

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE



Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier

Mémoire de magister

Présenté par :

Mr. LAATI AZZEDDINE

Ingénieur d'état en génie minier de l'ENP.

Intitulé

Approche statistique de l'influence de la teneur de coupure sur les coûts unitaires dans une exploitation minière (cas d'un gisement de Fer).

Directeurs de mémoire :

Mme. CHABOU Salima	Maître de conférences A (ENP, Alger)	Présidente
Mr. AIT YAHIA TENE Abderrezak	Maître de conférences B (ENP, Alger)	Rapporteur
Mr. OULD HAMOU Malek	Maître de conférences A (ENP, Alger)	Examineur
Mr. MOHAMED Aguid	Maître de conférences A (ENP, Alger)	Examineur
Mr. CHABI Fathi	Chef département Etude et développement Arcelor Mittal	Invité

ENP 2012

Remerciements

Je voudrais avant d'entamer la présentation de ce mémoire remercier DIEU tout puissant de m'avoir donné la volonté et le courage d'établir ce travail.

J'adresse également mes vifs remerciements à tous ceux et celles qui, directement ou indirectement ont contribué à faciliter mon travail.

Je citerai à cet égard mon promoteur Dr A.AIT YAHIATENE, enseignant d'économie et d'automatique à l'école nationale polytechnique de m'avoir soutenu par ses orientations, ses remarques et recommandations, d'avoir tout mis en œuvre pour une réalisation dans de meilleures conditions de mon travail.

Je remercie les membres du jury de m'avoir fait l'honneur d'accepter d'examiner mon travail.

Je ne terminerais pas sans saluer les efforts et la patience des enseignants du département Génie Minier. Pour votre bienveillance, votre gentillesse, votre franchise et honnêteté je vous dis à tous merci, merci de nous avoir transmis votre savoir.

إهداء:

أهدي هذا العمل المتواضع:

إلى والدي ووالدتي...

إلى ولداي محببة والبراء...

إلى أستاذي ومؤطري الأستاذ الدكتور أيتة يحياتن...

إلى أخي ووالدي سليمان...

ملخص

مشروع دراستنا يدخل في إطار تحديد دالة السعر التي تربط سعر الوحدة اليومي لمؤسسة بالإنتاج ونسبة القطع اليوميين، التي تمكننا من تقدير مصاريف الوحدة Y المتعلقة بالإنتاج X_1 ونسبة القطع X_2 (منجم الحديد بالونزة) بهدف إثبات أو نقد استعمال التنازل الخطي متعدد المتغيرات في هذا الحساب الاقتصادي.

كلمات مفتاحية: تكلفة، منجم، دالة التكلفة، تقدير، تنبؤ،

Résumé

Notre étude s'inscrit dans l'optique de déterminer la fonction de coût qui relie les coûts unitaires journaliers d'une entreprise à sa production et la teneur de coupure, elle permet de prévoir les dépenses unitaires Y qu'une production X_1 , et la teneur de coupure X_2 engendrera, (gisement de FER de l'Ouenza) afin de confirmer ou d'infirmer l'utilisation de la régression linéaire multi variable dans ce calcul économique.

Mots clés: coût, gisement, fonction de coût, estimation, prévision,

ABSTRACT

The focus of this study is to determine the cost function, which links the daily costs units of a company with its production and the content-cutting as well.

The cost function enable to provide the expenses costs Y related to the production X_1 and the content-cutting X_2 , in case of the Ouenza Iron Ore deposit, in order to confirm or infirm the usage of multi variable linear regression dealing with this economical calculation.

Keywords: cost, ore deposit, cost function, estimation, prevision/foresight.

Table des matières

Liste des figures et des schémas.	i
Liste des tableaux.	ii
Problématique.	iii
Introduction générale.	01

Chapitre I : Généralité sur le gisement.

Situation géographique.....	03
L'organigramme de gisement.....	03
Nature du gisement.....	04
Morphologie et structure géologique.....	04
Minéralisation.....	05
Caractéristiques du gisement.....	05
Développement.....	05
Travaux de prospection.....	06
Etat des réserves de la mine d'Ouenza.....	07
Méthode d'exploitation au niveau de gisement	07
Éléments du système d'exploitation.....	08
La foration.....	09
Plan de tir.....	09
Choix de l'explosif.....	10
Chargement.....	10
Transport	11
Préparation mécanique.....	11
La mise à terril.....	12

Chapitre II : Généralité sur la Teneur de Coupure.

Introduction.....	13
Définitions.....	13
Facteurs qui affectent le choix des teneurs de coupure d'opération	15
Approche de Taylor.....	16
Approche de Lane.....	16
Teneurs de coupure limite	18
Teneur de coupure d'équilibre.....	22
Teneur de coupure optimale.....	22

Importance de la qualité de l'estimation des teneurs.....	24
Concepts de dilution.....	26
Relations de Lasky.....	27
Teneur de coupure selon le type d'exploitation.....	28

Chapitre III : Notions des coûts.

I- Les différents types de coûts	30
Les coûts fixes et les coûts variables.....	31
II- Les charges directes et indirectes.....	31
III- Le centre d'analyse.....	31
IV- La clé de répartition.....	31
V- Les méthodes de calcul.....	31
VI- L'utilité de chaque méthode.....	32
VII- Les fonctions de coût.....	33
VIII- Aide à la décision.....	36
IV- L'amortissement.....	38

Chapitre IV : Collecte des données.

Introduction	39
I- Coûts fixes au niveau de la mine.....	39
I- 1- Coûts liés à l'utilisation du matériel.....	39
I- 2- Entretien curatif.....	40
I- 3- Frais personnel.....	41
a- Masse salariale.....	41
b- Charges employeur.....	41
c- Divers.....	41
II- Coûts variables au niveau de la mine.....	41
II- 1- Les entretiens préventifs.....	41
a- Pièces de rechange des engins.....	41
b- Pièces de rechange de concasseur.....	44
c- Lubrifiants.....	46
d- Graisse.....	48
II- 2- Energie	49
II- 3- Pneumatique.....	50
II- 4- les coûts de minage.....	52

II- 5-	la redevance à l'état.....	54
	Le coût total de production.....	56

Chapitre V : Approche de la fonction.

I-	Introduction.....	59
II-	Approche de la fonction par la régression.....	59
II- 1-	Introduction.....	59
II- 2-	modèle de régression linéaire simple.....	59
	La méthode des moindres carrés.....	60
	Coefficient de détermination.....	61
	Le coefficient de corrélation.....	62
	Tests de signification.....	63
	Utilisation de l'équation estimée de la régression pour estimer et prévoir.....	65
	Estimation ponctuelle.....	65
	Estimation par intervalle.....	66
	Estimation par intervalle de confiance de la valeur moyenne de y.....	66
	Estimation par intervalle de prévision d'une valeur individuelle de y.....	67
II- 3-	Régression multiple.....	68
	Tests de signification.....	69
	Coefficient de détermination multiple.....	70
	Estimation et prévision.....	70

Chapitre VI : Présentation de logiciel du calcul et interprétation.

	Présentation de logiciel du calcul SPSS.....	71
I-	Qu'est ce que SPSS?.....	71
II-	Que peut faire SPSS ?.....	71
III-	Présentation de SPSS.....	71
	Description des principales fenêtres.....	73
	La définition des variables.....	73
	Approche de la fonction de coûts par régression multiple.....	74
	Détermination de l'équation estimée de la régression.....	74
	Interprétation des coefficients et test de signification.....	75
	Le test F de Fisher.....	75
	Le test t de Student.....	76
	Coefficient de détermination multiple R^2	76

Discussion de la valeur de R^2 selon le nombre d'échantillons n.....	77
Conclusion.....	80
Conclusion générale.....	81
Références bibliographiques	
Annexes	

Liste des figures

Figure I.1	L'organigramme de gisement de l'Ouenza.....	03
Figure I.2	Disposition de la charge et mode de chargement de trou.....	09
Figure II.1	Evaluation de la teneur de coupure avec le temps selon Lane et Taylor.....	18
Figure II-2	Profit vs teneur de coupure.....	24
Figure II-3	Relation de Lasky ; loi lognormal (m=1).....	28
Figure III-1	Proportionnalité entre les coûts et la quantité produite.....	30
Figure III-2	Courbe du coût total, du coût fixe et du coût variable.....	35
Figure III-3	L'optimum technique et l'optimum économique.....	38
Figure VI-1	La fenêtre de SPSS en mode Affichage des données.....	72
Figure VI-2	Fenêtre de SPSS en mode Affichage des variables.....	72
Figure VI-3	Résultat obtenu avec SPSS pour notre problème.....	75
Figure VI-4	La statistique de test F de Fisher d'après la programmation sous SPSS.....	76
Figure VI-5	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS.....	77
Figure VI-6	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=5.....	78
Figure VI-7	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=10.....	78
Figure VI-8	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=15.....	79
Figure VI-9	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=20.....	79
Figure VI-10	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=25.....	79
Figure VI-11	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=30.....	80
Figure VI-12	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=35.....	80
Figure VI-13	La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=40.....	80

Liste des tableaux

Tableau I-1	Etat des réserves de la mine d'Ouanza.....	07
Tableau I-2	Les caractéristiques des deux concasseurs existents au niveau de gisement.....	11
Tableau II-1	Influence de la teneur de coupure d'opération.....	15
Tableau IV-1	les engins non amortis au niveau de la mine.....	39
Tableau IV-2	Les engins déjà amortis et travaillant dans la mine	40
Tableau IV-3	Les concasseurs utilisés au niveau de station de la mine	40
Tableau IV-4	Les coûts d'entretien	40
Tableau IV-5	Consommation journalière en pièce de rechange	43
Tableau IV-6	Consommation journalière en pièces de rechange du concasseur	45
Tableau IV-7	Consommation lubrifiant par jour	47
Tableau IV-8	Consommation journalière en graisse	48
Tableau IV-9	Consommation journalière en gasoil et en électricité	49
Tableau IV-10	La durée de vie et les prix unitaires des pneus	50
Tableau IV-11	Consommation journalière en pneumatique	51
Tableau IV-12	Coûts de minage	53
Tableau IV-13	Redevance à l'état.....	55
Tableau IV-14	Quantité, coût de production, et coût unitaire.....	57
Tableau IV-15	Quantité, coût de production unitaire, et teneur de coupure.....	58

Problématique

Problématique :

L'entreprise en générale et l'entreprise minière en particulier a besoin de maîtriser ses coûts pour d'abord assurer sa survie et par la suite sa prospérité.

Elle a donc besoin de connaître l'évolution de ses coûts de production, de pouvoir estimer les dépenses (journalières, mensuelles) de chacune de ses structures et surtout de prévoir ses coûts en fonction de sa politique de production.

Dans le cadre de l'exploitation des métaux en générale et des métaux précieux en particulier, il est indispensable de tenir compte de la teneur de coupure qui a une influence sur le coût de la tonne de minerai. Dans notre cas ce problème est posé au niveau de gisement de Fer de l'Ouenza.

Au fait ce gisement composé de plusieurs quartiers de différentes teneurs en fer (49 ; 53 ; 50 ; 48 ; 47 ; 54 ; 47).

Le principale client est le complexe sidérurgique d'El Hadjar, et est donc en doit d'exiger une teneur en fer fixe (varié selon l'exigence de marché international).

Pour résoudre ce problème on se propose une approche statistique par le modèle de régression multiple de type : $y = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_p x_p + \varepsilon$ pour établir une relation entre les coûts unitaires, la production journalier et la teneur de coupure dans une exploitation minière.

Introduction Générale

Introduction générale :

Après des années de marasme relatif économique, l'Algérie est, aujourd'hui, confrontée à un défi important qui est celui de diversifier son économie pour échapper aux fluctuations du marché pétrolier international et aux aléas des productions agricoles.

A cet effet, l'Algérie a mis en place un programme de développement de la compétitivité industrielle qui consiste en la conduite d'une nouvelle démarche d'accompagnement du secteur productif en prévision de l'application d'un vaste programme de privatisation.

Pour le secteur minier, cette nouvelle réforme s'est traduite par la promulgation de la loi minière (Journal officiel n°35 du 4 juillet 2001) qui intervient dans le contexte de libéralisation de l'ensemble des activités économiques et industrielles.

La loi minière de 2001, plus conforme aux options de libéralisation économique et aux principes de l'économie de marché, avait pour pari d'intéresser l'investissement étranger.

Cet intéressement concerne aussi bien l'exploration que l'exploitation des ressources minières. Les entreprises minières doivent non seulement assurer leur survie mais aussi développer leur activité. En effet, l'investissement reste certainement la plus importante des décisions qu'une entreprise doit prendre. Comme il est de nature stratégique il engage la vie de l'entreprise, et c'est pour cette raison que des outils d'aide à la décision basés sur l'application des techniques quantitatives sont proposés pour permettre une meilleure évaluation de la décision d'investissement.

La fonction de coût est aussi un outil d'aide à la décision, elle nous aidera à établir une relation entre les facteurs de production et la production elle-même dans le but d'évaluer l'évolution des dépenses en fonction de la production, d'estimer et de prévoir le coût Y d'une production X , cependant la détermination de cette dernière reste assez complexe en raison de la diversité et l'instabilité des facteurs de production.

S'inscrivant dans la lignée des travaux de recherche sur l'approche des coûts, ce mémoire, tente dans un premier temps, de cerner les différents coûts intervenant dans une exploitation minière, de les organiser en coûts ; quantité produite et teneur de coupure. Dans un deuxième temps, approcher ces coûts par une méthode statistique qui permet de voir l'influence de la teneur de coupure.

Le travail est structuré en sept chapitres :

Le chapitre **I** est consacré à des généralités sur le gisement considéré à savoir celui de l'Ouenza.

La teneur de coupure, étant un paramètre important dans ce travail, elle à été définie dans le chapitre **II**.

Tout comme la teneur de coupure, les coûts constituent une partie importante du travail et on retrouve les différentes définitions dans le chapitre **III**.

Le chapitre **IV** vient justifier le chapitre **III** par une collecte des données faite sur le terrain durant 40 jours.

Voulant approcher ce problème par la méthode des régressions linéaires multivariées, on a présenté le modèle de cette approche dans le chapitre **V**.

L'utilisation du logiciel de statistique **SPSS** est présentée dans le chapitre **VI**.

L'interprétation des résultats de calcul par **SPSS** est présentée dans le chapitre **VII** et une conclusion générale termine ce mémoire de magister.

Chapitre I :
Généralité sur le gisement

Situation géographique: [6]

Le gisement de fer de l'Ouenza est situé à l'extrême NNE de l'Algérie à proximité de la frontière algéro-tunisienne; à 80 Km au Nord de Tébessa et à 160 Km au Sud d'Annaba.

Il est relié à Annaba par une route et une voie ferroviaire électrifiée par laquelle est acheminé la production en minerai vers le complexe sidérurgique d'El Hadjar.

L'organigramme de L'administration du gisement :

L'administration de gisement est décomposée comme suit :

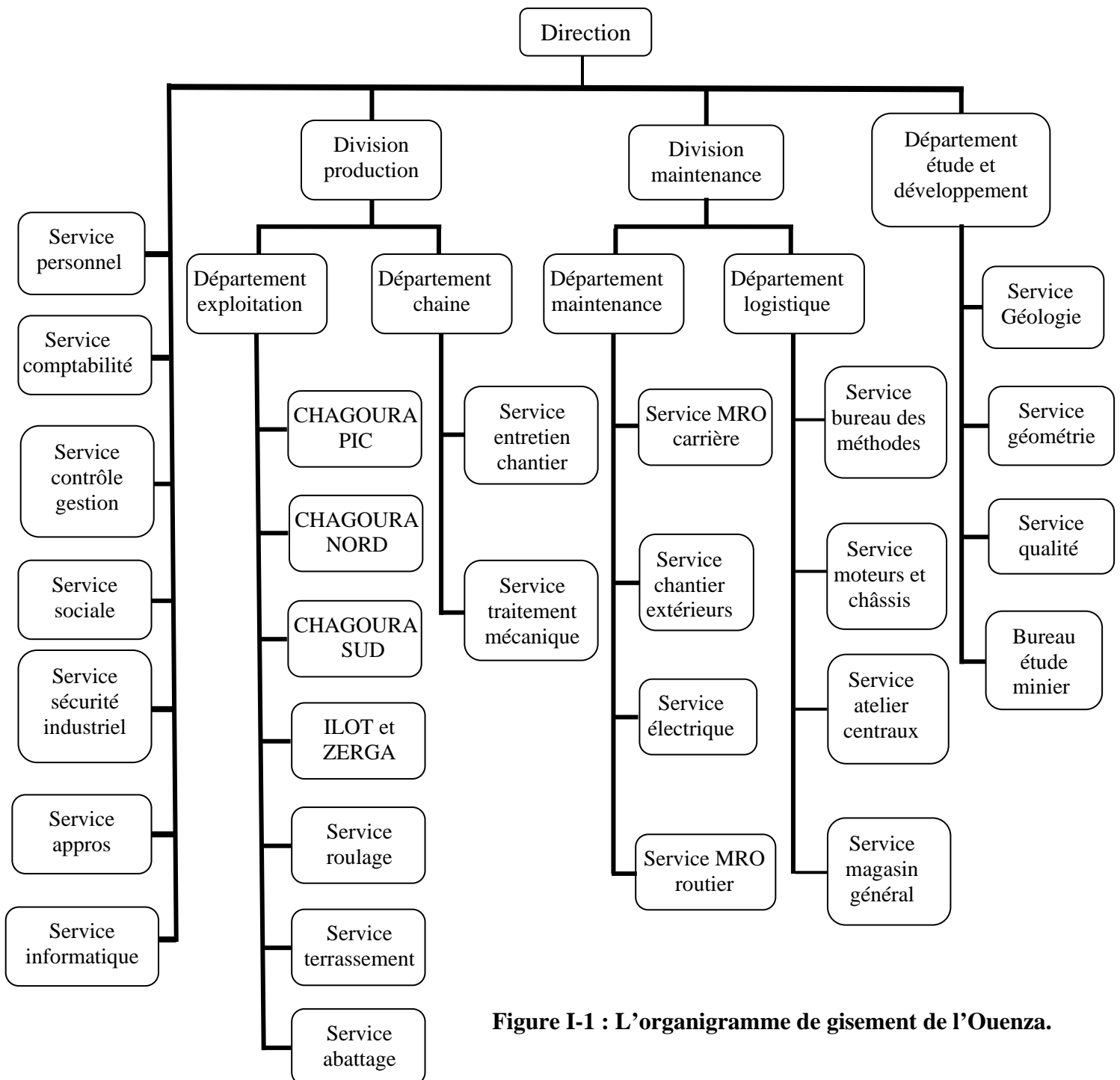


Figure I-1 : L'organigramme de gisement de l'Ouenza.

Nature du gisement:

Il est à la fois le plus riche et le plus important gisement de fer en exploitation en Algérie, il fut découvert en 1878, son exploitation remonte à 1921.

Le réseau hydrographique est peu abondant en ressources aquifères, les principaux cours d'eaux sont: Oued-Mellague et Oued El Kseub dont les débits sont irréguliers et varient selon la saison et la quantité de précipitation (Pluviométrie).

La couverture végétale est pauvre et représentée essentiellement par des petites forêts de pins d'Alep. A ce titre, la population de la région vit généralement de l'activité minière et de l'élevage d'ovins et de caprins.

Le gisement d'Ouenza est encaissé dans les calcaires aptiens. L'allure principale de gîte correspond à un alignement minéralisé qui débute un peu plus au NE du pic (cote 1235), s'étend sur une longueur de 5 Km dont l'exploitation a engendré sa division en plusieurs quartiers du NE vers le SW: Douamis, Hallatif, Conglomérats, et les deux Chagoura Nord et Sud de la grande structure anticlinale avec le quartier Zergua.

Au-dessus du niveau hydrostatique, l'oxydation des carbonates au contact de l'air a donné naissance à l'hématite au-dessous, le minerai se représente sous forme de sidérite (carbonate de fer).

Morphologie et structure géologique:

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

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 Ouenza.

Celle-ci se prolonge vers le NE en passant au pied du pic de Ouenza, et après avoir été éjectée par de petits accidents secondaires loge au Nord des parties minéralisées de la mine.

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

Minéralisation :

Les minerais sont constitués essentiellement d'hématite qui résulte de l'oxydation des amas de sidérose et de pyrite. Le carbonate provient lui-même de la métasomathose des calcaires récifaux de l'aptien par des venues minéralisantes sulfureuses.

Les hydroxydes de fer sont les résultats de la désagrégation de l'hématite.

Une série d'intermédiaire entre le minerai primaire et le secondaire constitue une part importante dans les réserves de la mine.

Outre le minerai de fer, il faut signaler une très faible présence de minéralisation polymétallique (Pb, Cu...), le long de la faille du pic.

Notons enfin que le patrimoine de la région de l'Ouenza est très riche et varié:

Gypse (saccharoïde et fer de lance), barytine (feuilletée et massive) quartz (parfois d'une pureté exceptionnelle et offrant des cristaux d'une rare régularité), pyrite, fluorine (en cristaux blancs ou violets), calcite et aragonite sous diverses forme et particulièrement en stalactite et stalagmite, azurite, malachite.

Cette liste ne pourrait pas être exhaustive et une étude microscopique généralisée sur tout le gisement pourrait en déceler d'autres.

Caractéristiques du gisement:

Des particularités géologiques du gisement, on peut citer la grande variabilité de la qualité surtout celle des corps de minerai localisés dans le flanc NW du grande anticlinal. Mais un soupçon de régularité se décèle dans les quartiers de l'aval, d'une façon discontinue et plutôt locale.

