

11/96

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE D'ENSEIGNEMENT SUPERIEURE ET DE RECHERCHE
SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT : GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

ETAPES PRINCIPALES DE FAISABILITE
D'UN PROJET MINIER ET CALCUL DES
CASH-FLOW.

Proposé et dirigé par : A. AIT YAHIATENE

Etudié par : Abdellah.. KECHROUD

Promotion : septembre 1996

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE D'ENSEIGNEMENT SUPERIEURE ET DE RECHERCHE
SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



DEPARTEMENT : GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET
ETAPES PRINCIPALES DE FAISABILITE
D'UN PROJET MINIER ET CALCUL DES
CASH-FLOW.

Proposé et dirigé par : A. AIT YAHIATENE

Etudié par : Abdellah.. KECHROUD

Promotion : septembre 1996

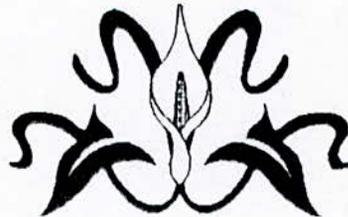


Dédicaces

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Je dédie ce modeste travail :

- *Aux martyres de l'Algérie révolutionnaire et démocrate.*
- *Aux victimes du terrorisme et surtout mon grand père "MOUSTACHE",
mon frère "MUSTAPHA" et mon oncle "BENAOUDA".*
- *A mes grandes mères "LALIA ET AICHA".*
- *A mes parents "MAAMAR et FATMA".*
- *A mes soeurs et tantes et surtout YASMINA et FOUZIA.*
- *A mon frère MOHAMED, et tous mes oncles, surtout FAYCAL*
- *et a tous les amis de C.u.b.a*





REMERCEMENTS

*Au bout de ce travail, je tiens à remercier mon promoteur monieur
A.AIT YAHIATENE pour son suivi et son aide durant la période de
réalisation de ce sujet.*

Je tiens à remercier également :

- Mme S. CHABOU; directrice du département;

- Mlle N. BOUMBAR ;

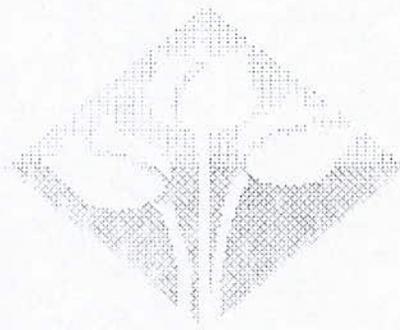
-MR HASBELLAOUI.

qui ont bien voulu juger ce travail.

- tous les enseignants du département GENIE MINIER et surtout A.

SAADA,

S. GACEM, DJ.MERIEEM et M. OULD HAMOU.



SOMMAIRE

SOMMAIRE

I - GENERALITE	1
1 - Définitions	1
2 - Les étapes d'évaluation d'un projet minier	3
3 - Les différentes études de la faisabilité	6
II - CONNAISSANCE DU GISEMENT	9
A - Facteurs du gisement	10
B - Géologie du gisement	12
C - Calculs de réserves	12
D - Méthodes d'exploitation	19
III - ETUDE DU MARCHE	24
1 - Caractéristiques des marchés des matières premières minérales	25
2 - Mécanismes de formation des prix	27
3 - Contraintes économiques influençants sur la formation des prix	32
IV - ESTIMATION DES COUTS OPERATOIRES ET DES INVESTISSEMENTS D'UN PROJET MINIER	33
1 - Estimation des coûts	
1 - 1 Les coûts opératoires de la mine	34
1 - 2 Détermination des coûts opératoires	35
1 - 3 Le modèle O'HARA	35
2 - Les coûts d'investissement	35
Les principaux paramètres d'estimation des investissements	38
2 - 1 Les coûts d'investissement mine à ciel ouvert	39
2 - 2 Les coûts d'investissement souterraines	41
2 - 3 Les coûts de l'usine de traitement	43
2 - 4 Les coûts des effectifs	46
V - EVALUATION ECONOMIQUE D'UN PROJET MINIER	49
1 - Organisation des données nécessaires à la méthode d'évaluation	50
2 - Les mouvements de trésorerie de l'entreprise minière	52
3 - La mesure de la rentabilité économique	
1 - La valeur actuelle nette	56

2 - Le taux d'enrichissement en capital	56
3 - Le taux interne de rentabilité	57
4 - Le critère de délai de récupération	57
5 - Formules et étapes de calcul des CASH -FLOW	58
EXEMPLE	61
1 - Situation géographique	61
2 - Travaux de prospection	61
3 - La géologie	61
4 - La minéralisation	62
5 - Les données du projet	62
A analyse des résultats	64
CONCLUSION	69
ANNEXE	70

INTRODUCTION

INTRODUCTION



Dans le cadre du projet de fin d'étude; pour l'obtention du titre d'ingénieur d'état en génie minier, on a traité le sujet intitulé : « ETAPES PRINCIPALES DE FAISABILITE D'UN PROJET MINIER ET CALCUL DES CASH-FLOW » .
proposé par le docteur A. AIT YAHIA TENE , dont on a adopté le plan ci-dessous :

CHAPITRE I : Généralités

Dans cette partie on a essayé d'une part de donner un aperçu sur les concepts généraux concernant le gisement et les différents facteurs influençants celui-ci; Et d'autre part les différentes étapes d'évaluation d'un projet minier, ainsi que les études nécessaires pour un rapport de faisabilité.

CHAPITRE II : CONNAISSANCE DU GISEMENT

L'étude du gisement a pour but le regroupement d'un plus grand nombre d'informations permettant d'estimer la valeur réelle d'un gisement; et de déterminer les différents paramètres nécessaires pour effectuer une étude économique complète, dont les principaux sont : le tonnage global du minerai, la teneur , la récupération en métal , la dilution, etc.; . Pour cette raison on a introduit les méthodes d'estimation des réserves .

CHAPITRE III : L'étude du marché

La connaissance du marché , des mécanismes qui influencent la formation des prix et des cours des métaux et des matières premières est très intéressante pour toute étude économique , car le cours des métaux est l'un des paramètres non négligeable pour effectuer une évaluation économique de n'importe quel gisement .

CHAPITRE IV : estimation des coûts

L'estimation des coût est l'une des phases les plus compliquées de évaluation . sa complexité vient du manque d'informations sur l'exploitabilité du gisement et les techniques conforme aux conditions du gisement .

