500	58,05	/	5500	58,05	53,42	20562	0	5000	55538
	1350	750	850	1300	900	350										
J37	48,24	44,13	48,39	45,80	44,01	46,5	5838	46,50	/	5838	46,50	51,89	26400	0	5000	50538
	10	373	1290	1000	1075	1050										

Annexes

J ₃₈	48,99	45,13	50,22	42,22	44,12	45,23	5625	48,95	N2	672	44,27	50,96	30096	1928	5000	47466
									N4	784						
									N5	1008						
	625	750	875	875	1125	1375			N6	1232						
									TOTAL	3697						
J ₃₉	49,38	49,53	53,12	38,25	45,5	50	5313	48,95	N1	673	49,46	50,84	32574	2835	5000	45301
									N2	673						
									N3	135						
	1250	1250	250	250	463	1850			N6	997						
									TOTAL	2478						
J ₄₀	44,2	47,3	50,45	51,26	49,12	48,45	5375	47,66	N1	1055	44,20	50,63	33629	4320	5000	44621
									TOTAL	1055						
J ₄₁	48,92	49,5	53,11	38,21	45,23	49,95	4250	48,77	N3	249	53,11	50,65	33878	4001	5000	43622
									TOTAL	249						
J ₄₂	48,95	50,12	51,08	48,73	42,12	44,36	4400	47,28	N5	322	43,72	50,43	35004	3274	5000	41896
									N6	805						
	1000	1125	250	275	500	1250			TOTAL	1126						
J ₄₃	48,23	47,5	48,2	40,12	46,67	47,78	4400	47,23	/	4400	47,23	50,07	39404	0	5000	36896

Annexes

J44	46,23	49	52	49	44,45	45,56	6375	46,93	N1	797	45,54	49,71	42790	0	5000	34885
									N5	1394						
									N6	1195						
	1500	1000	500	625	1000	1750			TOTAL	3386						
J45	49	51	50,46	48,73	49,25	49,66	4800	49,83	/	4800	49,83	49,73	47590	0	5000	29885
	1000	750	1250	50	1125	625										
J46	49,04	49,5	53,15	38,05	45,23	50,45	6038	48,50	/	0	49,73	47590	6038	5000	30923	
	1400	1500	750	525	750	1113										
J47	49,38	49,53	53,12	39,25	46,5	50,23	5313	49,16	N1	802	49,69	49,72	50540	2363	5000	28285
									N2	802						
									N3	160						
									N5	1186						
	1250	1250	250	250	463	1850			TOTAL	2950						
J48	46,85	50,63	49,21	40,23	48,19	49,45	4400	48,43	N4	38	40,23	49,72	50578	4362	5000	27647
	1000	1125	250	275	500	1250			TOTAL	38						

Annexes

J49	45,75	49,63	49,21	40,23	48,19	48,45	5250	45,22	N1	1189	44,36	49,31	54740	1089	5000	23735
									N4	1665						
									N5	476						
									N6	832						
									TOTAL	4161						
J50	41,55	48,63	48,88	39,23	45,19	44,45	5888	40,94	N1	2246	40,50	48,50	60304	323	5000	19059
									N4	2994						
									N5	200						
									N6	125						
									TOTAL	5564						