La sidérose, outre sa position naturelle (au-dessous du niveau hydrostatique) affleure curieusement sur des surfaces importantes dans d'autres quartiers (Zerga, ilot, chagoura Sud).

L'extinction nette (contact) de la minéralisation dans le flanc SE du pseudo-anticlinal Douamis et son enrichissement en calcite.

Les deux flancs du même grand anticlinal sont différents à tous points de vue (structure, complexe, lithologique, morphologique des corps minéralisés...).

Développement :

L'analyse de la situation actuelle des mines et de celle qui a prévalu pendant les années écoulées ; nous renseigne que le grand défi actuel et pour les années à venir consiste à rattraper le retard accumulé dans le développement des deux mines de Ouanza et de Boukhadra.

ArcelorMittal a mis en place un ambitieux plan d'action pour atteindre l'harmonisation de l'exploitation des deux mines à brève échéance.

Le rapport moyen de découverte est de 3.15 pour Ouanza et 2.86 pour Boukhadra.

Travaux de prospection:

Les travaux de prospection effectués en plusieurs campagnes sont étalés sur une période de 50 ans; et utilisent des moyens et approches différents; cela a permis de délimiter la minimalisation ferrifère et d'évaluer son importance.

Les campagnes de prospection ont été menées sur les différents gîtes de la mine et sur ses bords immédiats. La prospection est faite entamée selon un réseau de maille variant d'un gîte à l'autre allant de 50*50m et pouvant être resserré jusqu'à 25*25m et même moins dans certains gîtes.

Le gisement de Ouenza a été prospecté essentiellement par des ouvrages miniers et sondages (verticaux, inclinés et horizontaux).

La structure du gisement a qualifiée le mode de prospection par des étages de galeries équidistants de 60m à partir du niveau 552 jusqu'au niveau 1130(quartier chagoura sud).

Il s'agit des galeries tracées le long de minéralisation et des recoupes creusées perpendiculairement tous les 100m.

A partir de l'année 1991, une autre campagne de prospection à débuté au secteur Koura-Ouenza; afin de délimiter la minéralisation en profondeur et augmenter son degré de reconnaissance permettant ainsi de procéder a la transformation des catégories de réserves et découvrir éventuellement d'autre corps minéralisés.

La recherche par sondage est effectuée par des trous de faible profondeur qui peuvent aller jusqu'à 150m à partir de la surface ou des galeries. Pour des connaissances structurelles, des sondages plus profonds dont la portée peut aller jusqu'à 500m sont implantés à l'intérieur du champ minier ainsi que sur les abords.

Le volume des travaux réalisés a permis d'évaluer les différents sites potentiels de la mine qui sont en phase d'exploitation et de délimiter la minéralisation pour les sites vierges aux bords immédiats de la mine tel que Kahkouh et Souda.

Etat des réserves de la mine d'Ouenza :

L'état des réserves au niveau de la mine d'Ouenza est présenté dans le tableau suivant :

<i>Mines</i>	<i>Quartiers</i>	<i>Tonnage</i>			<i>Taux de découverte</i>
		<i>Minerai</i>	<i>Fer %</i>	<i>Stériles</i>	
Ouenza	<i>Chagoura Sud</i>	6922000	48.9	16285511	2.35
	<i>Chagoura pic</i>	6637049	53.4	27046665	4.08
	<i>Chagoura Nord</i>	10608597	49.6	26645240	2.51
	<i>Ste Barbe</i>	5267936	48.3	21216761	4.03
	<i>Conglomérat</i>	376686	46.6	1779731	4.72
	<i>Douamis (souterrain)</i>	8516889	53.9		
	<i>Zerga</i>	2649394	46.6	3423281	1.29
<i>Sous total</i>		40978394	50.34	96397189	2.96

Tableau I-1: Etat des réserves de la mine d'Ouenza.

Méthode d'exploitation au niveau du gisement : [1], [6]

L'exploitation minière est l'activité qui consiste à extraire à partir d'accumulations minérales (affleurant ou souterraines) économiquement rentables appelées « gisement », des substances minérales tel que les minerais métalliques, les métaux natifs (principalement l'Or et l'Argent), et les minéraux industriels (Calcaire, Sel gemme, Potasse, Gypse).

Selon la législation minière et à travers la loi n°01-10 du 3 juillet 2001, l'exploitation minière est définie comme suit : c'est « l'activité qui consiste en travaux préparatoires, développement des opérations d'extraction, concentration des substances minérales et de première transformation. »

La méthode d'exploitation est la manière par laquelle se font les travaux d'exploitation, celle-ci est représentée par une succession de gradins qui sont abattus à l'explosif.

L'exploitation d'une mine à ciel ouvert suit les étapes suivantes :

- ✓ La préparation de la surface à l'emplacement du gisement que l'on se propose d'exploiter (délimitation du champ minier, bornage de la carrière dans le périmètre de la concession, travaux d'arpentage et d'implantation des limites).
- ✓ L'assèchement du champ de la carrière et prise de mesure contre l'afflux d'eau.
- ✓ Le creusement des tranchées principales (ouverture du champ de la carrière).
- ✓ L'enlèvement des stériles de recouvrement (décapage des morts-terrains).
- ✓ Les travaux d'exploitation (enlèvement du minerai).
- ✓ Mise à teruil du stérile minier et l'aménagement du site après exploitation.

En tenant compte du relief montagneux de l'Ouenza, ainsi que la configuration irrégulière du gisement en forme d'amas, la méthode d'exploitation est donc celle du fonçage ou les travaux se développent à un seul bord.

L'évacuation des déblais se fait par transport terrestre direct respectivement vers l'air de stockage et vers le teruil extérieur.

Eléments du système d'exploitation :

Tous les paramètres principaux d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert déterminent la nature du gîte dans une large mesure par les engins d'extraction et de transport, parmi ces principaux paramètres on cite :

- La hauteur du gradin.
- Angle de talus du gradin.
- La largeur de la plate-forme de travail.
- Longueur du front de travail.
- Sens de progression des travaux miniers.
- Vitesse d'avancement du chantier.

➤ **La hauteur de gradin :**

La hauteur du gradin varie suivant la dureté des roches, la fissuration, la stabilité des roches, la hauteur de gradin au niveau de la mine d'Ouenza est $H_{gr}=15m$.

➤ **Angle de talus de gradin :**

L'angle des talus du gradin est $\alpha=70^\circ$.

➤ **La largeur de la plate-forme de travail :**

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en fonction de la taille des engins, la plate-forme de travail de la carrière est $L_p=45m$.

➤ **Longueur du front de travail :**

La longueur du front de travail est $L_f=600m$.

La foration :

Le forage des trous dans le massif s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'actions, le mode de forage est choisi en fonction des propriétés de la roche forée.

La composition des équipements de forage s'effectue sur la base d'une relation la technologie organisationnelle du processus de forage et les travaux d'excavation et de chargement permettant de réduire au maximum les problèmes provenant après les tirs. Cela nous permet aussi d'atteindre la qualité exigée de fragmentation des roches minières avec les dépenses minimales.

La sondeuse est choisie suivant les caractéristiques minières et technologiques des roches telles que l'indice de forabilité, le diamètre du trou, la capacité du godet du moyen de chargement.

Plan de tir :

Les données techniques de plan de tir utilisé :

La hauteur du gradin : $h=15m$.

La maille de foration : $3 \times 4m$.

L'inclinaison des trous : $\alpha=80^\circ$.

La profondeur du trou : $L_{tr}=16m$.

La sous foration : $L_s=1m$.

La longueur de bourrage : $L_b=1m$.

Nombre de rangées : $N_r= 2$.

Consommation spécifique d'explosif $q= 150g/t$.

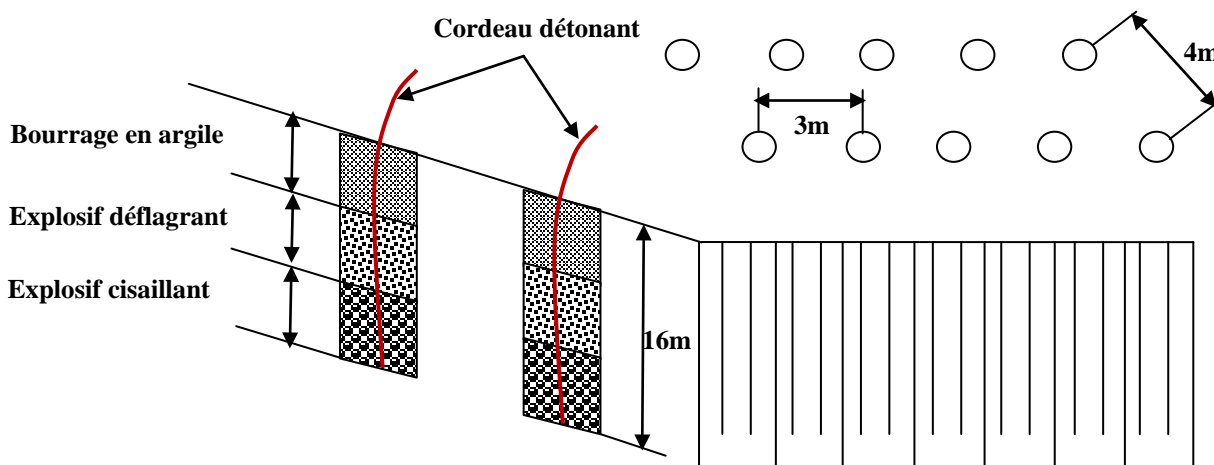


Fig I-2 : Disposition de la charge et mode de chargement de trou.

Choix de l'explosif :

On désigne sous le nom explosif toutes substances des mélanges de corps susceptible par une de composition chimique de libérer leur énergie potentielle en un temps très court.

Le choix de l'explosif est déterminé par ses caractéristiques, on cite :

- La puissance ou l'aptitude au travail.
- La vitesse de détonation.
- La sensibilité aux ondes d'explosif.
- La sensibilité aux frottements-tractions-chocs.
- La résistance à l'humidité.
- La stabilité a la chaleur-au gel.
- Son état physique.

Suivant ces facteurs le choix du marmanite comme explosif principale et l'anfomil comme explosif secondaire est rationnel.

✓ **Marmanite II :**

- *Forme* : cartouche de 2.5Kg.
- *Longueur* : 50 cm.
- *Diamètre* : 65 mm.
- *Densité* : 0.95.
- *Vitesse de détonation* : 4400m/s.

✓ **Anfomil :**

- *Forme* : secs de 25Kg.
- *Densité* : 0.90.
- *Vitesse de détonation* : 3000m/s.

Le raccordement est réalisé à l'aide du cordeau détonant de 12g et des détonateurs à micro retard pour chaque trou.

Chargement :

Les travaux de chargement consistent au chargement des roches abattues dans les engins de transport.

Le choix de l'engin de chargement conforme aux exigences de la production est indispensable, le chargement de la matière du front de taille est assuré par des chargeuses sur pneu de capacité de godet de 5m³ pour les chargeuses Komatsu, et de 7m³ pour les chargeuses Caterpillar.

Transport :

Le déplacement de la masse minière des chantiers au point de déchargement s’accompli par des engins de transport, le mode de transport dépend de plusieurs facteurs, mais le mode le plus rationnel et le plus utilisé dans la carrière est bien est le transport par camions.

Au niveau de gisement d’Ouenza la masse minière est transportée du front de taille vers l’atelier de concassage à l’aide des dumpers de carrière de charge de 45tonnes pour les dumpers Caterpillar, et de 55tonnes pour les dumpers Euclid.

Préparation mécanique :

Le minerai extrait du massif présente une granulométrie qui ne repend pas aux exigences de transport par convoyeur ou par train, c’est pour cette raison que n’import quel type de minerai subit un traitement soit mécanique, chimique...

Le traitement mécanique consiste a la réduction des dimensions des blocs afin d’obtenir une granulométrie favorable au transport.

On constate dans la plus part des mines ou des carrières la présence d’une usine de traitement (enrichissement) ou au moins une station de concassage-broyage.

Dans la carrière d’Ouenza la première station de concassage est située au niveau 803, le déchargement se fait dans une trémie de réception de capacité de 450 tonnes, cette trémie est équipée par une indicateur de niveau.

Et la deuxième station se située au niveau 660 près de la gare d’expédition, elle se compose des éléments suivants :

- Trémie de réception dont la capacité est de 160-200 tonnes.
- Alimentateur.
- Concasseur à cône.

Les caractéristiques des deux concasseurs 660 et 803 sont présentées dans le tableau suivant :

<i>Concasseurs</i>	<i>Marque</i>	<i>Année d’acquisition</i>	<i>Débit (cm³)</i>	<i>Entrée (mm)</i>
803	Allis Chalmers	1971	125-250	1200
660	Allis Chalmers	1949	125-250	1200

Tableau I-2: Les caractéristiques des deux concasseurs existents au niveau du gisement.

La mise à terril :

La mise à terril est le processus de remplissage des stériles sur un terrain réservé a cet effet, l'aménagement des terrils doit répondre aux impératifs suivants :

- Capacité suffisante.
- Emplacement commode situe en dehors des terrains productifs et proches de la carrière.
- Sécurité de travail.

A la carrière de l'Ouenza il existe beaucoup de terrils extérieurs placés en dehors de la carrière, on se doit utiliser le relief de la région pour implanter les stériles dans les *Ravins*, les terrils a l'Ouenza ont un seul gradin ce qu'on appelle *terril-mono étage*.

Chapitre II :
Teneur de coupure

Introduction : [12]

Les compagnies d'exploitation minières font affaire avec les compagnies de géostatistiques qui ont, soit quelques doutes, ou pire, un problème avec l'estimation des ressources ou des réserves et teneur de coupure de leurs gisements.

Avec l'explosion de logiciels miniers, virtuellement chacun peut calculer des ressources ou réserves à partir de données de trous de forage en quelques jours ou même quelques heures et la teneur de coupure à partir des données de marché.

Pour les renseignements chiffrés sur les teneurs et les puissances ou volumes minéralisés, il est essentiel de les faire figurer sur les mêmes plans ou sur des plans superposables, le coût élevé des travaux de reconnaissance impose la meilleure utilisation possible de leurs résultats.

Leur étude est particulièrement importante pour les gisements à faibles teneurs, une faute d'estimation pouvant, dans de nombreux cas, rendre déficitaire un dépôt jugé rentable ou inversement, faire rejeter un dépôt qui aurait pu se révéler rentable.

C'est pourquoi de telles études ont été développées en particulier sur les gisements de métaux à faible teneur, par exemple dans les mines d'Or d'Afrique de Sud, mais il est évident qu'elles ont également un intérêt dans d'autres cas ; en fournissant davantage de renseignements, elles peuvent permettre de réduire les frais de recherches.

Définitions :

1. Teneur (en une substance donnée) :

Rapport pondéral de la quantité de substance utile considéré au poids sec du volume de minerai, contenant cette même quantité de substance.

2. Teneur géologique :

Teneur de minerai en place estimée à partir des seules données géologiques (t_0), cette teneur, peu significative pour l'exploitation, est remplacée en général par la teneur (t), en place.

3. Teneur en place :

Teneur de minerai en place estimé à partir du minerai compte tenu des contraintes générales d'exploitation.

4. Teneur de coupure :

En général, une teneur de coupure doit permettre de sélectionner du minerai générant assez de revenus pour couvrir tous les coûts jugés pertinents, ces derniers varient en fonction de la situation particulière de chaque mine. La valeur de la teneur de coupure se réfère au volume unitaire de sélection (sondage, godet de pelle, volée, panneau,...).

La teneur de coupure possède une signification économique : elle consiste à un instant donné et un stade de l'exploitation du minerai, afin de débloquent deux lignes de conduites : soit exploiter un gisement ou le laisser en place, soit traiter le minerai ou le rejeter. On distingue 03 types de teneur de coupure :

- **Teneur de coupure optimale :**

Teneur de coupure qui par son choix permet de maximiser le bénéfice. Ce maximum peut être évalué par des critères d'évaluation économique par exemple les coûts d'extraction, prix du marché...etc.

- **Teneur de coupure limite :**

Teneur à laquelle le revenu récupérable du minerai est égal aux coûts d'exploitation.

- **Teneur de coupure de planification :**

Au cours de l'exploitation et aux différentes étapes de la planification, de l'exploration d'un gisement, une teneur de coupure est nécessaire pour définir géographiquement et quantitativement les limites du minerai potentiel.

- **Teneur de coupure d'opération :**

La teneur de coupure d'opération est nécessaire au début d'exploitation pour déterminer à court terme quelle portion du minerai peut être gardée en réserve et quelle portion peut être acheminée vers l'usine de traitement, on distingue 03 types de teneur de coupure d'opérations :

- 1. Teneur de coupure à la mine :**

La teneur du minerai au-dessus de la teneur de coupure est exploitée, celui en dessous reste en place.

- 2. Teneur de coupure au concentrateur :**

Le minerai (extrait) dont la teneur est au-dessus de la teneur de coupure est acheminé vers l'usine de traitement pour être concentré, le minerai à teneur sous la teneur de coupure est rejeté ou entreposé pour une concentration ultérieure.

- 3. Teneur de coupure à la fonderie :**

La teneur du concentré au-dessus de la teneur de coupure est soignée, et vendu. La teneur de coupure peut aussi être appliquée à des impuretés présentes dans le concentré.

Les décisions sur les teneurs de coupure sont prises au moment de la production, même ces teneurs de coupures ont d'abord reçu une première évaluation à l'étape de la planification.

La teneur de coupure peut aussi s'appliquer de façon inverse (exemple : teneur maximale de production de phosphate acceptable dans un concentré de fer).

<i>Milieu opératoire</i>	<i>Effet de la teneur de coupure</i>
Mine	Dimension des chantiers, distance des chantiers.
Concentrateur	Si du minerai doit être sorti de la mine, il se peut qu'il ne soit pas économiquement rentable de le traiter.
Fonderie	Une teneur trop basse peut être refusée ou pénalisée ; s'il y a trop d'impuretés elle peuvent retourner au concentrateur.

Tableau II-1 : Influence de la teneur de coupure d'opération.

Facteurs qui affectent le choix des teneurs de coupure d'opération :

- 1. Le prix :** une hausse de l'or par exemple permet d'exploiter avec profit du minerai présentement non rentable. On pourrait donc abaisser la teneur de coupure d'opération à la mine, d'un autre côté si l'on prévoit que cette hausse du prix peut n'être que de courte durée, on pourrait au contraire décider d'augmenter temporairement la teneur de coupure à la mine de façon à produire le plus d'or possible durant cet intervalle de temps et profiter ainsi des prix à la hausse. Cette dernière dépend grandement du type d'exploitation utilisée et de la possibilité ou non de retourner chercher du minerai délaissé.
- 2. la méthode d'exploitation :** pour une exploitation souterraine, la teneur de coupure est calculée pour chacune des méthodes de minage, puisque les coûts de production varient d'une méthode à l'autre, pour une exploitation de surface les coûts de production sont déterminés pour chaque bloc inclus dans le modèle de blocs de l'exploitation spécifique.
- 3. Développements technologiques:** Diminution du coût d'exploitation ou de concentration, extraction d'autres minéraux devenus en demande.
- 4. L'évolution de l'exploitation:** À cause de l'actualisation, dans les critères d'évaluation, il est souvent désirable de débiter l'exploitation à une teneur de coupure plus élevée en exploitant une zone plus riche (produire plus de métal plus rapidement) et de rajuster la teneur de coupure à un niveau plus bas par la suite.
- 5. Politiques internes et stockpiling :** La possibilité d'emmagasiner du minerai permet de sélectionner à la mine du minerai de basse teneur qui sera éventuellement exploité suivant une hausse du prix du métal.

- 6. Dimensions des installations en opération :** Influence directe sur les coûts des capacités de production plus grandes permettent un coût de production à la tonne plus faible et permettent donc d'abaisser la teneur de coupure. De plus, les unités de sélection (les volumes que l'on peut vraiment sélectionner comme économiquement rentables) deviennent plus grandes.
- 7. Besoins du concentrateur :** Afin de maximiser la récupération au concentrateur, il est important de fournir un minerai le plus homogène possible. Ceci peut nécessiter la dilution de minerai à fortes teneurs ou au contraire l'ajout de minerai à forte teneur à du minerai de faible teneur.

En général, une teneur de coupure doit permettre de sélectionner du minerai générant assez de revenus pour couvrir tous les coûts jugés pertinents. Les coûts jugés pertinents varient en fonction de la situation particulière de chaque mine. Ils varient aussi selon le point de vue des auteurs.

Globalement, on rencontre deux approches différentes:

- **Approche de Taylor:** les coûts pertinents sont uniquement les coûts d'exploitation.
 - Si le concentrateur fonctionne à pleine capacité, on considère les coûts fixes et les coûts variables.
 - Si le concentrateur ne fonctionne pas à pleine capacité, on ne considère que les coûts variables.

En effet, à pleine capacité du concentrateur, un minerai dont la teneur ne permet pas de couvrir l'ensemble des coûts fixes et variables entraîne une perte. Par contre, si le concentrateur est en attente de minerai, il vaut mieux fournir un minerai plus pauvre que pas de minerai du tout. Si le minerai couvre les frais de traitement, alors la perte encourue sera moindre que si l'on ne fournit rien au concentrateur,

Si les revenus générés par l'exploitation sont actualisés, la teneur de coupure décroît dans le temps, sinon, elle demeure constante (toutes choses étant égales).