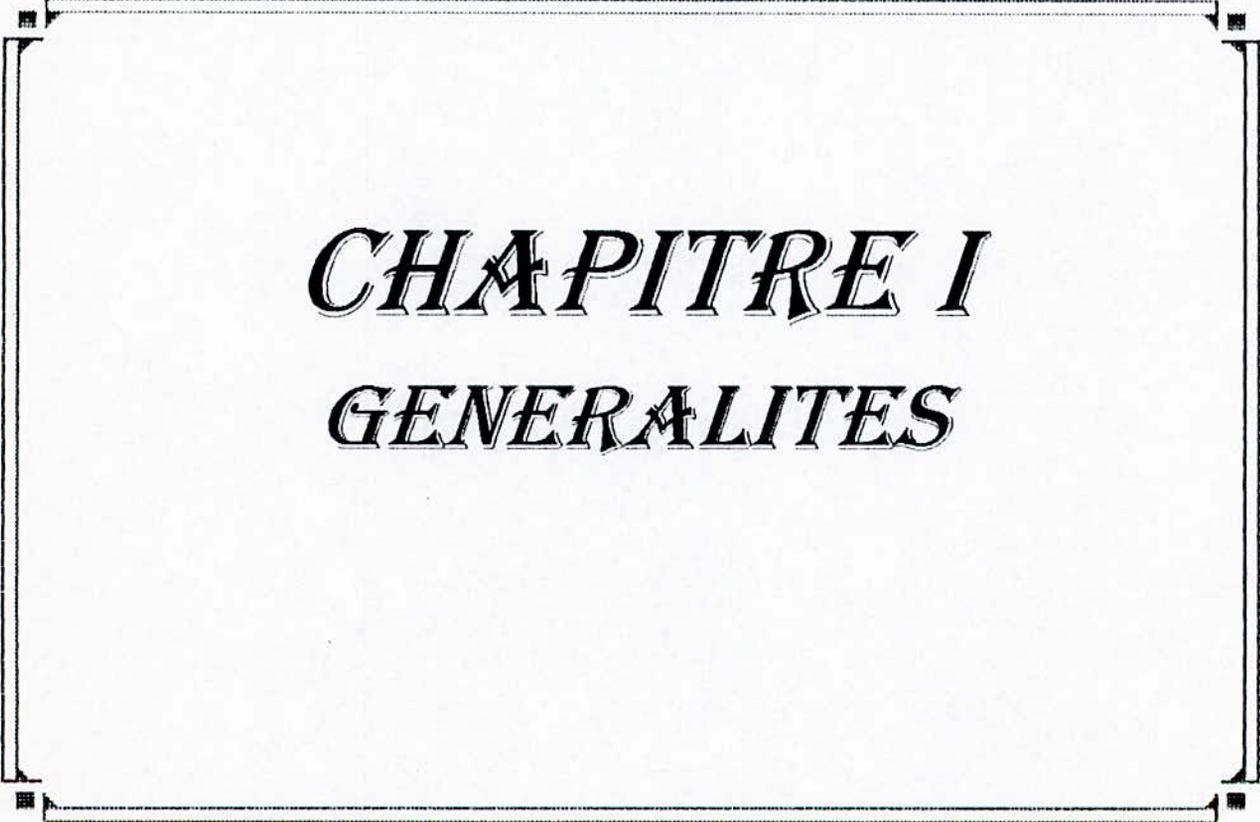
Pour éviter cette complexité on a exposé un modèle très simple, c'est celui de O'HARA qui recouvre les coûts opératoires et les investissements pour toutes les étapes de transformation de la matière première (exploitation , traitement et métallurgie); et pour toutes les méthodes d'exploitation (a ciel ouvert , souterraine).

CHAPITRE V : EVALUATION ECONOMIQUE D'UN PROJET MINIER

Pour maîtriser correctement les étapes du projet et les démarches de l'exploitation ; il est nécessaire d'effectuer une évaluation économique qui comporte des calculs de rentabilité.

Pour illustré notre étude on a introduit un exemple de calcul comportant trois cas :

1. le premier s'intéresse au calcul des cash-flow sans emprunts ni taxes.
2. le deuxième cas : influence des taxes sur le calcul des cash-flow.
3. le troisième : influence de l'emprunt et des taxes sur le calcul des cash-flow.



CHAPITRE I
GENERALITES

GENERALITES

1- DEFINITIONS [13; 7]

1.1- Gisement

On peut définir le gisement de deux manières différentes :

- comme étant une anomalie naturelle localisée, plus ou moins cachée ;
- comme étant un gîte exploitable avec "profit". Cette dernière fait intervenir simultanément une série de facteurs intrinsèques et d'autres facteurs externes, qui influencent de façon primordiale la notion " exploitable avec profit ".

1.1.a- Caractéristiques intrinsèques :

- ◇ roches encaissantes délimitant le contour et par la suite, le volume ;
- ◇ Structure locale ;
- ◇ association minéralogique .

L'analyse la plus poussée des deux premiers paramètres permet de déterminer une ou des méthodes d'exploitation techniquement les plus adaptées . Cela ne veut pas dire qu'elles correspondent à un optimum économique à cause de la présence de facteurs externes dont il faut tenir compte.

1.1.b- Facteurs externes :

Ils peuvent modifier considérablement la notion de « profit »

Les principaux facteurs à considérer sont :

- ◇ Géographiques :
 - voies d'accès, degré d'enclavement ;
 - Altitude (rendement des moteurs) ;
 - topographie (disponibilité des remblais) ;

- Climatologie ;
- Disponibilité en eau.

- ◇ Sociaux :
 - Démographie ;
 - culture et notamment le passé minier ;
 - Niveau de formation et de qualification ;
 - Niveau de vie, rémunération, régime de travail;
 - Disponibilité en main d'oeuvre;
- ◇ Economiques :
 - Stabilité monétaire et réglementation des changes;
 - Facilité de financement ;
 - valeur de minerai;
 - Fiscalité;
 - inflation.
- ◇ Législatifs :
 - Régime de concession ;
 - protection de l'environnement ;
 - Dégâts miniers.
- ◇ Politiques:
 - Contraintes relatives :
 - ◆ au personnel;
 - ◆ au capital.
 - Stabilité relative .
 - Economie planifiée, économie libre

Certaines priorités politiques rendent sans fondement la distinction entre gîte et gisement. L'histoire montre que des projets réalisés au mépris des critères économiques ne survivent pas aux gouvernements qui les ont créés à grands frais (exemple : Uranium du Hoggar (au NIGER) et charbonnage belge).

2 - LES ETAPES DE L'EVALUATION D'UN PROJET MINIER:[6; 16]

Introduction :

l'évaluation d'un projet minier comporte plusieurs étapes successives qui consistent à définir le gisement , délimiter son contour, et estimer les différents paramètres essentiels. Cette évaluation permet de la réalisation ou non du projet (figure 1).

1- Première étape :

On part d'une anomalie locale dans la composition chimique ou minéralogique de la roche. ensuite on va transformer cet indice en cible à prospector, pour cela, il faut s'assurer que l'anomalie possède une certaine dimension et une certaine permanence dans la masse rocheuse.

A ce stade, la méthode d'évaluation est basée sur des connaissances de type expert relatives à la substance recherchée.

2- Deuxième étape :

Il faut transformer l'anomalie en un gisement potentiel, ce qui nécessite la définition d'une enveloppe du corps (forme, volume, profondeur) avec une première fourchette des réserves et teneurs et des essais de traitement en laboratoire .

C'est le stade de la préétude économique où le type de gisement permet d'envisager une certaine méthode d 'exploitation (à ciel ouvert ou souterrain, extraction en masse ou sélective, type de traitement de minerai....).

De cette approche globale résulte un ordre de grandeur des coûts d'exploitation et d'investissement et il est possible d ' estimer la rentabilité prévisionnelle en fonction de quelques paramètres peu nombreux , mais importants: tonnage global , teneur moyenne cadence de production , prix de la substance à extraire.

On peut également calculer une valeur plancher de la tonne de minerai à extraire à la base des valeurs standards des coûts d'exploitation et d'investissement, des cadences d'exploitation, et de la rentabilité souhaitée.

Cette valeur permet de fixer une teneur limite du minerai à rechercher .

3- Troisième étape :

On transforme le gisement potentiel en un gisement défini, il faut préciser la répartition spatiale des teneurs et tonnages du minerai, envisager une méthode d'exploitation adaptée à la morphologie fine du gisement, développer un schéma de traitement et étudier la vente de la production .

A ce stade de pré faisabilité on peut estimer la rentabilité prévisionnelle du projet, qui prend en compte des données avec leurs incertitudes.

4- Quatrième étape :

On passe au gisement exploitable, ce qui nécessite tout un ensemble d'études de faisabilité assorties d'appels d'offre en vue de la réalisation de la mine et de l'achat des matériels nécessaires, des études de financement et d'organisation comportant la planification des opérations et du personnel.

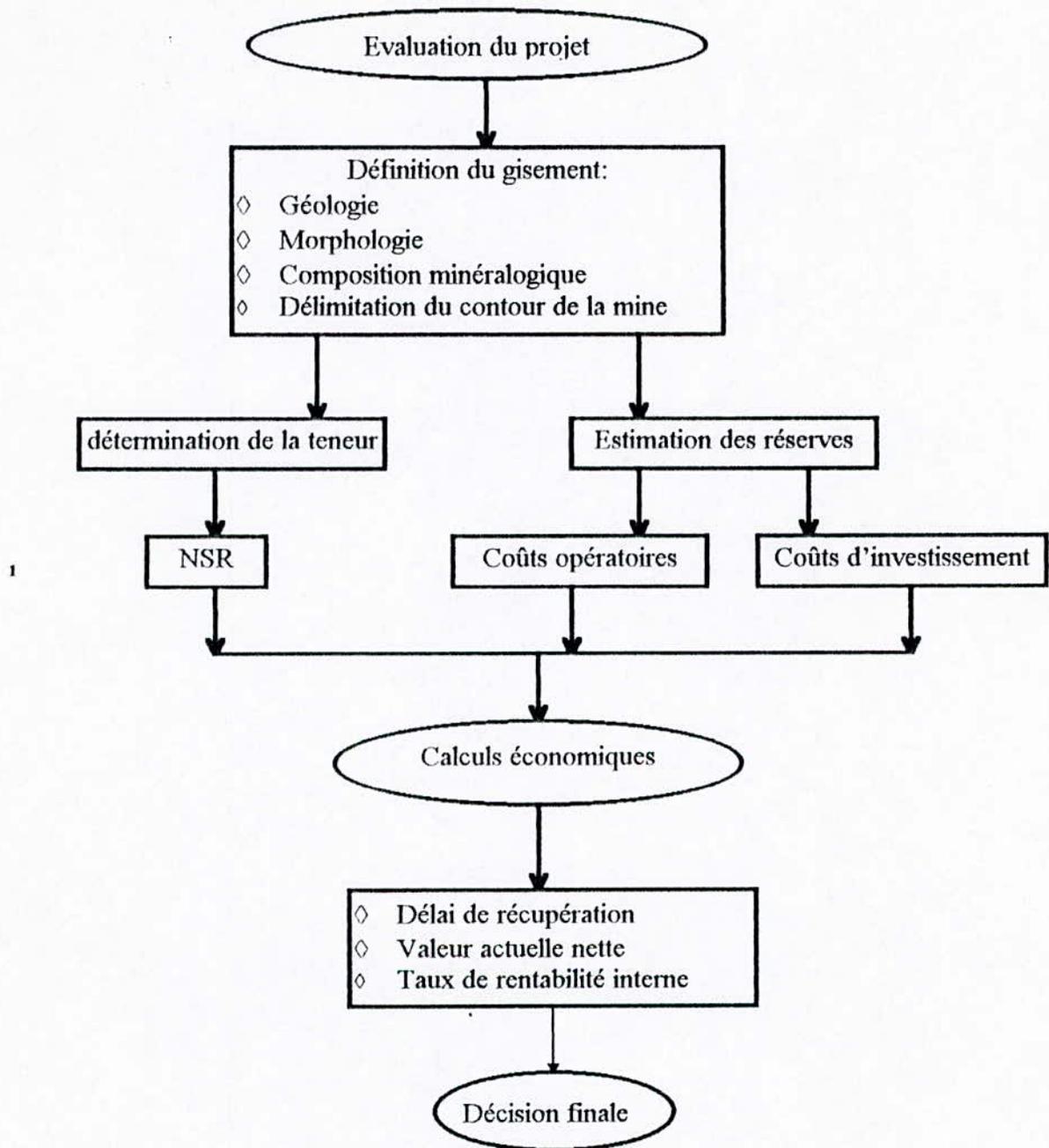
A ce stade, on doit présenter une comptabilité prévisionnelle de l'entreprise d'exploitation du gisement. Mettant en évidence, année par année les recettes, les dépenses prévues, les besoins de financement et le bilan de l'entreprise dans le cas de préévaluation.

A la fin de ce stade, il faut synthétiser toutes les données, les résultats et toutes les informations dans un rapport de faisabilité.

5- Cinquième étape :

C'est la stratégie de l'entreprise, pour décider , si le projet est réalisable ou non, et avec quel choix des paramètres essentiels , dimension de la mine , degré de mécanisation, chronologie de la réalisation du projet et de l'exploitation des différentes parties de gisement .

La réalisation du projet ,et la mise en route de l'exploitation devront être effectuées le plus rapidement possible, car ce sont des phases de dépenses sans recettes.



¹ N.S.R, voir ,BEGAR , PFE ,1996

3- LES DIFFERENTES ETUDES DE FAISABILITE : [5]

3.1- Définition :

Ce sont l'ensemble des études qui permettent d'arriver à la conclusion qu'un projet minier est faisable. Cet ensemble d'études peut être synthétisé dans un rapport dit de faisabilité.

Cet ensemble d'études recouvre :

- ◇ connaissance du gisement ;
- ◇ connaissance du minerai ;
- ◇ connaissance du marché sur le quel ce minerai pourra être écoulé ;
- ◇ la connaissance du contexte général (politique , social, économique).

Ces études interviennent dans le temps à un stade relativement avancé de la connaissance du gisement, les réflexions qui peuvent être faites aux stades antérieurs ne pouvant conduire qu'à des préétudes (études de préfaisabilité). A l'issues des études de faisabilité tous les éléments de décision sont disponibles.

3.2- Calcul de rentabilité :

En permanence, depuis la période de recherche minière (et y compris pendant cette période), des estimations de rentabilité prévisionnelle sont établies, avec les données disponibles à chaque instant.

Ces estimations ne deviennent calculs de rentabilité que vers la fin des études partielles de la faisabilité, lorsque les dépenses et recettes prévisibles ont été correctement analysées, les estimations influent à chaque instant sur le déroulement des études précédentes .

3.3- Tableau de synthèse :

Le tableau de synthèse indique les principales liaisons existant entre les différentes études de la faisabilité.

3.3.1- Connaissance du gisement :

Elle doit dépasser le stade des interprétations géologiques pour définir le contour du gisement , sa forme géométrique , la répartition de la minéralisation à l'intérieur de ce contour : La géostatistique associée aux premiers travaux miniers doit conduire à la définition d'une méthode d'exploitation, et à l'estimation des réserves exploitables .

3.3.2- Connaissance du minerai :

C'est une part de la minéralurgie , pour définir ,à travers différentes expérimentations (en laboratoire, puis en usine pilote) le procédé de traitement le mieux adapté .

3.3.3- Connaissance du marché :

Elle doit permettre de définir la meilleure valorisation possible pour le gisement, c'est à dire la nature du produit qui sera vendu, le prix de vente probable et la teneur de coupure correspondant à la substance à étudier .

Le choix des techniques d'extraction et de traitement du minerai se précise au fur et à mesure de l'élaboration des études précédentes .

Les coûts opératoires qui en résultent peuvent alors être rapprochés du prix de vente pour définir un cash-flow .

Différentes cadences d'exploitation peuvent être envisagées, conduisant à des coûts d'investissement et d'exploitation différents . Le calcul des taux de rentabilité internes (TRI) des variantes du projet ou de leur bénéfices actualisés doit permettre de fixer définitivement la dimension de la mine et de l'usine de traitement, ainsi que leur durée de vie .