- **Approche de Lane:** les coûts pertinents incluent un coût d'opportunité en plus des coûts d'exploitation.

Le coût d'opportunité est défini par Lane comme l'intérêt sur le capital que représente la partie encore non-exploitée de la mine. C'est en quelque sorte une pénalité pour tarder à exploiter la ressource disponible. L'importance de ce coût est fortement tributaire de la valeur

estimée de la ressource et du taux d'intérêt choisi. La conséquence directe de l'inclusion de ce coût est de hausser la teneur de coupure, surtout en début d'exploitation. Au fur et à mesure que le gisement est exploité, la valeur résiduelle de celui-ci diminue, le coût d'opportunité diminue également ainsi que la teneur de coupure. À la fin de l'exploitation, la teneur de coupure obtenue par Lane rejoint celle obtenue par Taylor. Les mêmes considérations concernant l'utilisation à pleine capacité ou non du concentrateur s'appliquent ici. Si le concentrateur ne fonctionne pas à pleine capacité, on négligera les coûts fixes et les coûts d'opportunité dans le calcul de la teneur de coupure.

Dans les deux cas, mais surtout dans l'approche de Lane, deux autres facteurs importants viennent influencer la détermination de la teneur de coupure:

- Les attentes concernant l'évolution du prix des métaux.
- La capacité technologique de récupérer ultérieurement le minerai à plus faible teneur laissé sur place.

Pour le premier facteur, considérons ce qui se produit lorsque le prix du métal diminue. Théoriquement, il faut exploiter à une teneur de coupure plus élevée pour rencontrer les coûts d'exploitation. Ce comportement est correct si l'on prévoit que le prix du métal n'augmentera pas dans un avenir proche. Si au contraire on prévoit une hausse à court ou moyen terme (disons sur un horizon de 1 ou 2 ans), alors il serait plus rentable d'écouler maintenant du minerai plus pauvre et de conserver le minerai plus riche pour plus tard (les gains futurs compensant pour les pertes actuelles). Évidemment, il est extrêmement difficile de prévoir les prix des métaux même sur un horizon de deux ans et l'exercice demeure périlleux.

Concernant la capacité technologique de récupérer du minerai délaissé, ce facteur dépend en grande partie du mode d'exploitation de la mine. Si l'on peut récupérer le minerai délaissé, alors on peut se permettre d'appliquer plus facilement une haute teneur de coupure. S'il est impossible de récupérer du minerai délaissé, alors la teneur de coupure sera nécessairement revue à la baisse (et il sera impossible d'appliquer directement l'approche de Lane).

La figure suivante montre graphiquement l'évolution possible de la teneur de coupure au cours de l'exploitation de la mine.

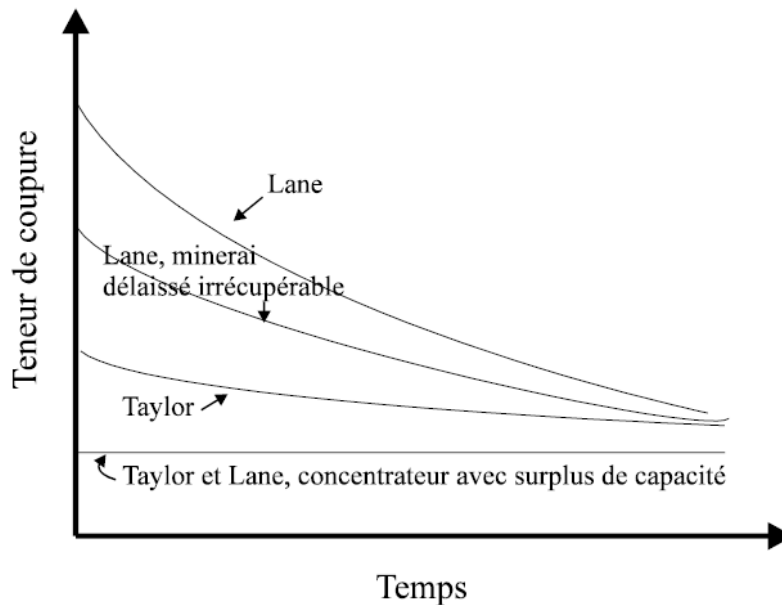


Figure II-1 : évaluation de la teneur de coupure avec le temps selon Lane et Taylor.

Note: Les approches de Lane et de Taylor supposent que l'on connaît la distribution des teneurs sur lesquelles on effectue la sélection. Ici toutes les notions de géostatistique portant sur l'effet du support et de l'information disponible doivent être pleinement considérées.

Le concept de teneur de coupure optimale nécessite au préalable la définition de 3 teneurs de coupure limite et de 3 teneurs de coupure d'équilibre. Taylor (1972) démontre que la teneur de coupure optimale est nécessairement une de ces 6 teneurs de coupure.

Teneurs de coupure limite :

Les teneurs de coupure ne peuvent être choisies entièrement librement, elles doivent tenir compte de la capacité des installations et du marché. Si l'on choisit une très forte teneur de coupure par exemple, il faut être en mesure de développer suffisamment de minerai pour pouvoir alimenter le concentrateur. De même, plus de concentré sera produit et l'on doit s'assurer que des débouchés existent pour ce concentré.

Lane et Taylor reconnaissent 3 facteurs limitatifs importants. Pour chacun correspond une teneur de coupure limite.

- limite de la mine (développement et minage).
- limite du traitement du minerai (concentrateur).
- limite du marché (fonderie, contrats de vente).

Mathématiquement cela peut être décrit de la manière suivante :

Soit les variables suivantes:

c: teneur de coupure ;

x_c: proportion du matériau minéralisé sélectionné (fonction de la teneur de coupure) ;

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

y: taux de récupération du concentrateur ;

p: prix d'une tonne de métal ;

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

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

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

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

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

M: capacité de minage (matériau minéralisé) ;

H: capacité de traitement (minerai sélectionné) ;

K: capacité du marché (métal) ;

v: profit net généré par une unité de matériau minéralisé ;

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

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

1. La mine comme facteur limitatif:

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

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)/M \dots \dots \dots (1)$$

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

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

m : est le coût de minage encouru pour avoir accès au matériau minéralisé et récupérer le minerai ;

$x_c h$: est le coût de traitement du minerai ;

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

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

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

$$v_2 = (p-k)q_c y - h x_c \dots\dots\dots(2)$$

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

zéro et notant que $\frac{\partial q_c}{\partial x_c} = c$, on trouve :

$$c_1 = \frac{h}{y(p-k)} \dots\dots\dots(3)$$

Cette teneur de coupure exprime le fait que le concentrateur et le marché sont en attente, tout le matériau qui permet de rencontrer les coûts variables d'exploitation générera un profit supplémentaire.

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

2. Le concentrateur comme facteur limitatif:

Les frais fixes sont couverts par le minerai traité au concentrateur. La fonction de profit net à maximiser est:

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)x_c / H \dots\dots\dots(4)$$

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

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

m : est le coût de minage encouru pour avoir accès au matériau minéralisé et récupérer le minerai ;

$x_c h$: est le coût de traitement du minerai ;

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

$(f+F)x_c/H$ représente le coût par tonne miné dû aux frais fixes (Pour traiter H tonnes, on a dû miner H/x_c tonnes) ;

Par une analyse semblable à la section précédente, on peut éliminer le terme « m » de la fonction à maximiser et exprimer la fonction à maximiser sous la forme :

$$v_2 = (p-k)q_c y - hx_c - x_c (f+F)/H \dots\dots\dots(5)$$

Dérivant par rapport à x_c , on trouve que la teneur de coupure maximisant cette fonction est:

$$c_2 = \frac{h + (f + F) / H}{y(p - k)} \dots\dots\dots(6)$$

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

3. Le marché comme facteur limitatif :

Les frais fixes doivent être supportés par la quantité de métal produite. La fonction de profit net à maximiser s'écrit alors:

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)x_c g_c y/K \dots\dots\dots(7)$$

Le terme $(f+F)x_c g_c y/K$ représente les coûts fixes par tonne miné. En effet, pour vendre K tonnes de métal, on aura dû miner $K/(x_c g_c y)$ tonnes de matériau minéralisé.

Comme précédemment, le terme « m » peut être oublié, on obtient alors :

$$v_2 = (p-k)q_c y - x_c h - (f+F)q_c y/K \dots\dots\dots(8)$$

Tout comme précédemment, dérivant par rapport à x_c , on trouve :

$$c_3 = \frac{h}{[(p-k) - (f+F)/K]y} \dots\dots\dots(9)$$

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

Notons que dans les formules précédentes, on a nécessairement: $c_1 < (c_2, c_3)$

Note: On notera que la détermination des 3 teneurs de coupure limites ne demande pas de connaître la distribution des teneurs du gisement. Ce ne sera pas le cas toutefois pour les teneurs de coupure d'équilibre et la teneur de coupure optimale.

Teneur de coupure d'équilibre :

Les teneurs de coupure précédentes ont été déterminées en fonction des caractéristiques économiques et des limites de capacité de chaque composante séparément. On peut aussi définir 3 autres teneurs de coupure basées uniquement sur la distribution des teneurs des blocs de sélection. Ces teneurs, dites d'équilibre sont telles qu'elles assurent que les éléments pris 2 à 2 sont en équilibre en terme de quantité traitée (mine-concentrateur, concentrateur-marché, mine-marché).

1. paire mine-concentrateur:

La teneur de coupure est choisie telle que:

$$x_c M = H$$

i.e., la teneur de coupure permet de sélectionner suffisamment de minerai pour faire fonctionner le concentrateur à pleine capacité.

2. paire concentrateur-marché:

La teneur de coupure est telle que:

$$g_c y H = K$$

i.e.: la quantité de métal produite au concentrateur ($g_c y H$) est égale à la capacité du marché.

3. paire mine-marché:

La teneur de coupure est telle que:

$$x_c g_c y M = K$$

i.e.: la quantité de métal produite par la mine $x_c g_c y M$ est égale à la capacité du marché.

Teneur de coupure optimale

Lane (1988) démontre que la teneur de coupure optimale est nécessairement soit une teneur de coupure limite, soit une teneur de coupure d'équilibre. Il s'agira de la teneur de coupure parmi ces 6 teneurs qui génère le profit par tonne de matériau minéralisé (« v ») le plus élevé tout en fournissant une solution réalisable. Pour déterminer la teneur de coupure optimale, on applique la méthode suivante:

Pour chaque paire:

- Si la teneur d'équilibre est comprise entre les 2 teneurs limites correspondantes, on conserve la teneur d'équilibre; si elle est supérieure à la plus grande, on conserve la teneur limite supérieure; si elle est inférieure, on conserve la teneur limite la plus faible.

- La teneur optimale est la teneur intermédiaire parmi les 3 teneurs déterminées précédemment.

Pour plus de détails, disons simplement que ce résultat peut se visualiser graphiquement. Chaque courbe de profit net correspondant aux 3 facteurs limites a un maximum correspondant à la teneur limite.

Pour une teneur de coupure « c » donnée, si l'on trace une verticale, on obtient 3 points d'intersection. La valeur par tonne minéralisée que l'on peut atteindre est le point le plus bas de ces 3 points d'intersection (puisque les 2 autres excèdent la capacité d'une des installations). En se déplaçant sur la courbe la plus basse (solution réalisable), on trouve un point maximum qui ne peut être qu'un point d'intersection de 2 courbes (teneur de coupure d'équilibre) ou un point maximum d'une des courbes (teneur de coupure limite).

Note: un certain nombre d'hypothèses ont été implicitement formulées par Lane pour arriver à ce résultat. En particulier, il considère que seuls la teneur moyenne et le tonnage au dessus d'une teneur de coupure sont fonctions de celle-ci. Ceci n'est pas tout à fait vrai. En effet, la dilution normalement augmente avec la teneur de coupure, le taux de récupération au concentrateur peut fluctuer en fonction de la teneur du minerai traité et le facteur 'F' peut aussi varier en fonction de la teneur de coupure. Dans ce cas, une approche itérative devra être utilisée.

Taylor (1972) rapporte qu'habituellement la teneur de coupure d'opération des mines est égale ou inférieure à la médiane des valeurs des unités de sélection.

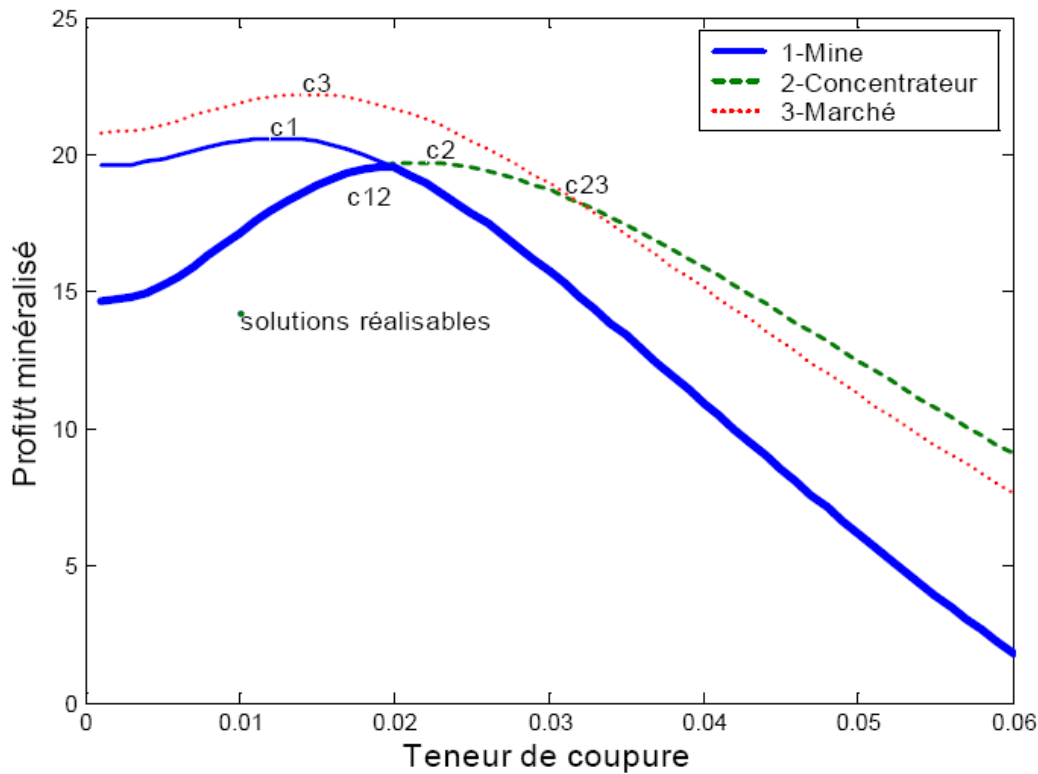


Figure II-2 : Profit vs teneur de coupure.

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.

Deux paramètres influencent la qualité de l'estimation:

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

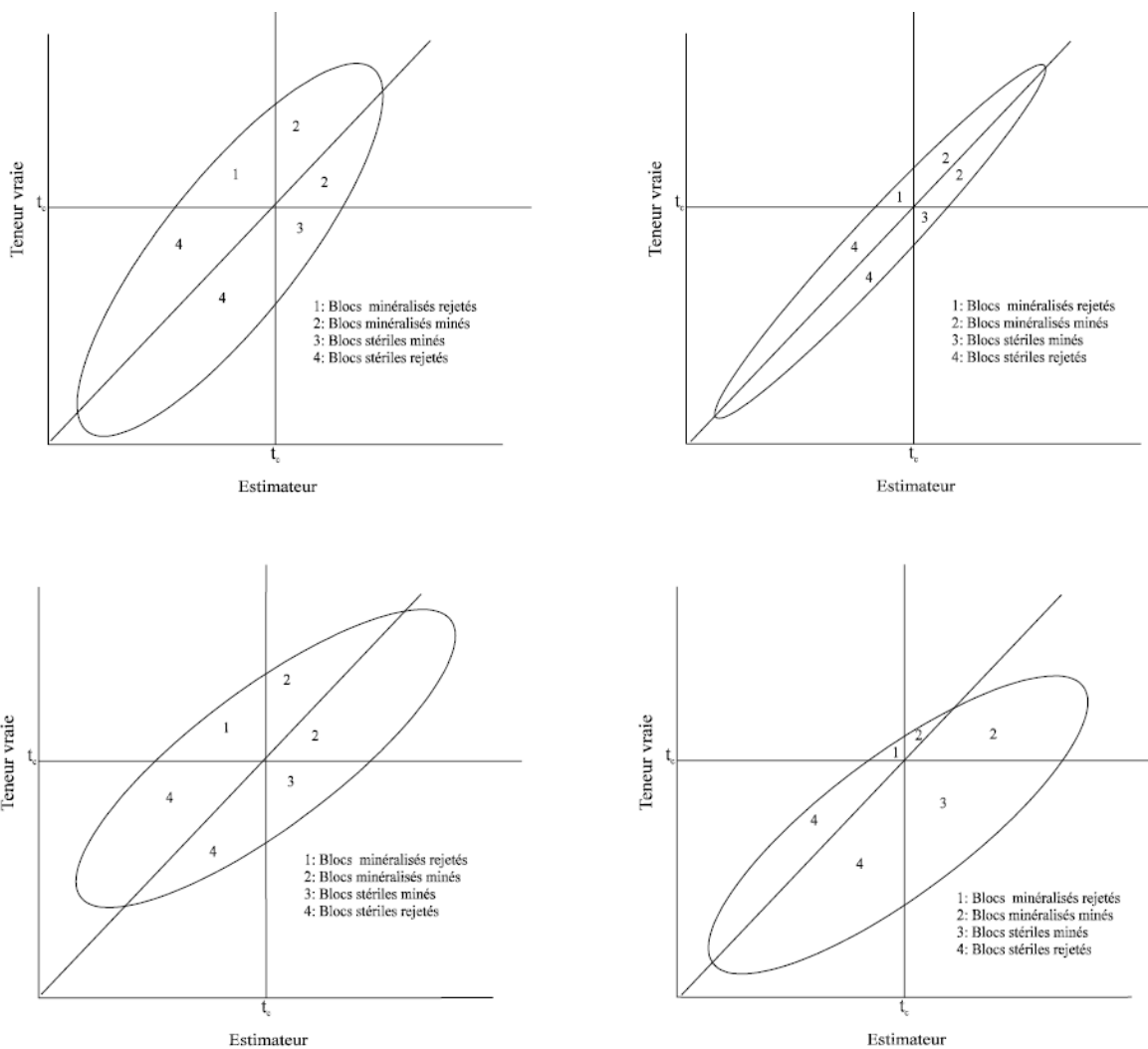
En général, les estimateurs peuvent être plus ou moins précis et ils peuvent être avec ou sans biais. Le meilleur estimateur est le plus précis possible et sans biais. Le biais peut être global ou conditionnel. S'il est global, alors la moyenne de tous les estimés ne coïncide pas avec la moyenne du gisement. 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, 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 blocs qui sont inconnues.

Le diagramme suivant aide à comprendre les conséquences importantes de cet état de fait:



Les ellipses représentent l'ensemble des valeurs possibles pour l'estimateur et les vraies valeurs. Les 2 diagrammes du haut 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° (la moyenne des vraies valeurs est égale à l'estimé pour chaque valeur de l'estimé).

Le diagramme de gauche montre un estimateur moins précis que celui de droite. 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 est plus grave. Celui de gauche est sans biais global mais montre un biais conditionnel prononcé, celui de droite 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.

Concepts de dilution :

Il y a deux types de dilution:

- La « dilution » de nature statistique liée à une mauvaise sélection des blocs, on peut diminuer cette dilution en augmentant la quantité (et la qualité) de données disponibles et en utilisant un bon estimateur (krigeage). À proprement parler, il ne s'agit pas de dilution (plutôt un biais conditionnel) mais les effets concrets sont les mêmes que pour la dilution opérationnelle.
- La dilution de nature opérationnelle reliée à l'exploitation des blocs devant être sélectionnés, même si l'on connaissait parfaitement les teneurs de chaque bloc du gisement, il serait toujours impossible d'aller les chercher exactement, une partie de stérile serait récupérée inévitablement et du minerai serait laissé en place, ce type de dilution peut être diminué en améliorant les méthodes de minage.

Il faut aussi noter que la position relative des blocs minéralisés dans la mine influence l'application de la teneur de coupure. Dans certains cas, pour récupérer des blocs minéralisés on devra inclure des blocs non-économiques, dans d'autres cas, on abandonnera des blocs

économiques demandant un développement trop onéreux, ceci est particulièrement vrai dans le cas de mines souterraines.

Relations de Lasky :

Lasky (1950) a noté empiriquement pour des gisements de cuivre deux observations que l'on s'est rendu compte par la suite être valable très fréquemment :

- La moyenne au-dessus d'une teneur de coupure ($m(c)$) et le logarithme de la proportion du tonnage au-dessus d'une teneur de coupure ($T(c)$) sont reliés approximativement linéairement

$$m(c) = a - b \ln T(c)$$

Où "c" est la teneur de coupure et "a" et "b" sont des constantes (positives) spécifiques à chaque gisement, on peut démontrer, dans le cas lognormal, que cette relation est bonne tant que la variance du logarithme (naturel) des teneurs est inférieure à 4 (c'est habituellement le cas). En pratique, on n'utilisera cette loi que pour obtenir une approximation grossière.

- La moyenne au-dessus de la teneur de coupure est approximativement égale à la teneur de coupure plus une constante:

$$m(c) = b + c ; \quad c = d[M(c) T(c)]/dT(c).$$

Ces deux relations, obtenues empiriquement par Lasky, sont rigoureusement valides uniquement dans le cas de la loi exponentielle (et dans ce cas particulier, on a : $a=b=m$). Pour la distribution lognormale (plus courante) une meilleure relation est donnée par $m(c)=e+f*c$ (e et f des constantes à déterminer) comme l'indique la figure suivante pour la loi lognormale, de moyenne 1 et de variance 1, 2 et 4 :

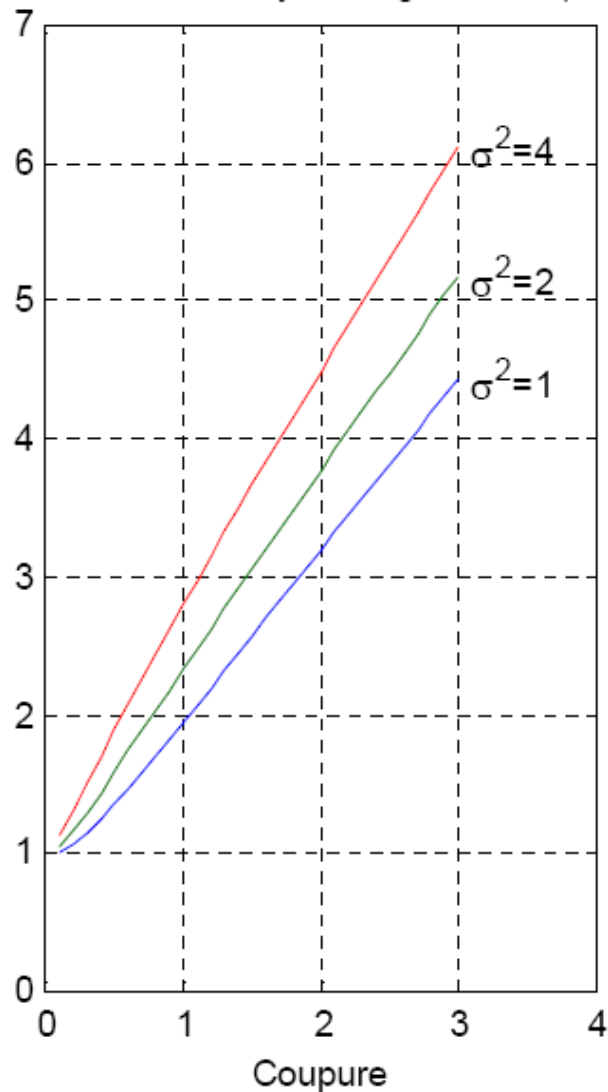


Figure II-3 : Relation de Lasky ; loi lognormal (m=1).

On note une relation pratiquement linéaire à partir d'une certaine coupure, toutefois alors que la pente est près de 1 pour $\sigma^2=1$, elle est environ de 1.5 pour $\sigma^2=4$, ce qui est contraire à la loi de Lasky.

Ces relations ne constituent qu'un guide grossier, pour vraiment déterminer la teneur au-dessus de la teneur de coupure, il faut modéliser le gisement par géostatistique et bien tenir compte du support sur lequel la sélection sera opérée.

Teneur de coupure selon le type d'exploitation :

Taylor, 1972, reconnaît 3 grands types d'exploitation. Il indique les étapes de l'exploitation pour chaque type où il est important d'établir les teneurs de coupures.

- Mine souterraine, gisement tabulaire mince et variable.
- Mine souterraine, gisement massif ou tabulaire épais.
- Mine en fosse, gisement massif ou disséminé.

Gisement de type A:

Souterrain, en veines minces, erratiques, orientations variables, grande extension dans toutes les directions. Ex : Veines de quartz aurifère. La définition de la minéralisation exige un échantillonnage très serré. La mise en valeur exige un développement long, ardu et très sophistiqué, ce développement peut ensuite servir à la préparation du chantier d'abattage.

Les réserves accessibles représentent plusieurs années d'exploitation, ce sont les seules réserves connues, l'exploitation est laborieuse mais flexible.

Teneurs de coupure: Considérant la connaissance détaillée du gisement, la principale teneur de coupure définira quoi abattre, une coupure secondaire peut sélectionner l'acheminement vers le moulin.

Gisement de type B:

Souterrain: métaux de base, gisements tabulaires, épaisseurs supérieures à 20m, minéralisations massives, régulières.

Ex. Gisement Ansil, Noranda, si disséminé, le minerai se prolonge dans les épontes. L'évaluation peut être faite sans développement, le développement secondaire a peu d'avance sur l'exploitation, les réserves sont grandes, mais le minerai immédiatement accessible est limité, peu de flexibilité.

Teneurs de coupure: Le développement a pour principal objectif la préparation à l'abattage. Généralement, ce qui est développé sera abattu, la première coupure décidera donc quoi développer, quelquefois même avant le développement primaire, considérant que les teneurs varient peu, la teneur de coupure définira souvent les limites du gisement.

Ces gisements ont généralement deux teneurs de coupure en série:

- a) pré-développement;
- b) extraction du minerai broyé.

Gisement de Type C:

Carrière. Minéralisations de type Cu-Mo porphyrique. Ex. Mines Gaspé, Murdochville. Gisement massif, minéralisation irrégulière, souvent zoné, cœur riche, bordures plus pauvres, extension verticale et horizontale de plusieurs centaines de mètres, limites du gisement mal définies, les teneurs basses (<1%), seule l'exploitation en carrière est rentable, mais elle exige un forage intensif pour l'évaluation à partir de la surface, l'exploitation exige un gros capital.

Teneurs de coupure: La teneur de coupure de planification aide à prédire les limites probables de la carrière, la principale coupure: quelle partie des roches broyées ira au moulin, coupure secondaire pour évaluer la partie qui sera conservée temporairement sur une pile avant d'être acheminée au moulin.

Chapitre III :
Notions des coûts

Introduction :

L'objectif de chaque entreprise productive est d'assurer une rentabilité optimale. A cet effet il est nécessaire de maîtriser les coûts. Cela permet à l'entreprise de :

- Connaître la rentabilité des produits,
- Prendre une décision d'investissement et trouver les meilleures solutions en termes de rentabilité et de risque,
- Établir des prix de vente,
- Améliorer l'organisation d'un processus de l'entreprise : production, vente,...

Ce chapitre est consacré à des généralités englobant les différentes définitions des coûts qui interviennent dans la production.

I- Les différents types de coûts : [2]

Les coûts fixes et les coûts variables :

Coût fixe :

Est un coût dont le montant est indépendant du volume d'activité réalisé, il reste constant quelque soit le volume d'activité de l'entreprise (loyer, amortissement, services administratifs), les coûts fixes peuvent augmenter par paliers en fonction des investissements d'extension.

Coût variable :

Est un coût qui varie plus au moins proportionnellement au nombre d'unités produites ou vendues, la figure ci-dessous montre la proportionnalité des coûts en fonction d'unité produite

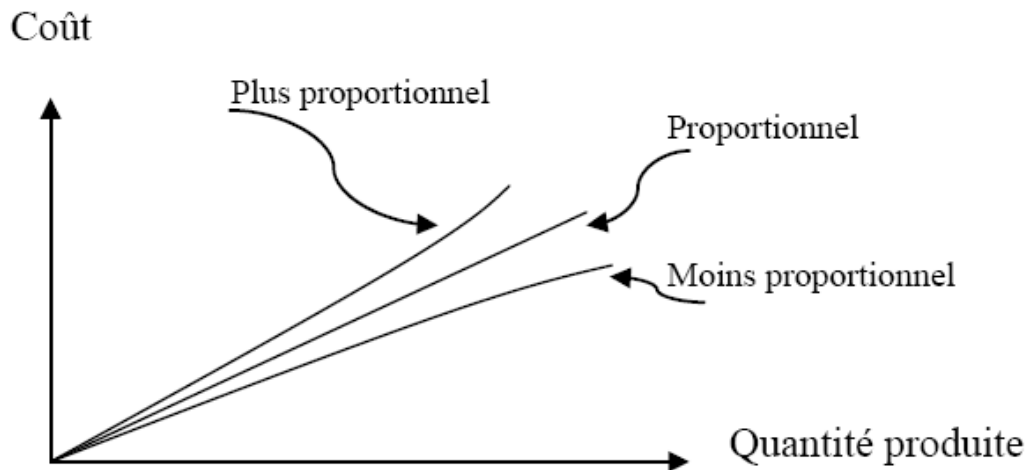


Figure III-1 : Proportionnalité entre les coûts et la quantité produite.

La distinction entre coûts fixes et variables n'est pas toujours simple. Et puis, de nombreux coûts sont 'semi variables' : Il y a l'exemple classique des factures téléphoniques dont l'abonnement est fixe et les consommations variables. Ou Celui de l'énergie (électricité, gaz...).

II- Les charges directes et indirectes :

Les charges directes :

Sont celles qui sont rattachables sans ambiguïté à l'article ou au service concerné.

Le terme charge indirecte :

Est largement employé en comptabilité de gestion. Il désigne habituellement les coûts qu'il n'est pas possible ou peu pratique d'affecter directement à un produit, à un service, à une opération ou à un centre de coûts.

Pour les charges indirectes il faudra utiliser des conventions, des clés de répartition : La méthode des centres d'analyse est alors utilisée pour répartir ces charges.

En général la méthode des clés de répartition est la mieux indiquée pour résoudre ce problème.

III- Le centre d'analyse :

Se définit comme un ensemble de moyens humains et matériels pratiquant un même savoir faire technique. L'atelier d'entretien, par exemple, va constituer un centre d'analyse dont les charges vont être affectées aux coûts des produits ou services.

IV- La clé de répartition :

La méthode de répartition des charges indirectes dépendra de la nature de ces centres. Pour les sections opérationnelles, ce sera le plus souvent des unités physiques (heures hommes, heures machines,...) qui serviront à répartir les coûts. Pour les autres sections, Service du personnel ou comptabilité, les clés de répartition utilisées pourront être des effectifs, le volume de production, le chiffre d'affaires ...

V- Les méthodes de calcul :

Les coûts complets :

Dans le calcul d'un coût complet, la totalité des charges directes et indirectes de l'article est prise en compte, et pour toutes les phases successives allant de l'achat des matières jusqu'à la vente des produits finis. Chacune de ces étapes a un coût : coût d'acquisition, de production, de distribution, de commercialisation, de gestion,

Les coûts directs :

Les coûts directs regroupent :

- Les coûts variables directement liés à l'article concerné.
- Les coûts fixes spécifiques au produit ou service.

Les coûts standards ou préétablis :

Le coût standard d'un produit ou service, c'est celui qui est calculé par avance, pour l'année suivante.

VI- L'utilité de chaque méthode :

L'utilité des coûts variables :

Leurs utilisations classiques sont :

- La recherche du point mort ou seuil de rentabilité. C'est-à-dire la quantité des produits ou prestations qu'il faut vendre afin d'équilibrer le résultat de l'entreprise, et qui permet d'absorber les coûts fixes.
- Le calcul de l'impact sur le résultat des variations d'activité, par exemple une forte croissance.

L'utilité des coûts complets :

Ils sont une méthode incontournable pour fixer les prix de vente des articles et pour produire chaque mois le compte de résultat analytique.

Dans le compte de résultat 'anglo-saxon', le coût des ventes est valorisé en 'coût complet Usine', excluant donc les frais commerciaux, de développement et d'administration. Ceux-ci se trouvent classés après la 'marge brute'.

L'utilité des coûts directs :

Ils sont utilisés pour mesurer l'impact de différents niveaux d'activité ou de tarification clients sur le résultat de l'entreprise.

C'est également le cas pour le lancement d'une activité ou d'un produit nouveau, le recours à la sous-traitance ou à l'externalisation complète.

L'utilité des coûts standards :

Ils ont deux avantages :

- La rapidité des délais de restitution des informations.
- Le standard constitue un objectif qui permet une meilleure réactivité ou prise de décision. Par opposition à la comptabilité en coûts réels qui n'est qu'un constat sans référence.

VII- Les fonctions de coût : [17]

Il existe plusieurs conceptions générales du coût de production.

Le coût de production subi par une entreprise sera mesuré simplement par la somme d'argent que cette entreprise doit déboursier pour réaliser sa production.

Le coût total (CT)

Le coût total de production CT est la somme totale que la firme doit déboursier pour produire; il dépend du niveau de production, et se présente donc comme une fonction dont l'argument est la production: $CT = C(Q)$. Il est normalement croissant, c'est-à-dire que plus la production est importante, plus le coût est lui-même important.

On distingue deux composantes du coût total: le coût fixe CF et le coût variable $CV(Q)$, avec bien sûr $C(Q) = CF + CV(Q)$.

Le coût fixe (CF)

Est indépendant du niveau de production; la firme doit l'assumer quel que soit le niveau de son activité, y compris en cas de cessation d'activité. Il peut s'agir par exemple du remboursement d'un emprunt, ou de royalties en rémunération d'un brevet qui a été concédé pour une période de plusieurs années. Les coûts fixes sont en rapport avec l'équipement de longue durée de la firme.

Le coût variable (CV)

Est la partie du coût total qui dépend étroitement de la quantité produite; il concerne la rémunération des facteurs dont on peut se passer quand le niveau de production diminue ou quand l'activité cesse totalement (les consommables, électricité, travail...).

Courbe des coûts

Le graphique ci-dessous illustre une fonction de coût total à court terme. La forme de cette courbe peut être notée :

Elle est croissante, et on remarque qu'il y a une première zone, jusqu'à Q^* , où cette croissance se ralentit progressivement, alors qu'elle accélère pour une quantité supérieure à Q^* . Ceci

correspond à l'hypothèse de rendements d'échelle qui seraient d'abord croissants, puis décroissants.

La courbe de coût total correspondant à une fonction de production à rendements constants serait pour sa part représentée par une droite (croissante).

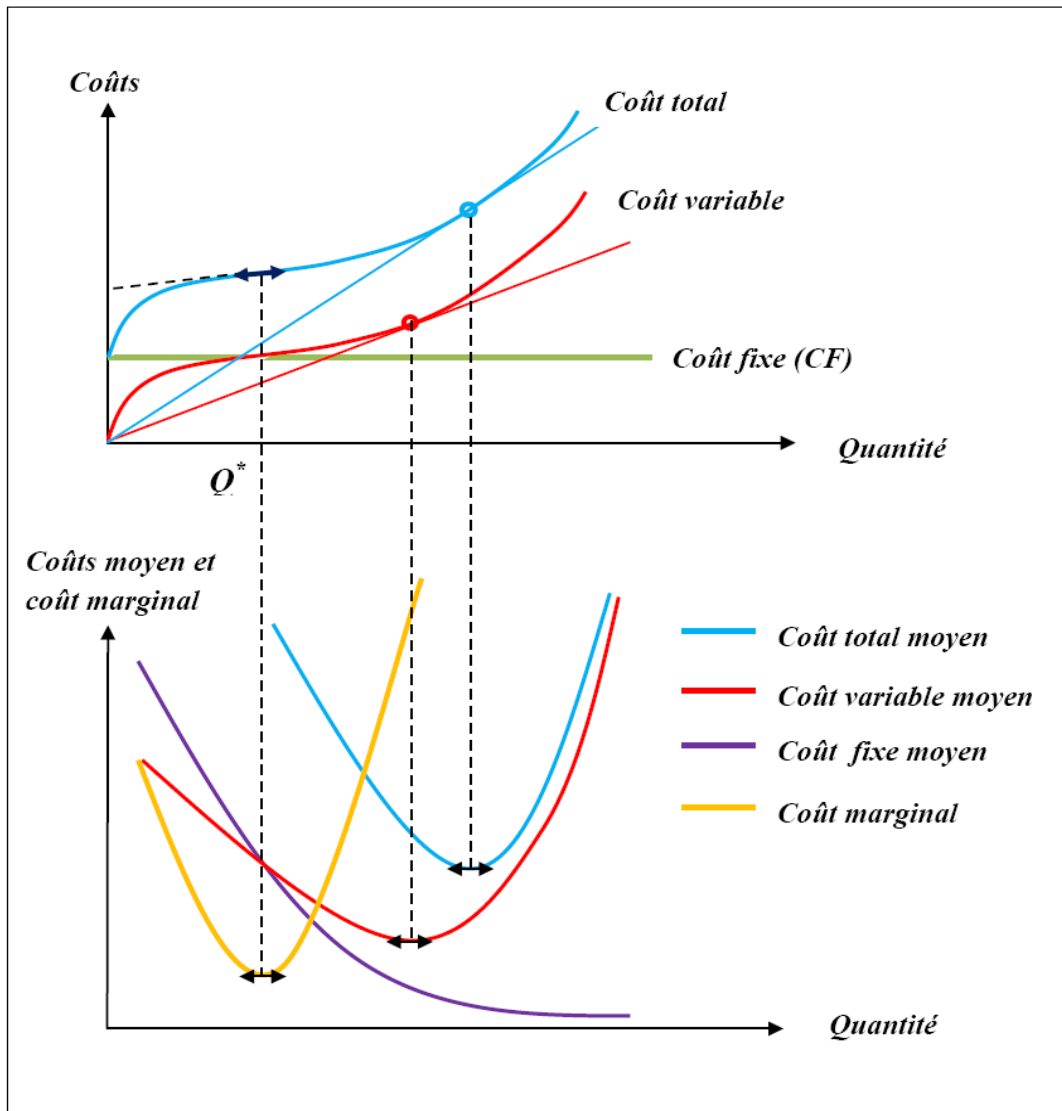


Figure III-2 : Courbe du coût total, du coût fixe et du coût variable.

La fonction de coût moyen peut prendre plusieurs formes; la plus typique est la "forme en U" (graphique ci-dessus). Le coût moyen est d'abord décroissant, parce qu'on est dans une zone de rendements d'échelle croissants, puis augmente à nouveau quand les rendements d'échelle diminuent.

Si les rendements étaient constants, le coût moyen serait lui aussi constant (représenté par une demi-droite horizontale).

Le coût unitaire moyen :

Le coût unitaire moyen est calculé à partir du coût total, en le rapportant à une seule unité produite; les concepts principaux, dans le cas d'une firme mono productrice, sont le coût moyen et le coût marginal.

$$CM(Q) = \frac{CT(Q)}{Q}$$

C'est un concept très utile car il est facile à utiliser. Il représente ce que coûte chaque unité produite, et pourra utilement être comparé au prix de vente qui est aussi une variable unitaire.

On peut définir un coût moyen non seulement à partir du coût total, mais aussi à partir du coût variable; on obtient alors le coût moyen variable $CMV(Q) = \frac{CV(Q)}{Q}$

La différence entre les deux concepts est le coût fixe, pour lequel on peut aussi calculer une moyenne: $CMF(Q) = \frac{CF}{Q}$

Ces différents coûts moyens s'additionnent exactement comme les coûts totaux correspondants:

$$CM(Q) = CMV(Q) + CMF(Q)$$

On note que le coût fixe moyen $CMF(Q)$ tend vers zéro quand la quantité produite augmente; cela signifie que les deux fonctions de coût moyen et coût moyen variable sont de plus en plus proches l'une de l'autre quand la production augmente.

Le coût marginal :

Le coût marginal C_m est la variation du coût total qui serait occasionnée par la production d'une unité supplémentaire. Il dépend donc du niveau de production atteint: il est lui aussi une fonction $C_m(Q)$ de la quantité produite.

On peut définir formellement le coût marginal de la manière suivante:

$$C_m(Q) = \frac{\Delta CT(Q)}{\Delta Q}$$

Ou encore, si la fonction de coût est dérivable:

$$C_m(Q) = \frac{\delta CT(Q)}{\delta Q}$$

Le coût marginal joue un rôle fondamental dans l'analyse des décisions de production; le chef d'entreprise peut en effet s'interroger à chaque instant sur l'opportunité d'augmenter sa production, ou de la diminuer; pour cela, le coût marginal est le concept à utiliser, et il n'est pas nécessaire de recourir au coût total ni au coût moyen.