La recherche du financement ne commence que lorsque les études précédentes sont assez avancées, le montant à financier (investissement initial et fond de roulement) n'étant connu avec une certaine précision que lorsque la dimension est arrêtée .

Lorsque le mode de financement est connu, le calcul de rentabilité peut être effectué à partir des prévisions de trésorerie, de frais financiers, de régime fiscal, et de coûts opératoires.

3.3.4- Le contexte général :

L'analyse du contexte général et local dans le quel se situe le projet minier interfère en permanence avec toutes les autres études contribuant aux choix des techniques , à la détermination d'une cadence d'exploitation optimale, à la structure du financement à l'estimation des investissements (notamment en transport, approvisionnement en énergie et fluides divers, logement du personnel...) à la négociation du régime fiscal et finalement à la rentabilité du projet .

CHAPITRE II
CONNAISSANCE DU
GISEMENT

CONNAISSANCE DU GISEMENT

INTRODUCTION :

La connaissance du gisement nécessite un plus grand nombre de travaux miniers préliminaires (sondages, puits et tranchées de prospection), qui a pour objet l'étude des caractéristiques et des paramètres essentiels, pour évaluer correctement la valeur du gisement, ainsi pour délimiter son contour et déterminer la teneur moyenne et les réserves exploitables.

A . FACTEURS DU GISEMENT [13; 17]

1 - Situation géographique :

La localisation administrative permet de situer le gisement , dans le cadre régional , par rapport à la commune, la daïra et la wilaya ainsi on doit montrer les voies d'accès.

2 - La géomorphologie :

La région d'étude doit être représentée sur des plans topographiques afin de déterminer la nature du relief de la région . Ces plans doivent préciser les paramètres suivants:

- la côte de chaque point;
- la nature du relief;
- le sens de drainage des eaux;
- la pente entre deux points distincts;
- la détermination du gisement.

3 - les conditions hydrogéologiques :

Pour la connaissance de l'hydrogéologie de la région considérée, on doit déterminer les facteurs suivants :

- le sens d'écoulement d'eau;
- le niveau de la nappe aquifère;
- la perméabilité du sol;
- Estimation de la quantité d'eau emmagasinée;
- La pression interstitielle;
- la nature ou le type de nappe ;
- le ruissellement et infiltration.

4 - Le climat :

Il est indispensable de connaître le climat de la région qui peut être caractérisé par :

- La température minimale pendant la saison hivernale;
- La température maximale pendant la saison d'été;
- La pluviométrie de la région.

5 - Les infrastructures :

Des informations telles que l'industrie, l'agriculture et le réseau routier concernant le niveau de développement de la région nous permettent de réduire les dépenses supplémentaires.

B - La géologie du gisement [13; 17]

Elle consiste en l'étude de :

- la structure du gisement :

on doit déterminer les minéraux existant et leur âge, ainsi le ou les minerais à extraire.

Il faudra déterminer la nature des roches encaissantes et leur puissance. Qui permettra de déterminer le recouvrement ainsi que l'existence des failles et des plis.

-L'orientation de la structure :

Pour cela il faudra déterminer:

- Le pendage;
- Le sens du pendage;
- La direction du pendage;
- La puissance de la minéralisation;
- Les facteurs géologiques;
- La perméabilité;
- La fissuration;
- La configuration du dépôt;
- Le mort-terrain et végétation;
- Les propriétés du minerai;

C - Calcul de réserves [3, 9 , 13 , 17]

Les réserves représentent la qualité pondérale ou volumétrique du minerai et constituent une phase importante dans l'évaluation d'un gisement.

Le calcul comprend:

- La détermination de la quantité et la qualité du minerai.
- L'étude des caractéristiques de répartition des différents types de minerai ainsi que leurs propriétés technologiques;
- Détermination des conditions technico-économiques du gisement;
- La classification des réserves selon leur certitude et leur degré de connaissance.

1 - Délimitation du contour du gisement :

Les travaux les plus compliqués de l'étude du gisement , concernent respectivement la géométrisation du corps minéralisé et la délimitation du contour du gîte.

En effet, la détermination des contours du gîte consiste à établir ses limites sur les plans horizontaux et les coupes géologiques, suivant la teneur en composants utiles, la puissance d'exploitation, la nature des contacts minéral/roches encaissantes, la forme et la dimension des corps minéralisés, etc.

La délimitation d'un gîte ou la définition de ses contours nécessite:

- Le plan topographique avec indication des points de sondage;
- La carte géologique;
- Le plan des isohypses ;
- Pour les minéraux ferreux et non ferreux, il faut disposer des données concernant la teneur des composants utiles.

2 - Classification des réserves :

Selon l'étape de la prospection et le degré d'étude du gisement, on distingue les catégories suivantes :

Catégorie A : réserves certaines, elles sont les mieux étudiées et leur délimitation nécessite un grand nombre d'ouvrages minier et de sondages. La minéralogie du gisement doit avoir été étudiée pour bien connaître sa composition et ses propriétés ainsi que la distribution du minéral et des éléments pénalisants.

Catégorie B : Ce sont les moins étudiées que la catégorie A et qui nécessite peu d'ouvrages miniers mais beaucoup de sondages. Les conditions de gisement et les grands traits de la tectonique sont élucidés. Les qualités de la matière première sont connues à l'exception de détails concernant leur répartition à l'intérieur du gisement. Les conditions géologiques et hydrogéologiques sont connues à leur grand trait.

Catégorie C :

1 - C1 Dans cette catégorie, sont incluse les réserves reconnues dans leur grandes lignes par une maille large de sondages ou de travaux miniers. La technologie du traitement est connue sur base d'analyses de laboratoire.

2 - C2 réserves relatives aux régions entières ou bassins, calculées d'après les indications géologiques ou géophysiques et vérifiées par un échantillonnage de la matière première minérale dans des sondages isolés, des tranchées ou des affleurements ou quand elles sont mitoyennes de parties de gisements contenant des réserves des classes A, B ou C1. Le type minéralogique et la qualité de la matière première minérale par d'échantillons isolés.

3 - Evaluation des réserves :

Le calcul des réserves à la fin de l'exploration détaillée représente la base de la décision de construire l'entreprise minière ou non et pour estimer le capital nécessaire pour l'investissement.

a - Paramètres de calcul des réserves :

- le tonnage :

Le calcul de tonnage nécessite la détermination de la surface d'un gisement, la teneur et la puissance pondérée.

La surface d'un gisement peut être déterminée par les différentes méthodes :

- Planimètre ;
- Méthode de comptage de carrées;
- La somme des surfaces des blocs;
- Par application de la règle de SIMPSON.

b - Méthodes d'estimation des réserves :

1 - La méthode des coupes horizontales :

Cette méthode est utilisée pour les gisements réguliers de forme tabulaire pour cela on devise le gisement en couches horizontales de différentes puissances et on évalue les réserves suivant la formule pour chacune d'elles :

$$T = S \cdot H \cdot \delta$$

tel que :

T : le tonnage;

S : surface moyenne de la couche;

δ : la densité du minerai;

H : la puissance de la couche.

2 - Méthode des panneaux :

Cette méthode est applicable pour les gisements de formes irrégulières, ces gisements ont été échantillonnés par des sondages définissant des sections ou panneaux.

- Calcul de volume :

Le volume est déterminé par la formule :

$$V = D \times \frac{\sum_{i=1}^n (s_i + s_{i+1})}{2} \quad [\text{m}^3]$$

avec :

S_i, S_{i+1} : surfaces des deux sections adjacentes;

D : distance entre deux sections adjacentes.