La maximisation du profit :

Le profit de l'entreprise est simplement la différence entre sa recette ou chiffre d'affaire (le produit de la vente de la production) et son coût total:

$$p(Q) = p*Q - CT(Q)$$

Ici p est le prix de vente et $R(Q)=P*Q$ est donc la recette totale. Le profit dépend naturellement de la quantité vendue (et donc de la quantité produite), l'expression ci-dessus est donc la fonction de profit. Le profit est maximum à condition que la dérivée de la fonction de profit soit nulle; cela signifie simplement que la recette marginale doit être égale au coût marginal:

$$R_m(Q) = C_m(Q).$$

La recette marginale : supplément de chiffre d'affaires procuré par la dernière unité vendue.

$$\text{Le résultat marginal} = \text{recette marginale} - \text{coût marginal}.$$

VIII- Aide à la décision : [2]

La décision d'acceptation ou de refus d'une commande est fondée sur le raisonnement à la marge. Tant que la recette marginale est supérieure au coût marginal, l'entreprise acceptera la commande supplémentaire. La figure ci-dessous montre les deux optimums techniques et économiques :

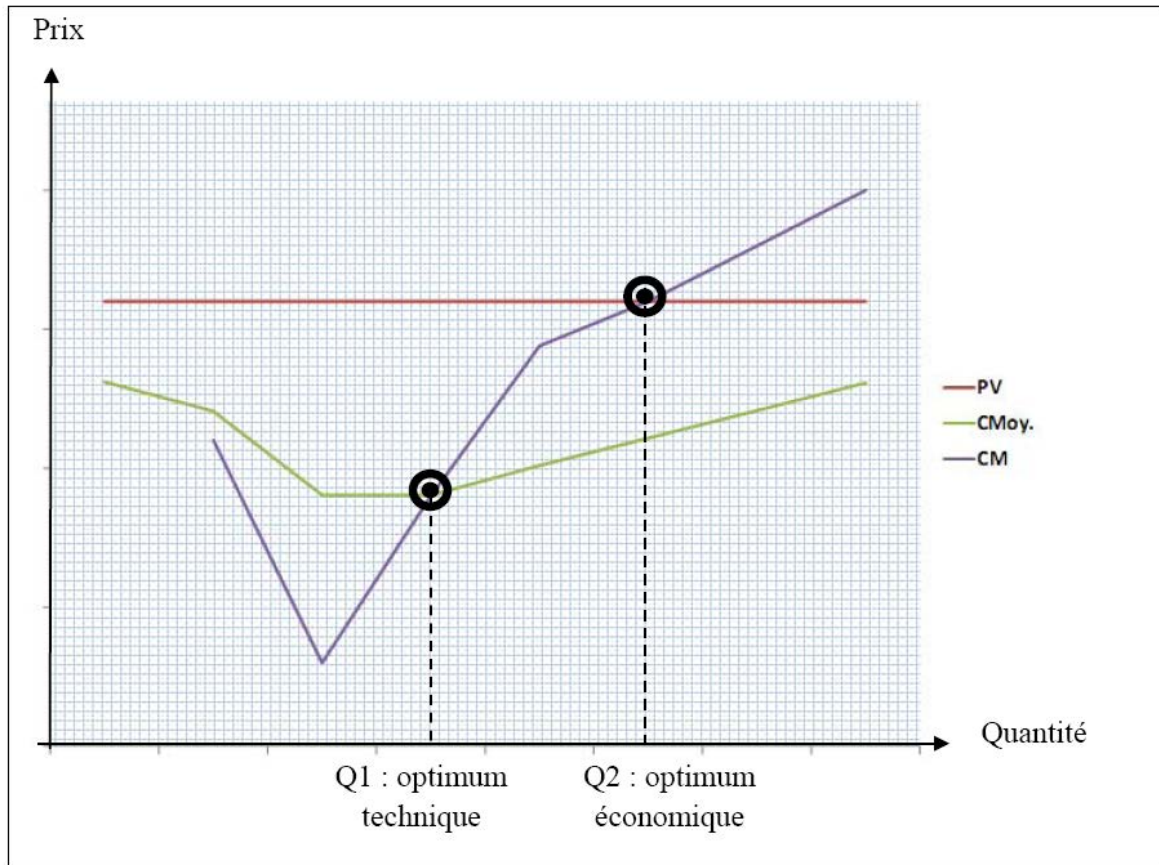


Figure III-3 : L'optimum technique et l'optimum économique.

L'optimum technique : C'est le niveau d'activité pour lequel le coût moyen est minimum. A ce niveau d'activité, la production est réalisée au moindre coût. Le coût moyen est minimum quand il est égal au coût marginal.

$$\textit{Optimum technique : Coût marginal (C}_m\text{) = Coût Moyen (CM)}$$

L'optimum économique : C'est le niveau d'activité pour lequel le profit (résultat global) est maximum.

Pour un prix de vente constant, le résultat global est maximal quand le prix de vente est égal au coût marginal. En généralisant, le résultat est maximum quand le coût marginal égalise la recette marginale.

$$\textit{Optimum économique : Coût marginal (C}_m\text{) = Recette marginale}$$

IX-L'amortissement : [2]**Définition :**

L'amortissement est la constatation comptable de la dépréciation irréversible des emplois (Actif) suite à l'usage ou l'obsolescence, ou de toute autre cause possible.

Il y a deux principaux types d'amortissement :

L'amortissement linéaire : ou constant qui signifie que le montant de la dépréciation, pour une même durée, est identique, quelque soit l'exercice comptable.

L'amortissement dégressif : où l'on observe une dépréciation plus forte pour les premiers exercices.

Calcul d'Amortissement :

L'Amortissement est caractérisé par les frais d'acquisition du bien à amortir et de sa durée d'amortissement.

L'amortissement linéaire se calcule comme suit :

$$\text{Base} * \text{taux} * (\text{temps} / 360)$$

- *Valeur d'origine (FA)* : coût hors taxes d'acquisition ou de production de l'immobilisation.
- *Taux d'amortissement* : $Tc = (100 / N)$ en % (N : Durée de vie probable).
- *Annuité d'amortissement* : $a = (FA / N) * (Nm/12)$ ou bien $a = FA * Tc * (Nm/12)$
- *Cumul des amortissements* : $\Sigma A = FA * Tc * (Nm/12)$, Nm est le cumul des mois depuis l'acquisition jusqu'à la date de calcul de l'amortissement.
- *Valeur nette d'amortissement* : $VNA = FA - \Sigma A$

Chapitre IV:
Collecte des données

Introduction :

Durant notre stage pratique au niveau de la mine de Fer de l'Ouenza, il est important de relever l'influence de la teneur de coupure sur les zones extraites. Par la suite il faut suivre les travaux et relever les données journalières de la production ainsi que les dépenses s'y afférentes. Aussi et pour résoudre le problème il est important de donner un aperçu sur les notions des données qu'il faut relever suivantes :

- *Coûts fixes au niveau de la mine* :(forage, abattage, chargement, transport, concassage, et autres).
- *Coûts variables au niveau de la mine* : (frais de personnel, coûts de la main-œuvre, charges supplémentaires, consommables, et autres).

I- Coûts fixes au niveau de la mine : [6]**I-1- Coûts liés à l'utilisation du matériel :**

Actuellement, les engins non amortis sont les suivants :

<i>Engins</i>	<i>Durée d'amortissement</i>	<i>Année d'acquisition</i>	<i>Frais d'acquisition [DA]</i>	<i>Amortissement [DA/jours]</i>
Chargeuses				
CAT 03	10 ans	23/11/2002	71036597.55	30619.22
CAT 05		15/06/2004	68924411.28	29708.79
<i>Total</i>				60328.02
CAMIONS				
CAT 1319	10 ans	13/02/2002	34867233.34	15028.97
CAT 1320		09/05/2005	35181892.25	15164.60
CAT 1321		20/09/2005	35181892.25	15164.60
EUC 1501		22/10/2003	58674851.58	25290.88
EUC 1502		07/12/2003	58674851.58	25290.88
<i>Total</i>				95939.93
SONDEUSES				
AC 01	10 ans	01/2001	1842165.00	794.03
IR 10		04/2004	2356321.67	1015.65
<i>Total</i>				1809.68
COMPRESSEURS				
AC 16	10 ans	10/2003	4856133.23	2093.16
AC 17		10/2003	4856133.23	2093.16
<i>Total</i>				4186.32
BULLS				
CAT 13	10 ans	08/2005	73311723.00	31599.88

Tableau IV-1 : les engins non amortis au niveau de la mine.

Les engins déjà amortis et travaillant dans la mine, on a :

<i>Engins</i>	<i>Frais d'acquisition [DA]</i>	<i>Amortissement [DA]</i>
5 camions de carrière CAT	151067571,25	15106757,12
3 chariots de forage INGERSOL RAND	5087536,08	508753,60
2 bulls à chenille CAT	139097450,76	13909745,08
2 compresseurs d'air mobile AC	9599771,28	959977,13
1 niveleuse KOMATSU	32311200,00	3231120,00
	<i>Total</i>	33716352,93

Tableau IV-2 : Les engins déjà amortis et travaillant dans la mine.

Les concasseurs utilisés au niveau de station de la mine et sont déjà amortis :

<i>Concasseurs</i>	<i>Durée d'amortissement</i>	<i>Année d'acquisition</i>	<i>Frais d'acquisition [DA]</i>	<i>Amortissement [DA]</i>
ALLIS CHALMERS 660	10 ans	1949	103572831,86	10357283,18
ALLIS CHALMERS 803		1971	220657342,43	22065734,24
			<i>Total</i>	32423017,42

Tableau IV-3 : Les concasseurs utilisés au niveau de station de la mine.

Les coûts fixes pour l'opération abatage sont les coûts liés à l'utilisation du bulldozer et les coûts fixes de la foration, les coûts fixes journaliers pour l'opération abatage est comme suite :

- ✓ Coûts fixes journaliers dus à l'utilisation du bulldozer : $C_{jb}=33432,76DA/j$.
- ✓ Coûts fixes journaliers de la foration : $C_{jf}=13516,86DA/j$.

Donc le coût fixe total d'une journée pour l'opération abatage est : $46949,62DA/j$.

I-2- Entretien curatif :

Les coûts d'entretien sont comme suite :

- 40% des montants d'amortissement de tous les engins de la mine amortis et non amortis.
- 23% des montants d'amortissement des deux concasseurs.

<i>Matériel</i>	<i>Coût d'entretien [DA]</i>
Concasseurs	32143,50
Engins amortis	58131,64
Engins non amortis	76821,66
	<i>Total</i>
	167096,80

Tableau IV-4 : Les coûts d'entretien.

I-3- Frais personnel :**a- Masse salariale :**

Deux services interviennent directement dans la production de fer au niveau de mine d'Ouenza : division production et division maintenance.

Pour ce mois on a :

- *Division production* : 3007913,73 DA/ mois.
- *Division maintenance* : 945806,87 DA/ mois.

Le coût total lié à la masse salariale est : 3953720,60 DA/ mois, soit un coût journalier de 131790,68 DA/ jour.

b- Charges employeur :

Les charges employeur (la restauration, les habits,...) d'une journée sont :

16435,63 DA/ jour.

Les frais totaux du personnel sont : 131790,68+16435,63= 148226,31DA/jour.

c- Divers :

Les frais divers (produits chimiques, fournitures plomberie,...) sont : 14423,21 DA/jour.

II- Coûts variables au niveau de la mine : [6]**II-1- Les entretiens préventifs :****a- Pièces de rechange des engins :**

D'après les fiches techniques des engins la consommation horaire en pièces de rechange est de :

- 130,00 DA pour les chargeuses.
- 190,50 DA pour les camions Caterpillar.
- 200,70 DA pour les camions Euclide.

On a donc : $C_{pr} = C_h * h_m * n_e$.

C_{pr} : consommation journalière en pièces de rechanges.

C_h : consommation horaire en pièces de rechanges.

h_m : heures de marche des engins utilisés.

n_e : nombres d'engins utilisés.

Les coûts de consommation journalière en pièces de rechange des chargeuses et des camions sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-5:

Journée	Production total [t]	Chargeuse		Camions		Coût Total [DA]
		Nombre	Coût Cpr [DA]	Nombre	Coût Cpr [DA]	
01	2800	01	1170	04	7041,6	8211,6
02	3360	01	1170	04	7041,6	8211,6
03	4120	01	1235	04	7432,8	8687,8
04	4600	01	1300	04	7824,0	9124,0
05	4160	01	1300	04	7824,0	9124,0
06	6160	01	1430	04	8606,4	10036,0
07	3020	01	1235	04	7432,8	8687,8
08	2000	01	910	03	4071,9	4981,9
09	4400	01	1300	04	7824,0	9124,0
10	1320	01	650	04	3912,0	4562,0
11	2000	01	910	03	5476,8	4143,3
12	2200	01	975	04	5868,0	6843,0
13	4320	01	1235	04	7432,8	8667,8
14	2760	01	1170	03	5327,1	6497,1
15	2330	01	1235	04	7432,8	8667,8
16	2019	01	975	04	5868,0	6843,0
17	1160	01	780	02	2408,4	3188,4
18	2360	01	1170	04	7041,6	8211,6
19	1920	01	910	03	3199,4	4109,4
20	1440	01	715	03	5235,3	5950,3
21	3740	01	1170	04	7041,6	8211,6
22	3200	01	1105	04	6650,4	7755,4
23	2800	01	975	04	5868,0	6843,0
24	4480	01	1235	04	7432,8	8667,8
25	4640	01	1300	04	7824,0	9124,0
26	3760	01	1235	04	7041,6	8276,6
27	4640	01	1300	04	7824,0	9124,0
28	1600	01	845	03	3781,1	4626,1
29	2120	01	1040	04	6259,2	7299,2
30	2720	01	975	04	5868,0	6843,0
31	1120	01	780	03	4694,4	3551,4
32	3340	01	1170	04	5235,3	6405,3
33	2380	01	1300	04	7041,6	8341,6
34	4200	01	975	04	7432,8	8407,8
35	3600	01	1105	04	6650,4	7755,4
36	3820	01	1040	04	7824,0	8864,0
37	3240	01	845	03	3199,4	4044,4
38	2600	01	1235	04	5476,8	6711,8
39	3500	01	780	04	5868,0	6648,0
40	4350	01	1300	03	5235,3	6535,3

Tableau IV-5 : Consommation journalière en pièce de rechange.

b- Pièces de rechange de concasseur :

Les pièces de rechange du concasseur sont les suivants :

- Marteaux.
- Portes-marteaux.
- Ressort.
- Goupilles.
- Axes de porte-marteaux.
- Enclume...

Les coûts de consommation journalière en pièces de rechange du concasseur sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-6:

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Coûts de consommation en pièces de rechange de concasseur [DA]</i>
01	2800	3612.10
02	3360	3612.10
03	4120	3756.37
04	4600	3834.32
05	4160	3756.37
06	6160	4151.41
07	3020	3612.10
08	2000	3450.76
09	4400	3834.32
10	1320	3353.60
11	2000	3450.76
12	2200	3450.76
13	4320	3834.32
14	2760	3834.32
15	2330	3450.76
16	2019	3450.76
17	1160	3450.76
18	2360	3450.76
19	1920	3353.60
20	1440	3353.60
21	3740	3612.10
22	3200	3612.10
23	2800	3450.76
24	4480	3450.76
25	4640	3450.76
26	3760	3612.10
27	4640	3353.60
28	1600	3353.60
29	2120	3450.76
30	2720	3450.76
31	1120	3353.60
32	3340	3612.10
33	2380	3612.10
34	4200	3612.10
35	3600	3353.60
36	3820	3450.76
37	3240	3353.60
38	2600	3834.32
39	3500	4151.41
40	4350	3353.60

Tableau IV-6 : Consommation journalière en pièces de rechange du concasseur.

c- Lubrifiants :

D'après les fiches techniques des engins la consommation horaire en lubrifiant est de :

- 112 DA pour les chargeuses.
- 83 DA pour les camions Caterpillar et Euclide.
- 100 DA pour les concasseurs.

On a donc : $C_{LU} = C_h * h_m * n_e$.

C_{LU} : consommation journalière en lubrifiant (DA).

C_h : consommation horaire en lubrifiant (DA).

h_m : heures de marche des engins utilisés.

n_e : nombres d'engins utilisés.

Les coûts de consommation journalière en lubrifiant au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-7:

Journée	Production total [t]	Chargeuse		Camions		Concasseur		Coût Total [DA]
		Nombre	Coût C _{LU} [DA]	Nombre	Coût C _{LU} [DA]	Nombre	Coût C _{LU} [DA]	
01	2800	01	1008	04	2988	01	900	4896
02	3360	01	1008	04	2988	01	900	4896
03	4120	01	1064	04	3154	01	950	5168
04	4600	01	1120	04	3320	01	1000	5440
05	4160	01	1120	04	3320	01	1000	5440
06	6160	01	1232	04	3652	01	1100	5984
07	3020	01	1064	04	3154	01	950	5168
08	2000	01	784	03	1743	01	700	3227
09	4400	01	1120	04	3320	01	1000	5440
10	1320	01	560	04	1660	01	500	2720
11	2000	01	784	03	1743	01	700	3227
12	2200	01	840	04	2490	01	750	4080
13	4320	01	1064	04	3154	01	950	5168
14	2760	01	1008	03	2988	01	900	4896
15	2330	01	1064	04	3154	01	950	5168
16	2019	01	840	04	2490	01	750	4080
17	1160	01	672	02	996	01	600	2268
18	2360	01	1008	04	2988	01	900	4896
19	1920	01	784	03	1743	01	700	3227
20	1440	01	616	03	1369.5	01	550	2535,5
21	3740	01	1008	04	2988	01	900	4896
22	3200	01	952	04	2822	01	850	4624
23	2800	01	840	04	2490	01	750	4080
24	4480	01	1064	04	3154	01	950	5168
25	4640	01	1120	04	3320	01	1000	5440
26	3760	01	1008	04	2988	01	900	4896
27	4640	01	1120	04	3320	01	1000	5440
28	1600	01	728	03	1618.5	01	650	2996,5
29	2120	01	896	04	2656	01	800	4352
30	2720	01	840	04	2490	01	750	4080
31	1120	01	672	03	1494	01	600	2766
32	3340	01	952	04	2988	01	850	4790
33	2380	01	1008	04	2988	01	900	4896
34	4200	01	1064	04	3154	01	950	5168
35	3600	01	1008	04	2988	01	900	4896
36	3820	01	1008	04	2822	01	900	4730
37	3240	01	952	03	1369.5	01	850	3171,5
38	2600	01	784	04	3320	01	750	4818
39	3500	01	1008	04	2490	01	850	4348
40	4350	01	1064	03	1618.5	01	950	3632,5

Tableau IV-7 : Consommation lubrifiant par jour.

d- Graisse :

Les coûts de consommation journalière en graisse au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-8:

Journée	Production total [t]	Camions		Chargeuse		Concasseur		Coût total [DA]
		Qté [Kg]	Coût [DA]	Qté[Kg]	Coût [DA]	Qté [Kg]	Coût [DA]	
01	2800	2.40	288	7.00	840	0.15	27.75	1155,75
02	3360	3.10	372	8.00	960	0.16	29.60	1361,60
03	4120	3.70	444	9.00	1080	0.18	33.3	1557,30
04	4600	4.20	504	9.50	1140	0.18	33.3	1677,30
05	4160	3.80	456	9.00	1080	0.18	33.3	1569,30
06	6160	5.00	600	10.00	1200	0.20	37	1837,00
07	3020	2.90	348	7.50	900	0.15	27.75	1275,75
08	2000	1.90	228	6.00	720	0.13	24.05	972,05
09	4400	4.00	480	9.00	1080	0.17	31.45	1591,45
10	1320	1.20	144	5.50	660	0.09	16.65	820,65
11	2000	1.90	228	6.00	720	0.13	24.05	972,05
12	2200	2.10	252	6.00	720	0.13	24.05	996,05
13	4320	4.00	480	9.00	1080	0.17	31.45	1591,45
14	2760	2.40	288	7.00	840	0.15	27.75	1155,75
15	2330	2.20	264	6.00	720	0.13	24.05	1008,05
16	2019	1.90	228	6.00	720	0.13	24.05	972,05
17	1160	0.90	108	5.00	600	0.09	16.65	724,65
18	2360	2.20	264	6.00	720	0.13	24.05	1008,05
19	1920	1.40	168	6.00	720	0.12	22.2	910,20
20	1440	1.10	132	5.50	660	0.09	16.65	808,65
21	3740	3.00	360	7.50	900	0.17	31.45	1291,45
22	3200	2.50	300	7.00	840	0.16	29.60	1169,60
23	2800	2.80	336	7.50	900	0.15	27.75	1263,75
24	4480	4.20	504	9.00	1080	0.17	31.45	1615,45
25	4640	4.30	516	9.00	1080	0.17	31.45	1627,45
26	3760	3.00	360	8.00	960	0.17	31.45	1351,45
27	4640	4.20	504	8.00	960	0.18	33.3	1497,3
28	1600	1.20	144	5.60	672	0.12	22.2	838,20
29	2120	2.10	252	6.00	720	0.15	27.75	999,75
30	2720	2.80	336	7.50	900	0.15	27.75	1263,75
31	1120	0.75	90	5.50	660	0.09	16.65	766,65
32	3340	2.50	300	7.00	840	0.16	29.60	1169,6
33	2380	2.20	264	6.00	720	0.13	24.05	1008,05
34	4200	4.00	480	9.00	1080	0.17	31.45	1591,45
35	3600	3.00	360	7.50	900	0.17	31.45	1291,45
36	3820	3.00	360	7.50	900	0.17	31.45	1291,45
37	3240	2.50	300	7.00	840	0.16	29.60	1169,6
38	2600	2.80	336	7.50	900	0.15	27.75	1263,75
39	3500	3.00	360	8.00	960	0.17	31.45	1351,45
40	4350	4.00	480	9.00	1080	0.17	31.45	1591,45

Tableau IV-8 : Consommation journalière en graisse.