- Calcul de la teneur :

Le calcul de la teneur, se fait par différentes méthodes suivant la variabilité de ce dernier paramètre.

La variabilité est déterminée par le coefficient suivant :

$$cv = \frac{\sigma}{t_{moy}} \cdot 100$$

tel que :

σ : est l'écart type de l'échantillon;

t_{moy} : est la teneur moyenne arithmétique.

a - Si le coefficient de la variabilité est faible, la teneur est calculée par la moyenne arithmétique :

$$t_{moy} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n t_i$$

tel que :

t_i : teneur de l'échantillon i ;

n : le nombre d'échantillon.

b- Si le coefficient de la variabilité est très élevé, la teneur est obtenue par pondération.

Le plus souvent la pondération se fait sur la longueur de l'intervalle échantillonné, comme suit:

$$t_{moy} = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \times l_i}{\sum_{i=1}^n l_i}$$

où :

t_i : teneur de l'échantillon i ;

l_i : longueur de l'intervalle de l'échantillon i .

C - Si la composition minéralogique est différente d'un échantillon à un autre, on doit pondérer par la longueur et la densité, suivant la formule :

$$t_{moy} = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \cdot l_i \cdot \delta_i}{\sum_{i=1}^n l_i \cdot \delta_i}$$

tel que : δ_i est la densité de l'échantillon i ;

- Méthode des polygones :

La teneur de chaque section définie par un sondage est assignée à un bloc polygonal de minerai défini à la base de la demidistance du sondage adjacent, chacune de ces teneurs; est pondérée par la surface du polygone correspondant, comme suit :

$$3 t_{\text{see}} = \frac{\sum_{i=1}^n t_i \cdot S_i}{\sum_{i=1}^n S_i}$$

3 - Estimation des réserves par triangulation :

Cette méthode est applicable pour l'estimation des réserves ; des gisements tabulaires. Pour cette méthode la surface est divisée en triangles aux angles proches de 60° que possible. L'estimation de ces réserves demande la détermination de la surface de chaque triangle, la teneur et la puissance pondérée. Pour un gisement à puissance régulière on utilise les formules suivantes :

- Moyenne arithmétique

$$t_{\text{moy}} = \frac{1}{3} \cdot \sum_{i=1}^3 t_i$$

- Pondération par les angles internes :

$$t_{\text{moy}} = \frac{\sum_{i=1}^3 t_i \cdot \theta_i}{\sum_{i=1}^3 \theta_i}$$

- Pondération par la puissance et les angles internes :

$$t_{\text{moy}} = \frac{\sum_{i=1}^3 p_i \cdot t_i \cdot \theta_i}{\sum_{i=1}^3 p_i \cdot \theta_i}$$

La définition des réserves en volume amène à préciser les notions de la teneur de coupure, la dilution et la récupération minière

a) La teneur de coupure :

C'est la valeur contenue en minerai d'une tonne extraite (compte tenu de la dilution) qui permet de couvrir les coûts opératoires directs, (à l'exclusion des amortissements) de :

- l'extraction
- traitement
- frais de transport du produit marchand jusqu'à l'acheteur.

La substance dont la teneur est inférieure à la teneur de coupure est appelée minerai pauvre, et celle qui a une teneur supérieure de ceci est appelée, minerai riche.

b) La dilution :

Le taux de la dilution traduit le taux de pollution du minerai en place par du stérile ou par du minerai.

Il existe deux définitions de taux de dilution qui sont les suivants:

1- Première définition : c'est le rapport de la quantité de stérile (St_1) ou de minerai pauvre contenu dans une tonne de minerai extraite ($St_1 + M_1$).

$$d_1 = \frac{St_1}{St_1 + M_1}$$

2- Deuxième définition : c'est le rapport de la quantité de stérile (St_2) ou de minerai pauvre contenu dans une tonne de minerai non dilué M_2 .

En pratique la dilution est due à plusieurs causes :

- le tracé des contours géométriques pour le calcul des réserves englobe inévitablement des occlusions stériles;
- Le tracé des réserves minière est réalisé selon deux critères favorisant une dilution supplémentaire.

1 - La puissance $P_m \geq P_{\min \text{ exp}}$, on sélectionne les parties pour lesquelles la teneur $t \geq t_c$

2 - La puissance des minéralisations $P_m \leq P_{\min \text{ exp}}$, on sélectionne les parties pour lesquelles l'accumulation $\text{ouv} \times \text{teneur dilué} \geq P_{\min \text{ exp}} \times t_c$

L'ouverture minimum est déterminée par des relations, suivant le pendage :

- Pendage $> 30^\circ$:

$$P > \left(0.5 + \frac{1.3}{\operatorname{tg} \alpha} \right) \times \sin \alpha \quad (\text{pour l'homme})$$

ou :

$$P > \left(1 + \frac{0.5}{\operatorname{tg} \alpha} \right) \times \sin \alpha \quad (\text{pour l'engin})$$

- pendage $< 30^\circ$:

$$P > 1.3 \times \cos(\alpha)$$

c - Récupération minière :

C'est le rapport entre le minerai contenu dans l'extraction totale et celui de des réserves minières.

Elle peut atteindre des valeurs plus élevées dans l'exploitation à ciel ouvert, mais elle est accompagnée de forte dilution.

d - Estimation des extractions :

Les réserves exploitables, affectée du coefficient de récupération d'exploitation estimé et de dilution donnent les extractions suivant la formule :

$$\beta = \frac{R_r}{R_{\text{exp}}} \cdot 100$$

Lorsque les réserves exploitables, le coefficient de dilution et celui d'extraction sont connues, la quantité du tout-venant est déterminé par :

$$T = \frac{R_{\text{exp}} \cdot \beta}{1 - d}$$

D - Méthodes d'exploitation [1, 2 , 13]

1- Introduction :

Les matières premières minérales se présentent dans la nature d'une manière extrêmement variée, ce qui donne lieu à des méthodes et des techniques très diverse. Certains minerais sont enfouis à grandes profondeurs, sous forme de couches plus ou moins épaisses, d'autres sont situés à proximité de la surface ou en surface même et sont exploités par découverte.

2 - Critères de choix de la méthode d'exploitation :

Pour le choix d'une méthode d'exploitation, il faut prendre en considération les critères suivants :

- Type de gisement : morphologie et propriétés mécaniques;
- Conditions de la nappe aquifère;
- Economiques : teneur moyenne à la teneur à la teneur de coupure, valeur de minerai, niveau de production choisi et comparaison des coûts miniers (investissements et coûts opératoires)
- écologiques : reconstitution de l'environnement, gestion des eaux, pollution, dégâts de surface.

Le premier critère est le plus important, car les facteurs spatiaux et mécaniques délimitent déjà l'éventail des méthodes applicables.

Les autres critères permettent d'effectuer une détermination plus précise, et de sélectionner la variante réalisant le meilleur compromis entre les multiples contraintes d'une exploitation :

- Coûts opératoires;
- Taux de récupération;
- Sécurité du travail.

3 - Méthodes d'exploitation :

On comprend par ce terme, l'organisation et l'agencement des moyens de production pour réaliser les opérations de l'abattage, de chargement, et de transport du minerai jusqu'à l'usine de traitement.

On distingue deux grandes catégories d'exploitation qui sont les suivant :

Exploitation à ciel ouvert;

Exploitation souterraine.

On peut ajouter également, une troisième catégorie de méthodes spéciales d'importance relativement faible comprennent :

- La gazéification souterraine à partir de fourrages de surface (lignite en ex Tchécoslovaquie);
- Lixiviation in-situ (oxyde de l'uranium);
- les techniques de dissolution d'évaporantes (sel de potassium), par injection d'eau chaude , récupération et décantation;
- Les techniques d'exploitation des fonds marins.