II-2- Energie :

Les coûts de consommation journalière en énergie (gasoil et électricité) au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-9:

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Gasoil</i>		<i>Electricité</i>	
		<i>Quantité [L]</i>	<i>Coût [DA]</i>	<i>kwh</i>	<i>Coût [DA]</i>
01	2800	19827	257751	7127.31	10976,06
02	3360	20089	261157	7976.54	12283,87
03	4120	22567	293371	8100.22	12474,34
04	4600	23006	299078	8421.30	12968,80
05	4160	21060	273780	8050.63	12397,97
06	6160	25679	333827	9767.85	15042,49
07	3020	20789	270257	7521.34	11582,86
08	2000	17560	228280	6590.60	10149,524
09	4400	23856	310128	8300.00	12782,00
10	1320	15984	207792	5973.78	9199,62
11	2000	17890	232570	6500.12	10010,18
12	2200	18831	244803	6758.00	10407,32
13	4320	22874	297362	8234.67	12681,39
14	2760	21000	273000	7003.60	10785,54
15	2330	18671	242723	6830.45	10518,89
16	2019	17320	225160	6611.23	10181,29
17	1160	14382	186966	3568.89	5496,09
18	2360	18886	245518	6968.07	10730,82
19	1920	17989	233857	3890.90	5991,98
20	1440	16906	219778	3698.87	5696,26
21	3740	21987	285831	7756.07	11944,34
22	3200	21002	273026	7620.63	11735,77
23	2800	19840	257920	7020.98	10812,31
24	4480	22889	297557	8360.00	12874,40
25	4640	24004	312052	8490.24	13074,96
26	3760	21521	279773	7790.00	11996,61
27	4640	24012	312156	8500.00	13090,00
28	1600	16899	219687	3750.76	5776,17
29	2120	18001	234013	6686.12	10296,62
30	2720	18995	246935	6987.85	10761,28
31	1120	13987	181831	3492.90	5379,06
32	3340	21002	273026	7620.63	11735,77
33	2380	18671	242723	6830.45	10518,89
34	4200	22874	297362	8234.67	12681,39
35	3600	21987	285831	7756.07	11944,34
36	3820	21987	285831	7756.07	11944,34
37	3240	21002	273026	7620.63	11735,77
38	2600	19827	257751	7127.31	10976,06
39	3500	20089	261157	7976.54	12283,87
40	4350	23856	310128	8300.00	12782,00

Tableau IV-9 : Consommation journalière en gasoil et en électricité.

II-3- Pneumatique :

On a le coût total journalière de la consommation pneumatique est :

$$C_t = C_{pje} + C_{pjd}$$

C_{pje} : la consommation pneumatique journalière pour les chargeuses.

C_{pjd} : la consommation pneumatique journalière pour les dumpers.

$$C_{pj} = H * C_{ph} * N * n$$

- **H** : heures travaillées dans la journée.
- **N** : nombre de dumpers (chargeuses) qui ont travaillé.
- **n** : nombres de pneus d'un dumper (chargeuse).

$$C_{ph} = \frac{P_p}{D * 232 * 11}$$

- C_{ph} : consommation horaire en pneu.
- P_p : prix unitaire d'un pneu.
- D : La durée de vie d'un pneu.
- 232 : les jours ouvrables dans l'année.
- 11 : la durée de travail des matériels.

La durée de vie et les prix unitaires des pneus sont présentés dans le tableau III-10:

<i>Engin</i>	<i>Durée de vie de pneu [ans]</i>	<i>Prix unitaire de pneu [DA]</i>
Chargeuse	2	482723.51
Camion EUC	5	5022719.01
Camion CAT	5	372036.90

Tableau IV-10 : La durée de vie et les prix unitaires des pneus.

Les coûts de consommation pneumatique journalière au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-11:

Journée	Production total [t]	Chargeuse		Camions		Coût total [DA]
		Nombre	Coût Cp [DA]	Nombre	Coût Cp [DA]	
01	2800	01	1361,88	04	18509,76	19871,64
02	3360	01	1361,88	04	18509,76	19871,64
03	4120	01	1437,54	04	19538,08	20975,62
04	4600	01	1513,2	04	20566,4	22097,60
05	4160	01	1513,2	04	20566,4	22097,60
06	6160	01	1664,52	04	21594,72	23259,24
07	3020	01	1437,54	04	22623,04	24060,58
08	2000	01	1059,24	03	10259,69	11318,93
09	4400	01	1513,2	04	14396,48	15909,68
10	1320	01	756,6	04	20566,4	21323,00
11	2000	01	1059,24	03	10283,2	11342,44
12	2200	01	1134,9	04	14396,48	15531,38
13	4320	01	1437,54	04	15424,8	16862,34
14	2760	01	1361,88	03	10283,2	11645,08
15	2330	01	1437,54	04	18509,76	19947,30
16	2019	01	1134,9	04	19538,08	20672,98
17	1160	01	907,92	02	6169,92	7077,84
18	2360	01	1059,24	04	12339,84	13399,08
19	1920	01	832,26	03	10283,2	11115,46
20	1440	01	1361,88	03	10259,69	11621,57
21	3740	01	1286,22	04	11311,52	12597,74
22	3200	01	983,58	04	18509,76	19493,34
23	2800	01	1361,88	04	17481,44	18843,32
24	4480	01	1361,88	04	15424,8	16786,68
25	4640	01	1134,9	04	19538,08	20672,98
26	3760	01	1437,54	04	20566,4	22003,94
27	4640	01	1513,2	04	18509,76	20022,96
28	1600	01	983,58	03	10259,69	11243,27
29	2120	01	1210,56	04	13368,16	14578,72
30	2720	01	1134,9	04	15424,8	16559,70
31	1120	01	907,92	03	10259,69	11167,61
32	3340	01	983,58	04	18509,76	19493,34
33	2380	01	1059,24	04	18509,76	19569,00
34	4200	01	1361,88	04	15424,8	16786,68
35	3600	01	1437,54	04	11311,52	12749,06
36	3820	01	1437,54	04	11311,52	12749,06
37	3240	01	983,58	03	18509,76	19493,34
38	2600	01	1361,88	04	17481,44	18843,32
39	3500	01	1437,54	04	20566,4	22003,94
40	4350	01	1361,88	03	15424,8	16786,68

Tableau IV-11 : Consommation journalière en pneumatique.

II-4- les coûts de minage :

Les coûts d'abatage sont :

- Les coûts liés à la foration.
- Les coûts du minage.

Les données techniques de plan de tir utilisé :

La hauteur du gradin : $h=15\text{m}$.

Banquette : $b= 3\text{m}$.

L'inclinaison des trous : $\alpha = 80^\circ$

Distance entre les trous : $a= 4\text{m}$

Nombre de rangées : $N_r= 2$

Consommation spécifique d'explosif $q= 150\text{g/t}$

On a d'après la division production le coût de consommation pour l'opération abatage est 18.67 DA/t .

Donc les coûts de minage journaliers sont : $C_{mj}=18.67*Q$.

Q : la quantité de production journalière.

Les coûts de minage journaliers au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière dans le tableau IV-12:

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Coûts de minage [DA]</i>
01	2800	52276.0
02	3360	62731.2
03	4120	76920.4
04	4600	85882.0
05	4160	77667.2
06	6160	115007.2
07	3020	56383.4
08	2000	37340.0
09	4400	82148.0
10	1320	24644.4
11	2000	37340.0
12	2200	41074.0
13	4320	80654.4
14	2760	51529.2
15	2330	43501.1
16	2019	37694.7
17	1160	21657.2
18	2360	44061.2
19	1920	35846.4
20	1440	26884.8
21	3740	69825.8
22	3200	59744.0
23	2800	52276.0
24	4480	83641.6
25	4640	86628.8
26	3760	70199.2
27	4640	86628.8
28	1600	29872.0
29	2120	39580.4
30	2720	50782.4
31	1120	20910.4
32	3340	62357.8
33	2380	44434.6
34	4200	78414.0
35	3600	67212.0
36	3820	71319.4
37	3240	60490.8
38	2600	48542.0
39	3500	65345.0
40	4350	81214.5

Tableau IV-12 : Coûts de minage.

II-5- la redevance à l'état :

La redevance d'extraction est le prix à payer à l'état pour l'extraction de matière première, la loi minière n°10-01 du 03/07/2001 dans son annexe III relatif à la redevance d'extraction dispose d'un taux de 4,22% de chiffre d'affaire dans le cas de la petite et moyenne mine et ce à partir de la première année de production.

La redevance à l'état pour l'extraction de fer au niveau la mine de l'Ouenza d'après, la loi minière n°10-01 du 03/07/2001 est égale à 25 DA/t, donc la redevance à l'état journalier est :

$$R_{ej} = 25 * Q$$

Q : la quantité de production journalière.

La redevance à l'état journalier au niveau de la mine de l'Ouenza est présentée en fonction de la production journalière dans le tableau IV-13:

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Redevance à l'état [DA]</i>
01	2800	70000
02	3360	84000
03	4120	103000
04	4600	115000
05	4160	104400
06	6160	154000
07	3020	75500
08	2000	50000
09	4400	110000
10	1320	33000
11	2000	50000
12	2200	55000
13	4320	108000
14	2760	69000
15	2330	58250
16	2019	50475
17	1160	29000
18	2360	59000
19	1920	48000
20	1440	36000
21	3740	93500
22	3200	80000
23	2800	70000
24	4480	112000
25	4640	116000
26	3760	94000
27	4640	116000
28	1600	40000
29	2120	53000
30	2720	68000
31	1120	28000
32	3340	83500
33	2380	59500
34	4200	105000
35	3600	90000
36	3820	95500
37	3240	81000
38	2600	65000
39	3500	87500
40	4350	108750

Tableau IV-13 : Redevance à l'état.

Le coût total de production :

On a le coût total de production est égale la somme des deux coûts de production, les coûts fixes et les coûts variables :

$$CT=CF+CV (CV=f(Q)).$$

Donc le coût moyen est le coût global par unité de production :

$$CTM = \frac{CT}{Q} = \frac{CF}{Q} + \frac{f(Q)}{Q}$$

Les coûts unitaires journaliers au niveau de la mine de l'Ouenza sont présentés en fonction de la production journalière et le coût total journalier dans le tableau IV-14:

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Coût total [DA]</i>	<i>Coût a la tonne [DA]</i>
01	2800	943130,81	336,83
02	3360	925556,05	275,46
03	4120	993341,87	241,10
04	4600	1022533,06	222,29
05	4160	977663,48	235,02
06	6160	1130575,38	183,53
07	3020	923958,53	305,95
08	2000	802122,23	401,06
09	4400	1018388,49	231,45
10	1320	862843,57	653,67
11	2000	836243,53	418,12
12	2200	890664,19	404,85
13	4320	1043300,38	241,50
14	2760	914620,36	331,38
15	2330	900803,15	386,61
16	2019	867098,06	429,47
17	1160	716815,43	617,94
18	2360	897843,76	380,44
19	1920	828688,41	431,61
20	1440	811476,83	563,53
21	3740	958773,16	256,36
22	3200	929133,77	290,35
23	2800	893462,70	319,09
24	4480	1009735,25	225,39
25	4640	1036044,51	223,29
26	3760	964082,46	256,40
27	4640	1035286,22	223,12
28	1600	771201,80	482,00
29	2120	834633,58	393,70
30	2720	922688,64	339,22
31	1120	709624,25	633,59
32	3340	973658,16	291,51
33	2380	902171,49	379,06
34	4200	1036591,67	246,81
35	3600	952095,98	264,47
36	3820	963653,57	252,27
37	3240	910293,97	280,95
38	2600	885713,81	340,66
39	3500	932762,23	266,50
40	4350	1027961,83	236,31

Tableau III-14: Quantité, coût de production, et coût unitaire.

Et voici le tableau final qui représente la production total journalier, le coût unitaire journalier et la teneur de coupure journalier, telle que la teneur de coupure c'est une valeur moyenne journalière de teneur de coupure.

<i>Journée</i>	<i>Production total [t]</i>	<i>Coût a la tonne [DA]</i>	<i>Teneur de coupure [%]</i>
01	2800	336,83	47,7
02	3360	275,46	47,0
03	4120	241,10	46,9
04	4600	222,29	46,7
05	4160	235,02	47,5
06	6160	183,53	47,2
07	3020	305,95	46,8
08	2000	401,06	47,9
09	4400	231,45	48,2
10	1320	653,67	47,7
11	2000	418,12	45,1
12	2200	404,85	45,5
13	4320	241,50	44,9
14	2760	331,38	45,3
15	2330	386,61	44,8
16	2019	429,47	44,4
17	1160	617,94	45,8
18	2360	380,44	45,1
19	1920	431,61	45,2
20	1440	563,53	45,0
21	3740	256,36	44,5
22	3200	290,35	44,2
23	2800	319,09	43,7
24	4480	225,39	43,2
25	4640	223,29	45,3
26	3760	256,40	44,9
27	4640	223,12	44,6
28	1600	482,00	43,5
29	2120	393,70	43,7
30	2720	339,22	44,0
31	1120	633,59	44,8
32	3340	291,51	45,0
33	2380	379,06	44,9
34	4200	246,81	45,2
35	3600	264,47	44,6
36	3820	252,27	44,8
37	3240	280,95	43,7
38	2600	340,66	43,5
39	3500	266,50	44,1
40	4350	236,31	44,5

Tableau IV-15 : Quantité, coût de production unitaire, et teneur de coupure.

Chapitre V:
Approche de la fonction

I- Introduction :

Notre fonction est déterminée comme étant la fonction qui relie les coûts journaliers unitaires d'une entreprise à sa production et la teneur de coupure, elle permet de prévoir les dépenses unitaires Y qu'une production X_1 , et la teneur de coupure X_2 engendrera, la fonction de coûts est également utilisée pour effectuer des prévisions.

Dans ce chapitre nous allons approcher cette fonction qui traduit la relation entre les dépenses et la production journalière et la teneur de coupure de la mine de Fer de l'Ouenza.

En effet, en présence d'échantillon, la procédure statistique permet de construire une équation indiquant de quelle manière les variables évoluent.

II- Approche de la fonction par la régression : [7], [8], [9]**II-1- introduction :**

L'analyse de régression linéaire peut être définie comme la recherche de la relation stochastique qui lie deux ou plusieurs variables, elle consiste à décrire au mieux la façon dont y varie en fonction de x . Son champ d'application recouvre de multiples domaines, parmi lesquels on peut citer la physique, l'astronomie, la biologie, la chimie, la médecine, la géographie, la sociologie, l'économie, dans le processus de décision administrative ou comme support d'aide à la décision ou dans le cadre expérimentation technologique ; il arrive fréquemment que des conclusions et recommandations soient basées sur l'existence d'une liaison d'ordre fonctionnel ou statistique entre deux ou plusieurs variables.

L'origine de la régression remonte au XIXe siècle (1822-1911) et sa première application a été réalisée par le scientifique anglais Sir Francis Galton, le cousin de Darwin, dans le cadre d'une étude biologique sur l'hérédité.

II-2- modèle de régression linéaire simple :

L'analyse de la régression linéaire simple implique une variable indépendante et une variable dépendante, dont la relation est estimée par une ligne droite.

$$y = \beta_0 + \beta_1 x + \varepsilon \dots \dots \dots (1)$$

y : variable dépendante ou variable réponse.

X : variable indépendante ou variable explicatrice.

β_0 : correspond à l'ordonnée à l'origine de la droite de régression.

β_1 : correspond à la pente de la droite de régression.

ε : est une variable aléatoire appelée terme d'erreur.

Le terme d'erreur prend en compte la variabilité de y qui n'est pas expliquée par la relation linéaire entre x et y (influence sur x et y qu'on ne connaît pas ou qu'on ne veut pas identifier)

Equation de la régression linéaire simple :

$$E(y) = \beta_0 + \beta_1 x \dots\dots\dots (2)$$

L'équation de la régression linéaire simple est représentée graphiquement par une ligne droite

$E(y)$: est la moyenne de y pour une valeur donnée de x .

β_0 : correspond à l'ordonnée à l'origine de la droite de régression.

β_1 : correspond à la pente de la droite de régression.

L'équation estimée de la régression linéaire:

Les valeurs de β_0 et β_1 ne sont pas connues en pratique, il faudra donc les estimer en utilisant les données d'un échantillon (notée b_0 et b_1) servent d'estimation des paramètres β_0 et β_1 .

En substituant les valeurs de b_0 et b_1 la place de β_0 et β_1 , nous obtiendrons l'équation estimée de la régression. L'équation estimée de la régression dans le cadre d'une régression linéaire simple s'écrit :

$$\hat{y} = b_0 + b_1 x \dots\dots\dots (3)$$

Le graphique de l'équation estimée est appelé droite de régression estimée ; b_0 correspond à l'ordonnée à l'origine, b_1 correspond à la pente et \hat{y} est la valeur estimée de y pour une valeur donnée de x , il existe des méthodes pour estimer l'équation de la régression telle que La méthode des moindres carrés.

La méthode des moindres carrés :

La méthode des moindres carrés est une procédure qui permet d'utiliser les données de l'échantillon pour estimer l'équation de la régression.

Si l'écart entre les valeurs observées et les valeurs estimées est faible, on peut considérer que la droite de régression estimée est bien adaptée aux données.

La méthode des moindres carrés utilise les données de l'échantillon pour fournir les valeurs de b_0 et b_1 qui minimisent la somme des écarts au carré entre les valeurs observées de la variable dépendante y_i et les valeurs estimées de cette dernière \hat{y}_i .

$$\text{Critère des moindres carrés : } \min \sum (y_i - \hat{y}_i)^2 \dots\dots\dots (4).$$

Où : y_i : correspond à la valeur observée de la i^{e} observation de la variable dépendante.

\hat{y}_i : correspond à la valeur estimée de la i^{e} observation de la variable dépendante.

Un calcul différentiel permet de démontrer que les valeurs de b_0 et b_1 qui minimisent l'expression (4), peuvent être obtenues en utilisant les expressions suivants :

$$b_1 = \frac{\sum x_i y_i - (\sum x_i)(\sum y_i) / n}{\sum x_i^2 - (\sum x_i)^2 / n} \dots\dots\dots(5)$$

$$b_0 = \bar{y} - b_1 \bar{x}$$

Ou : x_i : correspond à la valeur de la i° observation de la variable indépendante.

y_i : correspond à la valeur de la i° observation de la variable dépendante.

\bar{x} : correspond à la moyenne de la variable indépendante.

\bar{y} : correspond à la moyenne de la variable dépendante.

n : correspond au nombre total d'observations.

Coefficient de détermination :

Le coefficient de détermination fournit une mesure de l'adéquation de l'équation estimée de la régression. Le coefficient de détermination exprimé en pourcentage est interprété comme le pourcentage de la somme des carrés totale, expliquée par l'équation estimée de la régression, en d'autre terme le pourcentage obtenu est expliqué par la relation linéaire entre x et y.

$$r^2 = \text{SC}_{\text{reg}} / \text{SCT} \dots\dots\dots(6).$$

Tel que :

$$\text{SC}_{\text{reg}} : \text{la somme des carrés des régression ; } \text{SC}_{\text{reg}} = \sum (\hat{y}_i - \bar{y})^2 \dots\dots\dots(7).$$

$$\text{SC}_{\text{res}} : \text{la somme des carrés des résidus ; } \text{SC}_{\text{res}} = \sum (y_i - \hat{y}_i)^2 \dots\dots\dots(8).$$

$$\text{SCT} : \text{la somme des carrés totale ; } \text{SCT} = \sum (y_i - \bar{y})^2 = \text{SC}_{\text{reg}} + \text{SC}_{\text{res}} \dots\dots\dots(9).$$

- La valeur de SC_{res} est une mesure de l'erreur commise en utilisant l'équation estimée de la régression pour estimer les valeurs de la variable dépendante dans l'échantillon, SC_{res} peut être considérée comme la partie inexpliquée de SCT.
- On calcul SC_{reg} pour déterminer dans quelle mesure les valeurs \hat{y} de la droite de régression estimée dévient de \bar{y} , SC_{reg} peut être considérée comme la partie expliquée de SCT.
- Nous pouvons interpréter SCT comme une mesure de l'ajustement des observations autour de la droite \bar{y} et SC_{res} comme une mesure de l'ajustement des observations autour de la droite \hat{y}_i .

Le coefficient de corrélation :

On dit qu'il y'a corrélation entre deux variables observées sur les éléments d'une même population lorsque les variations des deux variables se produisent dans le même sens (corrélation positive) ou lorsque les variations sont dans le sens contraire.

La mesure de corrélation la plus souvent utilisée est le coefficient de corrélation de BRAVAIS-PEARSON, souvent appelé simplement coefficient de corrélation.

Le coefficient de corrélation noté ρ est égal à :

$$\rho = \frac{\text{COV}(x, y)}{\sigma(x)\sigma(y)}$$

Cov(x, y) : est la covariance de x et y.

$\sigma(x)$ et $\sigma(y)$: sont respectivement l'écart type de x et de y.

Le coefficient de corrélation est toujours compris entre -1 et +1 :

- Une valeur égale a +1 indique que les deux variables x et y sont parfaitement liés de façon positive, en d'autres termes tous les points sont sur une ligne droite de pente positive.
- Une valeur égale a -1 indique que x et y sont parfaitement liés de façon négative, tous les points étant sur une ligne droite de pente négative.
- Des valeurs proches de zéro indiquent que x et y ne sont pas linéairement liés.

En pratique le coefficient de corrélation ρ est inconnu puisqu'on ne connaît pas toute la population mais seulement un échantillon de la population, on estime le coefficient de corrélation ρ par r , qui mesure *l'intensité de la liaison linéaire* entre deux variables observées.

$$r = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\left(\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \right) \left(\sqrt{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2} \right)}$$

r est varie entre -1 et +1.

- r variant de 0,20 à 0,40 : faible ou quasi absence de corrélation ;
- r variant de 0,40 à 0,60 : moyenne corrélation ;
- r variant de 0,60 à 0,80 : bonne corrélation;
- r variant de 0,80 à 1 : corrélation élevée.

Pour connaître le degré de signification de r on a recours à des tests d'hypothèses. Tester r , c'est tenter d'affirmer ou pas que sa valeur est statistiquement significative et ce avec un risque maîtrisé ($\alpha < 0,05$).

Pour cela on calcule l'écart réduit de *Student* t ou la valeur critique de r , r_c en utilisant les formules suivantes:

$$t = \frac{r - \rho}{s(r)} = \frac{r}{\sqrt{\frac{1-r^2}{n-2}}} = \frac{r\sqrt{n-2}}{\sqrt{1-r^2}}$$

$$r_c = \frac{t_{\alpha/2; n-2}}{\sqrt{(n-2) + t_{\alpha/2; n-2}^2}}$$

n : est la taille d'échantillon.

α : le seuil de signification.

$s(r)$: l'écart-type de r .

$t_{\alpha/2; n-2}$: écart réduit de *Student* au seuil de signification $\alpha/2$ et de degré de liberté $n-2$

Les hypothèses :

- Hypothèse H_0 : $\rho=0$ (absence de corrélation linéaire) ;
- Hypothèse H_1 : $\rho \neq 0$ (présence de corrélation linéaire) ;
 - H_1 : $\rho < 0$ (présence de corrélation linéaire négative) ;
 - H_1 : $\rho > 0$ (présence de corrélation linéaire positive).

Tests de signification :

- *Le test t de Student :*

Le modèle de régression linéaire simple s'écrit $y = \beta_0 + \beta_1 x + \varepsilon$, si x et y sont linéairement liés, nous devons avoir $\beta_1 \neq 0$; le but de test de Student est d'utiliser les données de l'échantillon pour déterminer si $\beta_1 \neq 0$. On teste les hypothèses suivantes concernant β_1 :

- H_0 : $\beta_1 = 0$.
- H_a : $\beta_1 \neq 0$.

Si on rejette H_0 , on en conclut que $\beta_1 \neq 0$ et que les deux variables ont une relation statistiquement significative. Cependant, si on ne peut pas rejeter H_0 , les preuves statistiques sont insuffisantes pour conclure qu'une relation significative existe.

Les propriétés d'échantillonnage de b_1 , l'estimateur des moindres carrés de β_1 , fournissent les bases du test d'hypothèses.

$$t = \frac{b_1}{s(b_1)}$$

$$\text{Avec : } s^2(b_1) = \frac{s^2}{\sum (x_i - \bar{x})^2}$$

$$s^2 = \frac{\sum (y_i - \hat{y}_i)^2}{n - 2} = \frac{SC_{res}}{n - 2}$$

➤ Rejet de H_0 si : $t < -t_{\alpha/2}$ ou si $t > t_{\alpha/2}$ où $t_{\alpha/2}$ est basé sur la distribution de Student à $n - 2$ degrés de liberté.

• *Le test F de Fisher :*

Un test de Fisher, basé sur la distribution de Fisher, peut également être utilisé pour tester si une relation est significative. Avec une seule variable indépendante, le test de Fisher conduit à la même conclusion que le test de Student ; c'est-à-dire, si le test de Student conclut que $\beta_1 \neq 0$ et qu'il existe une relation significative entre les variables, le test de Fisher conclut également à l'existence d'une telle relation. Par contre, avec plus d'une variable indépendante, seul le test de Fisher peut être utilisé pour tester la signification globale d'une relation.

La logique qui sous-tend l'utilisation de test de Fisher pour déterminer si la relation est statistiquement significative, est basée sur la construction de deux estimations indépendantes de l'estimation σ^2 , nous avons vu que la moyenne des carrés des résidus MC_{res} fournit une estimation de σ^2 si l'hypothèse nulle $H_0 : \beta_1 = 0$ est vraie, la somme des carrés de la régression SC_{reg} , divisée par le nombre de ses degrés de liberté, fournit une autre estimation indépendante de σ^2 , cette estimation est appelée *moyen carrés de la régression* et est notée MC_{reg} :

$$MC_{reg} = SC_{reg} / \text{nombre de degrés de liberté.}$$

- En générale le nombre de degrés de liberté est toujours égale au nombre de variables indépendantes.

On teste les hypothèses suivantes concernant β_1 :

- $H_0 : \beta_1 = 0.$
- $H_a : \beta_1 \neq 0.$

$$F = MC_{reg} / MC_{res}.$$

Rejet de H_0 si $F > F_\alpha$, ou F_α est basé sur la distribution de Fisher à un degré de liberté au numérateur et $n-2$ degrés de liberté au dénominateur.

- Si H_0 est fausse, MC_{res} est un estimateur sans biais de σ^2 .
- Si H_0 est vrais, à la fois MC_{res} et MC_{reg} sont des estimations sans biais de σ^2 , dans ce cas, la valeur de MC_{reg} / MC_{res} sera proche de 1.

Remarque :

Le test de Fisher et le test de Student conduisent à des résultats identiques dans le cadre d'une régression linéaire simple.

Utilisation de l'équation estimée de la régression pour estimer et prévoir :

Le modèle de régression linéaire simple est une hypothèse sur la relation entre x et y , en utilisant la méthode des moindres carrés, nous avons estimé l'équation de la régression linéaire simple, si les résultats prouvent l'existence d'une relation statistiquement significative entre x et y , et si l'équation estimée de la régression semble bien adaptée aux données, l'équation estimée de la régression peut servir à faire des estimations et des prévisions.

Il existe deux types d'estimation : l'estimation ponctuelle et l'estimation par intervalle de confiance.

- *Estimation ponctuelle :*

L'équation estimée de la régression linéaire peut être utilisée pour effectuer une estimation ponctuelle de la moyenne de y pour une valeur particulière de x ou pour prévoir la valeur de y associée à une valeur particulière de x . Or il s'avère que l'estimation ponctuelle d'une valeur de y est la même que l'estimation ponctuelle de la valeur moyenne de y .

Les estimations ponctuelles ne fournissent donc aucune information sur la précision de l'estimation, contrairement aux estimations par intervalle.

➤ *Estimation par intervalle :*

Le premier type d'estimation par intervalle de confiance est une estimation par intervalle de la valeur moyenne des y pour une valeur donnée de x .

Le second type d'estimation, par intervalle de prévision, est utilisé lorsqu'on souhaite obtenir une estimation par intervalle d'une seule valeur de y correspondant à une valeur de x . Avec une estimation ponctuelle, on obtient la même valeur lorsqu'on estime la valeur moyenne de y ou lorsqu'on prévoit une valeur individuelle de y , tandis qu'avec des estimations par intervalle, on obtient des valeurs différentes.

Plus les intervalles de confiance et les intervalles de prévision de la régression sont petits, plus le degré de précision est élevé.

➤ *Estimation par intervalle de confiance de la valeur moyenne de y :*

L'équation estimée de la régression fournit une estimation ponctuelle de la valeur moyenne de y pour une valeur donnée de x , nous utiliserons les notations suivantes pour décrire la procédure d'estimation par intervalle de confiance :

x_p est une valeur particulière ou donnée de la variable indépendante x ;

$E(y_p)$ correspond à la moyenne ou à l'espérance mathématique de la variable dépendante y ;

$\hat{y}_p = b_0 + b_1 x_p$ correspond à l'estimation de $E(y_p)$ lorsque $x = x_p$

En général, \hat{y}_p n'est pas exactement égal à $E(y_p)$, il faut estimer la variance de y_p par la formule suivante :

$$s^2(\hat{y}_p) = s^2 \left(\frac{1}{n} + \frac{(x_p - \bar{x})^2}{\sum (x_i - \bar{x})^2} \right)$$

L'estimation de l'écart type de y correspond à :

$$s(\hat{y}_p) = s \left(\frac{1}{n} + \frac{(x_p - \bar{x})^2}{\sum (x_i - \bar{x})^2} \right)^{1/2}$$

L'expression générale d'une estimation par intervalle de confiance de $E(y_h)$ s'écrit de la façon suivante : $\hat{Y}_p \pm t_{\alpha/2} * s(\hat{Y}_p)$.

Où le coefficient de confiance est égale à $1-\alpha$ et $t_{\alpha/2}$ est basé sur la distribution de Student à $n-2$ degré de liberté.

➤ à $X_p = 0$: $S(\hat{y}_p) = S(b_0)$.

➤ à $X_p = x$: $S(\hat{y}_p) = s/n^{1/2}$ qui est la valeur minimale que peut prendre $s(\hat{y}_p)$.

- Estimation par intervalle de prévision d'une valeur individuelle de y :

Pour effectuer une estimation par intervalle de prévision, nous devons tout d'abord estimer la variance associée à l'utilisation de \hat{y}_p comme estimateur de la valeur individuelle de y lorsque $X_p = x$.

Cette variance est composée de la somme des deux éléments suivants :

1. La variance des valeurs individuelles de y , estimée par s^2 .
2. La variance associée à l'utilisation de \hat{y}_p pour estimer $E(y_p)$, estimée par $S^2(\hat{y}_p)$.

La formule pour estimer la variance d'une valeur individuelle de y_p , notées S_{ind}^2 , est :

$$S_{ind}^2 = S^2 + S^2(\hat{y}_p)$$

$$S_{ind}^2 = S^2 \left[1 + \frac{1}{n} + \frac{(x_h - \bar{x})^2}{\sum x_i^2 - (\sum x_i)^2 / n} \right]$$

Par conséquent, une estimation de l'écart type d'une valeur individuelle de y_p est donnée par :

$$S_{ind} = S \sqrt{\left[1 + \frac{1}{n} + \frac{(x_h - \bar{x})^2}{\sum x_i^2 - (\sum x_i)^2 / n} \right]}$$

L'expression générale d'un intervalle de prévision d'une valeur individuelle de y est la suivante :

$$\hat{y}_p \pm t_{\alpha/2} * S_{ind}$$

Où le coefficient de confiance est égale à $1-\alpha$ et $t_{\alpha/2}$ est basé sur la distribution de Student à $n-2$ degrés de liberté.

II-3- régression multiple : [7], [8], [9]

L'analyse de la régression multiple est l'étude de la relation entre une variable dépendante y et au moins deux variables indépendantes.

Dans le cas général, nous noterons p le nombre de variables indépendantes, les concepts de modèle de régression et d'équation de la régression introduits à la régression linéaire simple sont applicables au cas multiple.

L'équation qui décrit comment est reliée la variable dépendante y aux variables indépendantes x_1, x_2, \dots, x_p et à un terme d'erreur est appelée *modèle de régression multiple* est de la forme suivante :

$$y = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_p x_p + \varepsilon$$

Les hypothèses sur le terme d'erreur ε faite dans un modèle de régression multiple sont les mêmes que celle faites dans un modèle de régression linéaire simple.

Equation de la régression multiple :

$$E(y) = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_p x_p$$

Si les valeurs de $\beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_p$ étaient connues, l'expression précédente pourrait être utilisée pour calculer la moyenne de y pour des valeurs données de x_1, x_2, \dots, x_p , malheureusement, ces paramètres ne sont généralement pas connus et doivent être estimés à partir des données d'un échantillon, on utilise un échantillon aléatoire simple pour calculer les statistiques d'échantillon $b_0, b_1, b_2, \dots, b_p$ utilisées comme estimateurs ponctuels des paramètres $\beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_p$, ces statistiques d'échantillon fournissent l'équation estimée de la régression multiple suivante :

$$\hat{y} = b_0 + b_1 x_1 + b_2 x_2 + \dots + b_p x_p$$

ou $b_0, b_1, b_2, \dots, b_p$ sont les estimations de $\beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_p$ et \hat{y} correspond à la valeur estimée de la variable dépendante.

Tests de signification :

Les tests de signification utilisés dans une régression linéaire simple étaient les tests t de *Student* et F de *Fisher* ; dans le cadre d'une régression linéaire simple ; les deux tests fournissent la même conclusion ; c'est-à-dire, si l'hypothèse nulle est rejetée, nous concluons que $\beta_1 \neq 0$, dans le cadre d'une régression multiple, les tests de *Student* et de *Fisher* n'ont pas le même objectif.

- Le test F de *Fisher* est utilisé pour déterminer s'il existe une relation significative entre la variable dépendante et l'ensemble des variables indépendantes (test de signification globale).
- Le test t de *Student* est utilisé pour déterminer si chacune des variables indépendantes est significative, un test de *Student* séparé est effectué pour chaque variable indépendante (test de signification individuelle).

Dans le cas de deux variables indépendantes, les hypothèses utilisées pour déterminer si une relation significative existe entre le variable dépendante et les deux variables indépendantes sont écrites de la façon suivante :

$$H_0 : \beta_1 = \beta_2 = 0 ;$$

$$H_a : \beta_1 \text{ et/ou } \beta_2 \neq 0 ;$$

Dans le cadre d'une régression linéaire simple, la statistique de test F correspondait au rapport MC_{reg}/MC_{res} , dans une régression multiple, la statistique de test F correspond également au rapport MC_{reg}/MC_{res} , cependant, les degrés de liberté associés à MC_{reg} et MC_{res} changes à cause des variables indépendantes supplémentaires.

Si le test de *Fisher* prouve que la relation de régression multiple est significative, un test de *Student* doit être effectué pour déterminer si chaque variable indépendante est significative.

Le test de signification individuelle de *Student* est basé sur la statistique de test $t = b_i / s_{b_i}$.

Ou s_{b_i} correspond à l'estimation de l'écart type de b_i .

Coefficient de détermination multiple :

Le coefficient de détermination multiple noté R^2 , est calculer en utilisant la même formule que celle utilisée pour calculer le coefficient de détermination dans le cadre d'une régression linéaire simple ; c'est-à-dire, $R^2 = SC_{reg}/SCT$.

Comme le c'était le cas pour le coefficient de détermination dans le cadre des régressions linéaires simples ; on peut interpréter le coefficient de détermination comme la proportion de la variabilité de la variable dépendante expliquée par l'équation estimée de la régression multiple, en le multipliant par 100, on peut l'interpréter comme le pourcentage de la variation de y expliquée par l'équation estimée de la régression.

En générale, la valeur du coefficient de détermination augmente avec le nombre de variables indépendantes contenues dans le modèle.

Estimation et prévision

Les procédures d'estimation de la moyenne de y et de prévision d'une valeur de y dans le cadre d'une régression multiple sont similaires à celles employées dans le cadre d'une régression linéaire simple, dans une analyse de régression multiple, on remplace les valeurs données des variables indépendantes dans l'équation estimée de la régression et on utilise la valeur correspondante de \hat{y} comme estimation ponctuelle.

Bien que la méthodologie des estimations par intervalle de confiance et par intervalle de prévision dans le cadre des régressions multiples est délicate il existe cependant des logiciels utilisés pour effectuer des estimations par intervalle.

Dans l'équation générale, les variables utilisées sont la production, les coûts unitaires et la teneur de coupure. Pour résoudre le problème posé, nous avons utilisée un logiciel de statistique dénommée SPSS dont nous donnons une présentation de son utilisation.

Chapitre VI:

*Présentation de logiciel du calcul et
interprétation*

Présentation de logiciel du calcul SPSS

I. Qu'est ce que SPSS?

SPSS, dont le sigle anglais signifie Statistical Package for the Social Sciences, est un programme informatique d'analyse de données statistiques. Il permet de saisir des données, d'en faire des présentations résumées (tableaux, graphiques), de les organiser et surtout de les analyser. Il fonctionne sur les plateformes Macintosh et Windows, ainsi que sur les systèmes centraux tels UNIX.

II. Que peut faire SPSS ?

- La saisie des données et la gestion des bases de données ;
 - *Saisie des données* : on organise une enquête, on crée un masque de saisie et on entre les données ;
 - *Gestion de bases de données* : on peut importer/exporter des bases de données sur SPSS, on peut manipuler des fichiers : concaténer, scinder, apparier.
- Le traitement des données.
- L'analyse des données.
 - *Analyse univariée*: étude de la distribution d'une ou de plusieurs variables.
 - *Analyse bivariée*: étude du degré de liaison et/ou de corrélation entre deux variables.
 - *Analyse multivariée*: ex : analyse causale (recherche de déterminants)
- Traitement graphique des résultats : histogrammes, courbes,...etc.

III- Présentation de SPSS :

regression.sav - Editeur de données SPSS

Fichier Edition Affichage Données Transformer Analyse Graphes Outils Fenêtre Aide

1 : y 2800

	y	x1	x2	var	var	var	var	var	var	var	var
1	2800,000	336,8300	47,70000								
2	3360,000	275,4600	47,00000								
3	4120,000	241,1000	46,90000								
4	4600,000	222,2900	46,70000								
5	4160,000	235,0200	47,50000								
6	6160,000	183,5300	47,20000								
7	3020,000	305,9500	46,80000								
8	2000,000	401,0600	47,90000								
9	4400,000	231,4500	48,20000								
10	1320,000	653,6700	47,70000								
11	2000,000	418,1200	45,10000								
12	2200,000	404,8500	45,50000								
13	4320,000	241,5000	44,90000								
14	2760,000	331,3800	45,30000								
15	2330,000	386,6100	44,80000								
16	2019,000	429,4700	44,40000								
17	1160,000	617,9400	45,80000								
18	2360,000	380,4400	45,10000								
19	1920,000	431,6100	45,20000								
20	1440,000	563,5300	45,00000								
21	3740,000	256,3600	44,50000								
22	3200,000	290,3500	44,20000								
23	2800,000	319,0900	43,70000								
24	4480,000	225,3900	43,20000								
25	4640,000	223,2900	45,30000								

Affichage des données / Affichage des variables / SPSS processeur est prêt

Figure VI-1 : la fenêtre de SPSS en mode Affichage des données.

regression.sav - Editeur de données SPSS

Fichier Edition Affichage Données Transformer Analyse Graphes Outils Fenêtre Aide

	Nom	Type	Largeur	Décimales	Etiquette	Valeurs	Manquant	Colonnes	Aligner	Mesure
1	y	Numérique	18	6	coût unitaire	Aucun	Aucun	8	Droite	Echelle
2	x1	Numérique	18	6	production	Aucun	Aucun	8	Droite	Echelle
3	x2	Numérique	18	6	teneur de coup	Aucun	Aucun	8	Droite	Echelle
4										
5										
6										
7										
8										
9										
10										
11										
12										
13										
14										
15										
16										
17										
18										
19										
20										
21										
22										
23										
24										
25										
26										
27										

Affichage des données / Affichage des variables / SPSS processeur est prêt

Figure VI-2 : Fenêtre de SPSS en mode Affichage des variables.

La saisie des données se fait en 2 étapes :

1. la définition des variables (nom, type, label, etc.) qui se fait en mode «Affichage des variables». Dans ce mode, chaque ligne représente une variable.
2. la saisie des données proprement dite qui se fait en mode «Affichage des données», dans ce mode, chaque colonne représente une variable et chaque ligne représente un participant.

Description des principales fenêtres :

- **Fichier** : permet la gestion des fichiers (ex. : ouvrir un nouveau fichier, fermer, enregistrer, etc.).
- **Edition** : permet d'effectuer les opérations de traitement de texte (ex. : copier, couper, coller, etc.).
- **Affichage** : permet de définir les options de l'écran (ex. : barres d'outils).
- **Données** : traite tout ce qui est lié à la gestion de la barre de données (ex. : définir une variable, insérer une variable, etc.).
- **Transformer** : permet d'effectuer les différentes opérations de transformation des variables (ex. : recodification, catégorisation, création d'indices, etc.).
- **Analyse** : permet toutes les analyses statistiques que SPSS permet d'effectuer (ex. : analyses descriptives, corrélations, régressions, etc.).
- **Graphes** : présente tous les types de graphiques que SPSS permet de créer (ex. : histogrammes, etc.).
- **Outils** : comprend les utilitaires sur le programme (ex. : infos sur les fichiers, infos sur les variables, etc.).
- **Fenêtre** : permet la gestion des fenêtres.
- **Aide** : outil d'aide à l'utilisation du logiciel.

La définition des variables :

- **Nom** : sert à donner un nom à la variable. Le nom ne doit pas dépasser 8 caractères et il est recommandé de ne pas utiliser de caractères accentués. Il doit bien représenter la variable pour vous permettre de la reconnaître facilement.
- **Type** : sert à décrire la variable et le format de la colonne. Il est recommandé de laisser l'option «numérique» qui est indiquée par défaut. Pour les décimales, vous pouvez les laisser égales à 2 ou les mettre à 0, selon la situation.

- **Largeur/Décimales** : précise le format du type de données : nombre de caractères/chiffres (largeur) et nombre de chiffres après la virgule (décimales).
- **Etiquette** : permet de donner une identification plus explicite à la variable qui sera affichée dans les différents calculs statistiques.
- **Valeurs** : permet de définir les valeurs que peuvent prendre la variable.
- **Manquant** : permet d'indiquer si la variable peut accepter ou non des valeurs manquantes.
- **Colonnes**: permet de terminer la largeur de la colonne. Vous pouvez augmenter ou réduire la taille de la colonne.
- **Aligner** : sert à aligner les données à l'intérieur des cellules.
- **Mesure** : permet de définir le type de l'échelle (nominale, ordinale, intervalles et ratio).

Approche de la fonction de coûts par régression multiple :**Détermination de l'équation estimée de la régression :**

On cherche à prévoir la variable dépendante y par les variables indépendantes x_1 , et x_2 par la méthode de régression multiple.

Le résultat de la programmation sous SPSS avec la production journalier (x_1) et la teneur de coupure (x_2) comme variables indépendantes, est comme suite :

Modèle		Coefficients non standardisés		Coefficients standardisés	t	Signification
		B	Erreur standard	Bêta		
1	(constante)	-38,221	388,099		-,098	,922
	production	-11,643	,636	-1,125	-18,295	,000
	teneur de coupure	155,939	4,886	1,963	31,914	,000

a. Variable dépendante : coût unitaire

Figure VI-3 : Résultat obtenu avec SPSS pour notre problème.