3.1 - Méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

3.1.1 - Exploitations alluvionnaires :

- le sluice;
- l'abattage hydraulique au monitor;
- Au pan, sur site;
- excavation par drague.

3.1.2 - Les mines à ciel ouvert « carrières »:

- A niveaux unique;
- A niveaux multiples;
- carrières à flanc de coteau;

3.1.3 - L'exploitation d'un gisement montagneux par mine à ciel ouvert et évacuation des produits abattus par une cheminée et une galerie située en contrebas.

3.2 - Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

La classification des méthodes d'exploitation la plus courante est basée sur les modes de déplacement des roches de recouvrement au terril. Selon cette classification on distingue les méthodes suivantes :

3.2.1 - Méthode dite sans transport :

Le principe de celui-ci est de rejeter les déblais dans les terrils intérieurs, en utilisant les excavateurs.

Cette méthode prend part pour exploiter les couches horizontales ou peu inclinées, de puissance limitée (40 à 50 m) et de dureté moyenne.

Elle est aussi appliquée pour les couches à moyen et fort pendage, incluses dans des terrains tendres, situés à faible profondeur.

3.2.2 - Méthode avec emploi d'engins de transfert :

Les déblais sont déplacés aux terrils intérieurs au moyens d'engins de transfert mobiles (pont de transfert et sauterelles).

Cette méthode est utilisée pour l'exploitation des couches horizontales et peu inclinées dont les recouvrements sont meubles.

3.2.3 - Méthode spéciale :

Son principe est d'évacuer les déblais au moyen de : scrapers, excavateurs à tourelle, scraper à roue, appareils hydromécaniques, les grues.

Elle est appliquée pour les couches horizontales ou peu inclinées avec recouvrement tendre.

On peut l'appliquer également pour les couches à fort pendage incluses dans des terrains durs, lorsqu'on utilise les grues.

3.2.4 - Méthode avec transport des déblais :

Les déblais sont transportés par camions et wagons vers les terrils extérieurs ou intérieurs.

On peut utiliser cette méthode pour toutes les formes de gisement et toutes les différentes duretés de recouvrements.

3.2.5 - Méthodes mixtes :

Les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés aux terrils extérieurs ou intérieurs, par contre aux déblais provenant des gradins inférieurs sont rejetés dans les terrils intérieurs.

Cette méthode est utilisée pour les couches horizontales ou peut inclinées de puissance limitée; recouvrement tendre avec une dureté moyenne.

3.3 Méthodes d'exploitation souterraines :

pour la clarté de l'étude de l'exploitation des gisements souterrains, il est nécessaire de rappeler que l'on désigne par :

plateaux, les couches dont la pente est comprise entre 0° et 30° ;

semi dressants, les couches dont la pente est comprise entre 30° et 45° .

Dressants, les couches dont la pente est supérieure à 45° .

Un deuxième élément qui intervient dans la classification des méthodes d'exploitation souterraines, c'est la puissance de la couche; on distingue selon ce critère les couches trois types de couches ; Couches minces, moyennes et épaisses.

3.3.1 - Classification des méthodes d'exploitation souterraines :

Selon la classification anglo-saxonne; On distingue les méthodes suivantes :

1 - Chambres et piliers : on distingue deux cas particulier de cette classe.

- Chambre sans piliers de dimensions forcément réduites, contact franc du minerai avec les épontes d'excellente tenue.
- Chambre charpentée entièrement remblayée.

2 - Long taille : On distingue dans cette catégorie deux variantes :

- Chassante;
- Rabattante.

3 - Tranche unimontante remblayée.

4 - Chambre vide par sous-niveaux abattus;

5 - Sous niveaux foudroyés;

6 - Blocs foudroyés.

De nombreux auteurs (BRISON , BOKY, CUMMINS) distinguent les méthodes selon le traitement de vide crée par l'exploitation.

- Avec remblayage :

- avec soutènement rapporté;
- sans soutènement.
-

- sans remblayage :

- avec soutènement et foudroyage;
- avec soutènement et sans foudroyage;
- sans soutènement avec foudroyage;
- sans soutènement et sans foudroyage.

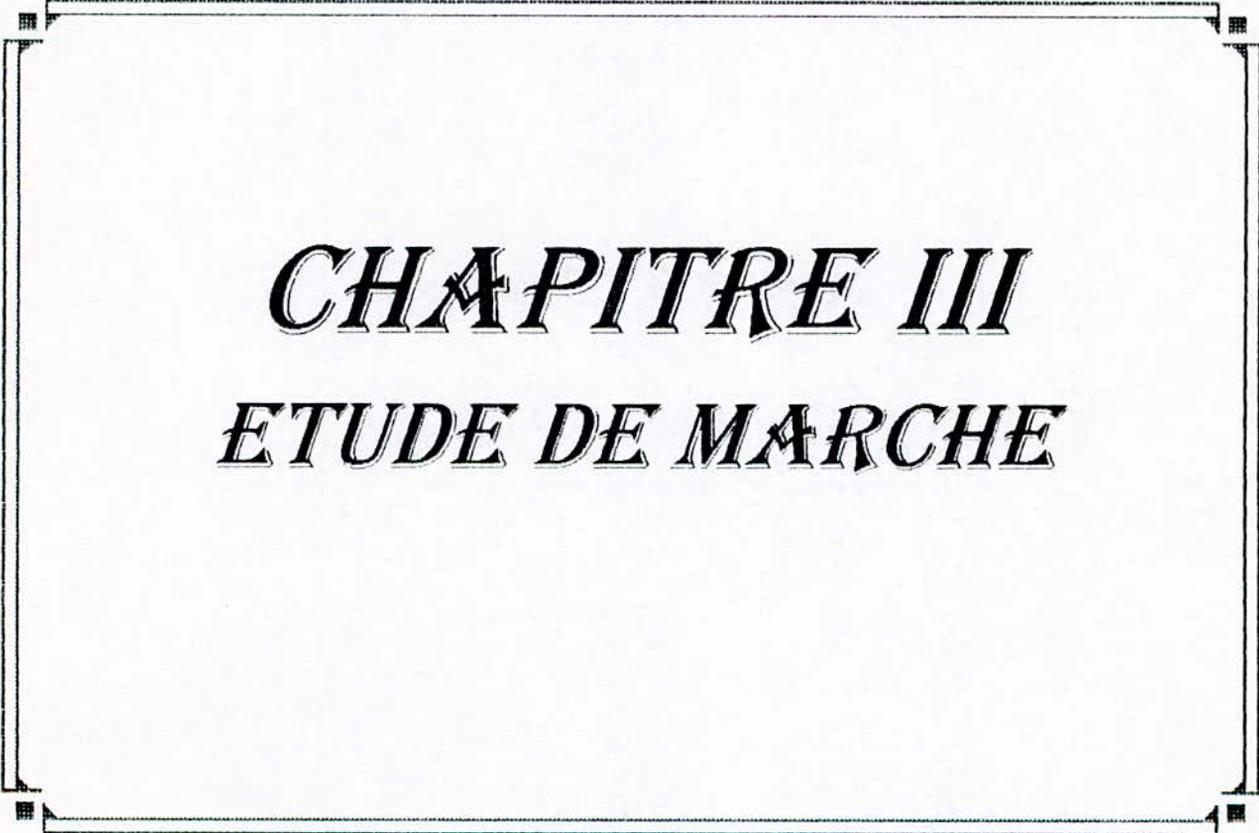
On peut constater des variantes de la méthode des chambres et piliers. Elles diffèrent selon que le défrètement est réalisé soit en montant ou descendant; avec ou sans remblayage, foudroyage, par le degré de préparation d'un chantier d'abattage; le tracé des voies d'accès, d'évacuation des produits et de circulation d'air.