D'après les résultats obtenus de la figure V-3 l'équation estimée de la régression est :

$$\hat{y} = 38,221 + 11,643x_1 + 155,939x_2$$

- $b_1 = 11,643$ représente une estimation de l'augmentation attendu de coût unitaire suite a une augmentation d'une unité de production, lorsque la teneur de coupure est constante.
- $b_2 = 155,939$ représente une estimation de l'augmentation attendu de coût unitaire suite a une augmentation d'une unité de teneur de coupure, lorsque la production est constante.

Interprétation des coefficients et test de signification :

Avec deux variables indépendantes, les hypothèses utilisées pour déterminer si une relation significative existe entre les coûts unitaires journaliers et les deux variables indépendantes, la production journalière et la teneur de coupure, sont écrite de la façon suivante :

- $H_0 : \beta_1 = \beta_2 = 0.$
- $H_a : \beta_1 \text{ et/ou } \beta_2 \neq 0.$

- **Le test F de Fisher :**

Dans le cadre d'une régression linéaire simple, la statistique de test F correspondait au rapport MC_{reg}/MC_{res} , dans une régression multiple, la statistique de test F correspond également au rapport MC_{reg}/MC_{res} , correspond, les degrés de liberté associés à MC_{reg} et MC_{res} changent à cause des variables indépendantes supplémentaires.

ANOVA^b

Modèle		Somme des carrés	ddl	Carré moyen	F	Signification
1	Régression	7,431E+09	2	3715640786	1053,067	,000 ^a
	Résidu	130550772	37	3528399,253		
	Total	7,562E+09	39			

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production
b. Variable dépendante : coût unitaire

Figure VI-4 : la statistique de test F de Fisher d'après la programmation sous SPSS.

D'après les résultats obtenues de la figure V-4 on constate que :

- $MC_{reg}=3715640786$
- $MC_{res}=3528399,253$

Et la statistique de test F est égale à **1053,067**.

Pour un seuil de signification $\alpha=0,05$ on a :

- 2 degrés de libertés au numérateur.
- (40-2) degrés de libertés au dénominateur.

D'après la table quantiles d'ordre 0.95 d'une variable de Fisher à n_1 et n_2 degrés de liberté on a : $F_{0,05}=3,245$ et puisque $F(1053,067) > F_{0,05}(3,245)$ on rejette $H_0 : \beta_1 = \beta_2 = 0$ et conclut qu'une relation significative existe entre les coûts unitaires Y et les deux variables indépendantes la production journalière (x_1) et la teneur de coupure (x_2).

- **Le test t de Student :**

Si le test F de Fisher prouve que la relation de régression multiple est significative, un test t de Student doit être affecté pour déterminer si chaque variable indépendante est significative.

Le test significative individuelle de Student est basé sur la statistique de test $t=b_i/Sb_i$

Sb_i : l'estimation de l'écart type de b_i .

Les statistiques de test pour les hypothèses concernant les paramètres β_1 et β_2 d'après les résultats obtenus de la figure VI-3 sont respectivement :

$$t = -18,295.$$

$$t = 31,914.$$

Pour un seuil de signification $\alpha = 0,05$ on a :

- $\alpha/2 = 0,025$.
- $t_{\alpha/2, n-2} = 2,024$ (d'après table de Student à n degrés de liberté).

On a :

- $|t| (18,295) > 2,024$: on rejette l'hypothèse $H_0 : \beta_1 = 0$, donc le variable indépendante (la production journalière) testé individuellement est statistiquement significative.
- $|t| (31,914) > 2,024$: on rejette l'hypothèse $H_0 : \beta_2 = 0$, donc le variable indépendante (la teneur de coupure) testé individuellement est statistiquement significative.

- **Coefficient de détermination multiple R^2 :**

Le coefficient de détermination multiple noté R^2 est calculé en utilisant la même formule que celle utilisée pour calculer le coefficient de détermination dans le cadre d'une régression linéaire simple ; c'est-à-dire $R^2 = Sc_{reg} / Sc_T$.

D'après les résultats obtenus de la figure V-5 on constate que : **$R^2 = 98,3\%$** .

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,991 ^a	,983	,982	1878,40338

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-5 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS.

Le résultat obtenu permet de dire que 98,3% de la somme des carrés peut être expliquée en utilisant l'équation estimée de la régression: $\hat{y} = 38,221 + 11,643x_1 + 155,939x_2$ pour prévoir les dépenses par la production et la teneur de coupure.

Discussion de la valeur de R^2 selon le nombre d'échantillons n :

➤ **n=5 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-6 on constate que :

$R^2=94,4\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,972 ^a	,944	,889	239,618945

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-6 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=5.

➤ **n=10 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-7 on constate que :

$R^2=75,2\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,867 ^a	,752	,681	788,580169

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-7 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=10.

➤ **n=15 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-8 on constate que :

$R^2=79,4\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,891 ^a	,794	,760	636,349747

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-8 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=15.

➤ n=20 :

D'après les résultats obtenus de la figure V-9 on constate que :

$R^2=83,2\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,912 ^a	,832	,812	573,425994

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-9 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=20.

➤ n=25 :

D'après les résultats obtenus de la figure V-10 on constate que :

$R^2=83,3\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,913 ^a	,833	,818	541,158464

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-10 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=25.

➤ **n=30 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-11 on constate que :

$R^2=84,6\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,920 ^a	,846	,834	505,582101

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-11 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=30.

➤ **n=35 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-12 on constate que :

$R^2=98,6\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,993 ^a	,986	,985	1584,87175

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-12 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=35.

➤ **n=40 :**

D'après les résultats obtenus de la figure V-13 on constate que :

$R^2=98,3\%$.

Récapitulatif du modèle

Modèle	R	R-deux	R-deux ajusté	Erreur standard de l'estimation
1	,991 ^a	,983	,982	1878,40338

a. Valeurs prédites : (constantes), teneur de coupure, production

Figure VI-13 : La statistique de coefficient de détermination multiple R^2 d'après la programmation sous SPSS pour n=40.

Conclusion :

Dans ce chapitre nous avons approché la fonction de coût d'une mine de Fer (l'Ouenza), dans le but d'observer l'évolution des coûts unitaires (Y) en fonction de la production (x_1), et la teneur de coupure (x_2).

On conclut qu'une relation significative existe entre les coûts unitaires Y et les deux variables indépendantes la production journalière (x_1) et la teneur de coupure (x_2).

On conclut que le nombre d'échantillons nécessaire et idéale pour obtenir un coefficient de détermination multiple R^2 significatif est à partir de 35 échantillons.

On conclut aussi que les variables indépendantes (la production journalière et la teneur de coupure) testés individuellement sont statistiquement significatif.

Conclusion générale

Conclusion générale :

La problématique de contrôle des coûts dans les entreprises de production en général et des entreprises minières en particulier, fait l'objet de plusieurs recherches.

Pour assurer un contrôle de ces coûts, il est indispensable d'essayer de les définir pour enfin les approcher par des équations.

Le présent mémoire fait référence à la théorie des statistiques (modèle linéaire multivariable) pour s'assurer d'abord la dépendance des variables mise en jeu à savoir la production, les coûts et la teneur de coupure.

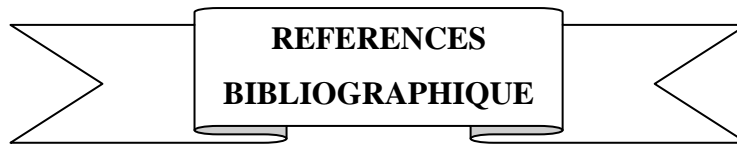
La confirmation de la dépendance de ces trois paramètres nous a ensuite permis de chercher la détermination du coefficient de corrélation qui nous permet de conclure quand à l'utilisation de la régression pour l'approcher des coûts.

En utilisant un échantillon de prélèvement des différents coûts sur 40 jours, nous avons regroupé les données sous forme d'un tableau facile à utiliser qui regroupe les dates, les quantités, les coûts et la teneur de coupure.

Le recours au modèle de régression multivariable se justifie par le fait qu'on voulait confirmer l'influence de la teneur de coupure sur le couple des données : quantité, coûts.

Ce mémoire nous a permis de déterminer la fonction de coût de la mine de Fer de l'Ouenza à partir des données sur la production, la teneur de coupure, et les dépenses récoltées quotidiennement au sein du gisement, cette fonction traduit les dépenses en fonction de la production et la teneur de coupure et permet de ce fait de prévoir des stratégies futures de l'entreprise.

Références bibliographiques



**REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES**

- [1] : EXPLOITATION DES CARRIERES. AUTEURS : K.KOVALENKO, N.AMBARTSOUMIAN, K.M LAHMER. EDITION : OFFICE DES PUBLICATIONS UNIVERSITAIRES (ALGER).
- [2] : COURS D'ECONOMIE PAR Mr. AIT YAHIA TENE, ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE.
- [3] : « ECONOMIE INDUSTRIELLE », CHAP.3: LES COÛTS DE PRODUCTION PAR DENIS W.CARLTON, JEFFREY M.PERLOFF, EDITION: BE BOECK UNIVERSITE, 1998
- [4] : « LES GRANDS COURANTS DE LA PENSEE ECONOMIQUE » PAR ALAIN SAMUELSON. MIR MOSCOU 1993
- [5] : « L'ENTRETIEN DE L'EQUIPEMENT D'UNE ENTREPRISE, ORGANISATION ET RENTABILITE », PAR K.SWARD, EDITION D'ORGANISATION (PARIS), 1986
- [6] : DOCUMENT INTERNE UNITE DE L'OUENZA.
- [7] : « ANALYSE DE REGRESSION APPLIQUEE » PAR Y. DODGE, V. ROUSSON, EDITION DUNOD (PARIS), 2004
- [8] : « STATISTIQUE POUR L'ECONOMIE ET LA GESTION » PAR ANDERSON, SWEENEY, WILLIAMS, EDITION ANGLAISE PAR CLAIRE BORSEMBERGER, 2001
- [9] : « PROBABILITES, STATISTIQUE ET TECHNIQUE DE REGRESSION » PAR GERALD BAILLARGEON, EDITION LES ED. SMG, 1989
- [10] : « STATISTIQUES EN GESTION ET EN ECONOMIE » PAR JEAN M. MARTEL & RAYMOND NADEAU, 1980
- [11] : « FINANCE D'ENTREPRISE », CHAPITRE 2: LA DECISION D'INVESTISSEMENT PAR NATHALIE GARDES MAITRE DE CONFERENCES EN GESTION, UNIVERSITE DE NANTES, 2003.
- [12] : TAYLOR, H.K., GENERAL BACKGROUND THEORY OF CUTOFF GRADES, (1972).
- [13] : [HTTP://WWW.COURS-COMPTABILITE.COM/](http://www.cours-comptabilite.com/)
- [14] : [HTTP://WWW.JURIS.FREESURF.FR/DROIT_FISCAL/AMORTISSEMENTS.HTML](http://www.juris.freesurf.fr/droit_fiscal/amortissements.html)
- [15] : [HTTP://WWW.EA3888.UNIV-RENNES1.FR](http://www.ea3888.univ-rennes1.fr)
- [16] : [HTTP://FR.WIKIPEDIA.ORG/WIKI/](http://fr.wikipedia.org/wiki/)
- [17] : [HTTP://WWW.COMMENTÇAMARCHE.NET](http://www.commentcamarche.net)
- [18] : LES FONCTIONS DES COÛTS : MAGNAN F. (16-01-2003).

Annexes

Table des quantiles d'ordre 0.95 d'une variable de Fisher à n_1 et n_2 degrés de liberté

	$n_1=1$	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16	20	30	∞
$n_2=1$	161.4	199.5	215.7	224.6	230.2	234.0	236.8	238.9	240.5	241.9	243.9	245.4	246.5	248.0	250.1	254.3
2	18.51	19.00	19.16	19.25	19.30	19.33	19.35	19.37	19.38	19.40	19.41	19.42	19.43	19.45	19.46	19.50
3	10.13	9.552	9.277	9.117	9.013	8.941	8.887	8.845	8.812	8.786	8.745	8.715	8.692	8.660	8.617	8.526
4	7.709	6.944	6.591	6.388	6.256	6.163	6.094	6.041	5.999	5.964	5.912	5.873	5.844	5.803	5.746	5.628
5	6.608	5.786	5.409	5.192	5.050	4.950	4.876	4.818	4.772	4.735	4.678	4.636	4.604	4.558	4.496	4.365
6	5.987	5.143	4.757	4.534	4.387	4.284	4.207	4.147	4.099	4.060	4.000	3.956	3.922	3.874	3.808	3.669
7	5.591	4.737	4.347	4.120	3.972	3.866	3.787	3.726	3.677	3.637	3.575	3.529	3.494	3.445	3.376	3.230
8	5.318	4.459	4.066	3.838	3.687	3.581	3.500	3.438	3.388	3.347	3.284	3.237	3.202	3.150	3.079	2.928
9	5.117	4.256	3.863	3.633	3.482	3.374	3.293	3.230	3.179	3.137	3.073	3.025	2.989	2.936	2.864	2.707
10	4.965	4.103	3.708	3.478	3.326	3.217	3.135	3.072	3.020	2.978	2.913	2.865	2.828	2.774	2.700	2.538
11	4.844	3.982	3.587	3.357	3.204	3.095	3.012	2.948	2.896	2.854	2.788	2.739	2.701	2.646	2.570	2.404
12	4.747	3.885	3.490	3.259	3.106	2.996	2.913	2.849	2.796	2.753	2.687	2.637	2.599	2.544	2.466	2.296
13	4.667	3.806	3.411	3.179	3.025	2.915	2.832	2.767	2.714	2.671	2.604	2.554	2.515	2.459	2.380	2.206
14	4.600	3.739	3.344	3.112	2.958	2.848	2.764	2.699	2.646	2.602	2.534	2.484	2.445	2.388	2.308	2.131
15	4.543	3.682	3.287	3.056	2.901	2.790	2.707	2.641	2.588	2.544	2.475	2.424	2.385	2.328	2.247	2.066
16	4.494	3.634	3.239	3.007	2.852	2.741	2.657	2.591	2.538	2.494	2.425	2.373	2.333	2.276	2.194	2.010
17	4.451	3.592	3.197	2.965	2.810	2.699	2.614	2.548	2.494	2.450	2.381	2.329	2.289	2.230	2.148	1.960
18	4.414	3.555	3.160	2.928	2.773	2.661	2.577	2.510	2.456	2.412	2.342	2.290	2.250	2.191	2.107	1.917
19	4.381	3.522	3.127	2.895	2.740	2.628	2.544	2.477	2.423	2.378	2.308	2.256	2.215	2.155	2.071	1.878
20	4.351	3.493	3.098	2.866	2.711	2.599	2.514	2.447	2.393	2.348	2.278	2.225	2.184	2.124	2.039	1.843
21	4.325	3.467	3.072	2.840	2.685	2.573	2.488	2.420	2.366	2.321	2.250	2.197	2.156	2.096	2.010	1.812
22	4.301	3.443	3.049	2.817	2.661	2.549	2.464	2.397	2.342	2.297	2.226	2.173	2.131	2.071	1.984	1.783
23	4.279	3.422	3.028	2.796	2.640	2.528	2.442	2.375	2.320	2.275	2.204	2.150	2.109	2.048	1.961	1.757
24	4.260	3.403	3.009	2.776	2.621	2.508	2.423	2.355	2.300	2.255	2.183	2.130	2.088	2.027	1.939	1.733
25	4.242	3.385	2.991	2.759	2.603	2.490	2.405	2.337	2.282	2.236	2.165	2.111	2.069	2.007	1.919	1.711
26	4.225	3.369	2.975	2.743	2.587	2.474	2.388	2.321	2.265	2.220	2.148	2.094	2.052	1.990	1.901	1.691
27	4.210	3.354	2.960	2.728	2.572	2.459	2.373	2.305	2.250	2.204	2.132	2.078	2.036	1.974	1.884	1.672
28	4.196	3.340	2.947	2.714	2.558	2.445	2.359	2.291	2.236	2.190	2.118	2.064	2.021	1.959	1.869	1.654
29	4.183	3.328	2.934	2.701	2.545	2.432	2.346	2.278	2.223	2.177	2.104	2.050	2.007	1.945	1.854	1.638
30	4.171	3.316	2.922	2.690	2.534	2.421	2.334	2.266	2.211	2.165	2.092	2.037	1.995	1.932	1.841	1.622
32	4.149	3.295	2.901	2.668	2.512	2.399	2.313	2.244	2.189	2.142	2.070	2.015	1.972	1.908	1.817	1.594
34	4.130	3.276	2.883	2.650	2.494	2.380	2.294	2.225	2.170	2.123	2.050	1.995	1.952	1.888	1.795	1.569
36	4.113	3.259	2.866	2.634	2.477	2.364	2.277	2.209	2.153	2.106	2.033	1.977	1.934	1.870	1.776	1.547
38	4.098	3.245	2.852	2.619	2.463	2.349	2.262	2.194	2.138	2.091	2.017	1.962	1.918	1.853	1.760	1.527
40	4.085	3.232	2.839	2.606	2.449	2.336	2.249	2.180	2.124	2.077	2.003	1.948	1.904	1.839	1.744	1.509
50	4.034	3.183	2.790	2.557	2.400	2.286	2.199	2.130	2.073	2.026	1.952	1.895	1.850	1.784	1.687	1.438
60	4.001	3.150	2.758	2.525	2.368	2.254	2.167	2.097	2.040	1.993	1.917	1.860	1.815	1.748	1.649	1.389
120	3.920	3.072	2.680	2.447	2.290	2.175	2.087	2.016	1.959	1.910	1.834	1.775	1.728	1.659	1.554	1.254
∞	3.841	2.996	2.605	2.372	2.214	2.099	2.010	1.938	1.880	1.831	1.752	1.692	1.644	1.571	1.459	1.000

Table de Student à n degrés de liberté.

$\alpha/2$ $v=n-2$	0,25	0,1	0,05	0,025	0,01
1	1	3,07768354	6,31375151	12,7062047	31,8205159
2	0,81649658	1,88561808	2,91998558	4,30265273	6,96455673
3	0,76489233	1,63774435	2,35336343	3,1824463	4,54070286
4	0,74069708	1,53320627	2,13184678	2,77644511	3,74694739
5	0,72668684	1,47588404	2,01504837	2,57058183	3,36493
6	0,7175582	1,43975575	1,94318027	2,44691185	3,1426684
7	0,71114178	1,41492393	1,8945786	2,36462425	2,99795157
8	0,70638661	1,39681531	1,85954803	2,30600413	2,89645945
9	0,70272215	1,38302874	1,83311292	2,26215716	2,82143792
10	0,69981206	1,37218364	1,8124611	2,22813884	2,76376946
11	0,69744533	1,36343032	1,79588481	2,20098516	2,71807918
12	0,69548287	1,35621733	1,78228755	2,17881283	2,68099799
13	0,6938293	1,35017129	1,77093338	2,16036865	2,65030884
14	0,69241707	1,34503037	1,76131012	2,14478668	2,62449406
15	0,69119695	1,34060561	1,75305033	2,13144954	2,60248029
16	0,69013225	1,33675717	1,74588367	2,11990529	2,58348718
17	0,68919508	1,33337939	1,73960672	2,10981556	2,56693397
18	0,68836381	1,33039094	1,73406359	2,10092204	2,55237962
19	0,68762146	1,32772821	1,72913279	2,09302405	2,53948319
20	0,6869545	1,32534071	1,72471822	2,08596344	2,527977
21	0,68635199	1,32318787	1,72074287	2,07961384	2,51764801
22	0,68580503	1,32123674	1,71714434	2,07387306	2,50832455
23	0,68530628	1,31946024	1,71387152	2,0686576	2,49986674
24	0,68484963	1,31783593	1,71088207	2,06389855	2,49215947
25	0,68442996	1,31634507	1,70814075	2,05953854	2,48510717
26	0,68404297	1,31497186	1,7056179	2,05552942	2,47862982
27	0,68368498	1,31370291	1,70328842	2,05183049	2,4726599
28	0,68335284	1,31252678	1,70113091	2,04840711	2,46714009
29	0,68304386	1,31143365	1,699127	2,04522961	2,46202135
30	0,68275569	1,31041503	1,69726085	2,04227245	2,45726153
31	0,68248631	1,30946355	1,69551874	2,03951344	2,45282418
32	0,68223392	1,30857279	1,6938887	2,03693333	2,44867762
33	0,68199698	1,30773712	1,69236026	2,03451529	2,44479418
34	0,6817741	1,30695159	1,6909242	2,0322445	2,44114961
35	0,68156408	1,3062118	1,68957244	2,03010792	2,43772253
36	0,68136582	1,30551389	1,68829769	2,02809399	2,43449404
37	0,68117838	1,30485438	1,6870936	2,02619245	2,4314474
38	0,68100088	1,3042302	1,68595446	2,02439415	2,42856763
39	0,68083256	1,30363859	1,68487512	2,0226909	2,42584141
40	0,68067272	1,30307705	1,68385101	2,02107537	2,42325677
41	0,68052074	1,30254336	1,682878	2,01954095	2,42080299
42	0,68037604	1,30203549	1,68195236	2,01808168	2,41847035
43	0,68023813	1,30155161	1,6810707	2,01669217	2,41625012
44	0,68010654	1,30109006	1,68022998	2,01536755	2,41413436
45	0,67998083	1,30064933	1,67942739	2,01410336	2,41211587