4 - Cas d'application des différentes méthodes :

On résume les cas d'application dans le tableau ci-dessous :

Type de gisement	Pendage	Résistance du minerai	Résistance des épontes	Méthodes applicables
Couche ou filon très mince (moins de 1m)	fort	bonne ou mauvaise	bonne ou mauvaise	Tranche montante avec coupage d'épontes. Sous-niveaux abattus. Gradins droits.
Couche ou filon mince (de 1 à 4m environ)	faible	bonne	bonne	Chambres et piliers. Taille remblayée.
		bonne ou mauvaise	mauvaise	Traçage et défilage. Longue taille foudroyée. Longue taille remblayée.
	fort	bonne	bonne	Gradins droits ou renversés . Chambres magasins. Sous-niveaux abattus . Sous niveaux foudroyés . Chambre montante remblayée .
		bonne	mauvaise	Chambre montante remblayée . Chambre charpentée .
		mauvaise	bonne	Gradins droits . Sous-niveaux foudroyés . Chambre montante remblayée . Tranche unidescendante foudroyée . Chambre charpentée .
		mauvaise	mauvaise	Chambre charpentée . Chambre montante remblayée . Tranche montante avec remblai complet . Tranche unidescendante foudroyée .
Couche ou filon puissant (>4m)	faible	bonne	bonne	Chambres et piliers .
		bonne ou mauvaise	mauvaise	Tranche unidescendante foudroyée . Sous-niveaux foudroyés .
		bonne ou mauvaise	bonne	Gradins droits . Chambre charpentées .
	fort	bonne	bonne	Gradins droits . Chambres magasins . Sous-niveaux abattus . Chambre montante remblayée . Tranche montante à remblai complet . Chambre charpentée .
		bonne	mauvaise	Chambre montante remblayée . Chambre charpentée . Tranche montante à remblai complet . Tranche unidescendante foudroyée . Sous-niveaux foudroyés .
		mauvaise	bonne	Gradins droits . Chambre charpentée . Sous-niveaux foudroyés . Tranche unidescendante foudroyée . Bloc foudroyé .
mauvaise		mauvaise	Chambre charpentée . Tranche unidescendante foudroyée . Tranche montante à remblai complet . Sous-niveaux foudroyés .	
Amas		bonne ou mauvaise	bonne	Gradins droits . Chambres magasins . Sous-niveaux abattus . Tranche montante à remblai complet . Tranche montante remblayée .
		mauvaise	bonne ou mauvaise	Chambre charpentée . Tranche montante à remblai complet . Tranche unidescendante foudroyée . Sous-niveaux foudroyés . Bloc foudroyé .

Tableau 1 : CLASSIFICATION DES METHODES D'EXPLOITATION ET CAS D'APPLICATION DE CHACUNE D'ELLE



CHAPITRE III
ETUDE DE MARCHE

ETUDE DE MARCHE

1- CARACTERISTIQUES DES MARCHES DES MATIERES PREMIERES MINERALES : [4; 5]

a - Rigidité de l'offre :

a.1 - L'inertie dans le temps de l'activité minière :

Très long délai depuis la recherche minière jusqu'à la mise en production (5 à 10 ans).

a.2 - L'inertie financière :

- Nécessité d'engager des investissements de recherche très tôt, souvent quand la conjoncture n'est pas favorable;
- Nécessité d'engager des investissements, souvent très lourds pour la mise en production (sachant que les travaux de mise en production s'étendent sur 2 à 3 ans);
- Impossibilité de réduire la production dans les premières années à cause des charges financières.

a.3 - Relation entre les cours et la teneur :

- Lorsque les cours montent, des minerais plus pauvres deviennent économiques; en conséquence, avec une capacité de traitement de minerai donné, la teneur de coupure étant abaissée, et par la suite la quantité des produits marchands diminue.
- Lorsque les cours baissent, on augmente la teneur de coupure ce qui conduit à un écrémage du gisement, et on accentue les efforts de productivité; en conséquence, la quantité de produits marchands augmente.

a.4- En conclusion, l'offre est incapable de réagir aux fluctuations des cours à très court terme, à court terme, elle réagit plutôt en sens contraire; toute la difficulté est d'arriver à l'ajuster à moyen et long terme.

b- Asservissement de la demande :

b.1- Conjoncture générale :

La demande est liée à la conjoncture générale, modulée par les applications particulières de certains métaux (ex le bâtiment pour le zinc en Europe , l'automobile pour le zinc en Amérique du Nord).

b.2- Les paradoxes du consommateur :

L'industrie de transformation qui utilise les minerais et les métaux réagit aussi à contre sens dans le court terme.

- Lorsque les prix montent, la demande augmente car le consommateur reconstitue ses stocks et souvent les gonfle dans la crainte d'une hausse des prix.
- Lorsque les prix baissent, la demande diminue car le consommateur ajuste ses stocks au ralentissement de la conjoncture et même les réduit encore plus pour soulager sa trésorerie.

b.3- Les réactions psychologiques :

Le paradoxe économique des réactions à court terme est accentué par la psychologie des acheteurs qui cherchent à se couvrir au maximum, en cas de hausse des prix, et aussi par l'intervention des opérateurs qui se portent de préférence sur les marchés des matières premières quand les cours montent et se retirent quand les cours baissent

c- Dissymétrie entre l'offre et la demande :

En cas de surproduction, le producteur a toujours la possibilité technique de réduire l'offre en ralentissant sa production ou en stockant : C'est une question de financement pour lui.

Par contre le demandeur n'a pas la possibilité symétrique s'il y a pénurie; quels que soient ses moyens financiers il ne peut pas créer la production supplémentaire.

Cette dissymétrie constitue la principale difficulté pour la stabilisation des cours on peut toujours faire face à des surcapacités en établissant des quotas, en stockant, en

réduisant la production; mais en cas de pénurie et d'insuffisance de capacité, il n'existe aucun remède efficace à court terme, sauf celui de disposer de stocks de sécurité que le consommateur aurait eu la précaution de constituer à l'avance.

Le mécanisme naturel est donc tel que les producteurs se trouvent placés périodiquement en position de force par rapport aux consommateurs

d- L'impossible équilibre :

La rigidité de l'offre et l'asservissement de la demande provoquent un déséquilibre quasi permanent des marchés.

L'attitude des producteurs et des consommateurs amplifie encore ces déséquilibres à court terme, d'où une extrême sensibilité des prix si ceux-ci sont fixés par des mécanismes de bourse ou équivalent.

2- MECANISMES DE FORMATION DES PRIX :

La notion de prix d'une matière première et la façon dont les cours s'établissent est éminemment variable d'un produit à un autre. On notera que certains métaux font l'objet d'une cotation quotidienne, alors que d'autres font l'objet de contrat semestriels ou annuels et que d'autres, plus rares se traitent sur une base pluriannuelle.

En effet les cotations quotidiennes peuvent être celles de la bourse des métaux de Londres (L.M.E), ou d'une autre bourse de portée mondiale, ou bien ces cotations sont publiées régulièrement par des journaux spécialisés qui établissent des prix par consultation des principaux négociants de la place de New York ou de Londres.

a - Les cours de bourse correspondent à la situation où les producteurs et consommateurs s'en remettent à l'arbitrage technique d'un marché organisé par des négociants.

En principe la bourse fixe le prix marginal qui assure l'équilibre des offres et des demandes; De ce fait, elle est fondamentalement flexible, voire instable. producteurs; consommateurs, spéculateurs pourront intervenir à leur gré.

b - Le prix de barème fixé par le producteur présente l'avantage ; une certaine flexibilité peut être apportée par la pratique de rabais plus ou moins sélectifs.

L'expérience montre les limites et difficultés de chacun des systèmes :

- Les pays consommateurs se méfient des barèmes qui impliquent un minimum d'entente entre les producteurs, mais ils les apprécient dans la mesure où seuls ils permettent la mise en oeuvre d'un contrôle des prix.
- Les pays producteurs se méfient des cours de bourse, dont les variations peuvent leur porter de graves préjudices et qui permettent des bénéfices spéculatifs, mais finalement ils les acceptent souvent plus volontiers que des cours affichés qu'ils ne contrôlent pas et pour les quels ils soupçonnent des collusion entre les entreprises.

c - Le prix producteur : le prix est fixé par les producteurs présente l'avantage de la stabilité apparente : en effet, ce prix n'est révisé que lorsque le marché s'oriente nettement dans un sens. Une certaine flexibilité peut être apportée par la pratique de rabais plus ou moins sélectifs.

Ce système suppose une certaine entente entre les producteurs, qui doivent aussi se montrer raisonnables pour ne pas abuser du marché en certaines circonstances et perdre ainsi leur crédibilité ultérieure. Cependant, la stabilité de ce prix est un avantage certain pour les producteurs, et même pour les consommateurs qui défendent généralement ce système quand il existe.

D'un autre côté, le prix fixé par les producteurs facilite son contrôle des prix par des états tant à la production qu'à la consommation.

d- Le prix de marché :

Le prix est fonction de la force respective de négociants, de producteurs.

L'importance du marché libre varie considérablement suivant les métaux : elle dépend de la part du marché des producteurs, du degré d'intégration, de transparence et de l'équilibre de celui-ci. Des situations particulières du marché (pénurie, surplus) peuvent accroître l'importance du marché libre :

- En cas de pénurie, le prix du marché libre pourra être supérieur au prix du producteur.
- En cas de surplus, on aura la situation inverse.

e - Les prix de contrats :

L'établissement du prix de référence dépend de la structure du marché :

Marché de gré à gré : dans ce type de marché il y a peu d'acteurs; les contrats sont souvent fermés sur un an avec des révisions de prix éventuelles si un des paramètres fondamentaux du marché évolue de façon notable. C'est le cas du marché des minerais de fer, de manganèse et de chrome. Les prix sont fixés par référence aux premiers contrats passée entre fournisseurs et consommateurs importants.

- Marché captif : dans ce cas il s'agit de transactions entre sociétés et filiales, ou fournisseurs captifs à prix d'ordre.
- Marché mono ou oligopolistique : dans ce cas, il y a une place prépondérante sur le marché d'un ou plusieurs producteurs qui fixent les prix. C'est le cas du Ni, Co, Mo et Al (auparavant); et du Nb, Be, V (actuellement).
- Marché concurrentiel ou de petits métaux : dans ce cas la fusion du prix de référence dépend de la part du marché du principal fournisseur et de son attitude (cas de la chine pour le tungstène).

Sur ces marchés on a un mélange de prix producteur et de prix fixe par les négociants.

3- CONTRAINTES ECONOMIQUES SUR LA FORMATION DES PRIX :

Il est très intéressant d'analyser la nature des contraintes économiques qui sont propres à la mine et leur impact sur la formation des prix.

3.a - Les coûts de production minières :

Les coûts de production des substances minérales produite par une exploitation minière déterminés par deux facteurs principaux qui sont :

- Le coût de production du minerai tout-venant;
- La quantité du métal récupérée par tonne de tout-venant.

3.a.1- coût de production du tout-venant :

La composition de ces coûts est très différente selon qu'il s'agit d'exploitation en carrière ou en souterrain.

3.a.1.1 - Exploitation en carrière :

Le coût d'exploitation d'une carrière est essentiellement lié au rapport de découverte du gisement qui traduit l'enfouissement relatif de celui-ci.

3.a.1.2 - l'exploitation en souterrain :

La composition du prix de revient d'une mine souterraine est relativement constante.

3.b - Les coûts d'investissement minier :

L'une des contraintes les plus lourdes pour l'industrie minière est certainement l'importance des investissements initiaux.

La marge d'exploitation doit être très élevée pour faire face aux amortissements et aux charges financières. En période normale, cette marge doit être de même ordre que les dépenses elles même. Actuellement les taux d'intérêt réels atteignent des niveaux jamais constatés (très élevés) ce qui entraîne un véritable blocage des investissements miniers. Une autre caractéristique des projets miniers, mise en évidence par la crise de l'énergie, est l'inflation accélérée du coûts des investissements .

La sur inflation a été particulièrement aiguë en 1972 et 1976. Par exemple, pour du matériel de carrière. U.S. (pelle, dozer, camion, sondeuse), les prix ont largement doublé.

1- Le facteur teneur:

L'un des moyens pour le mineur de contrecarrer l'évolution franchement négative des coûts consiste à rechercher et à exploiter des gisements plus riches.

Ceci est contraire à l'évolution que l'on constate depuis le début du XX éme siècle. En effet, en 1900 par exemple, la teneur moyenne d'exploitation du cuivre était de 5 %; elle est aujourd'hui inférieure à 1 %.

Le même phénomène est constaté sur le Nickel et l'Etain et moins nettement sur le fer, plomb et le zinc, pour les quels la chute de teneur est de l'ordre de 50 % depuis le début du siècle.

Pour les grands métaux tels que leplomb, le zinc, le cuivre et le nickel, des gisements qui

étaient exploitables dans les années 1960, ne le sont plus aujourd'hui. Les teneurs limites d'exploitation, loin de décroître, ont pu être remontées systématiquement.

Encore cette nécessité d'accroître les teneurs de coupure est liée aux cours exceptionnellement élevées des métaux précieux et certains métaux tels que (cobalt, titane, germanium, tantale).

2- Les cours des métaux :

Les prix des métaux sont une contrainte économique pour les exploitants à court terme.

Ils sont une résultante de l'ensemble des autres contraintes économiques à plus long terme.

A très court terme, il y a l'évolution momentanée des arrivées et des demandes de métal sur le marché boursier.

A moyen terme, il y a la rigidité de la production minière face à une demande relativement peu stable. Il faut plusieurs années pour équiper une mine, en outre une fois la mine équipée, les coûts directs de productions sont faibles face à l'investissement initial et la mine continuera à produire même si elle n'amortit pas ses installations.

A plus long terme, les hauts cours provoquent une ruée sur l'investissement qui à son tour provoque la chute des cours.

En général on constate que les prix sont contrôlés par trois facteurs principaux :

- L'évolution de la demande.
- La distribution géologique des minerais.
- L'intensité du progrès technologiques au niveau de la prospection et de l'exploitation.

3 - Le facteur consommation :

La consommation des matières premières minérales et principalement des métaux non ferreux est extraordinaire, très sensible à la production industrielle comme le montre les études économiques de l'industrie minérale où, on constate que les variations de l'indice de consommation amplifient très sensiblement celles de l'indice de production.

CHAPITRE IV
ESTIMATION DES COUTS
OPERATOIRES ET DES
INVESTISSEMENTS D'UN PROJET
MINIER

ESTIMATION DES COÛTS OPERATOIRES ET DES INVESTISSEMENTS D'UN PROJET MINIER [5; 13]

INTRODUCTION :

Une fois le gisement identifié et les modalités de reconnaissance précisées, il faut aborder l'ensemble des problèmes d'évaluation économique.

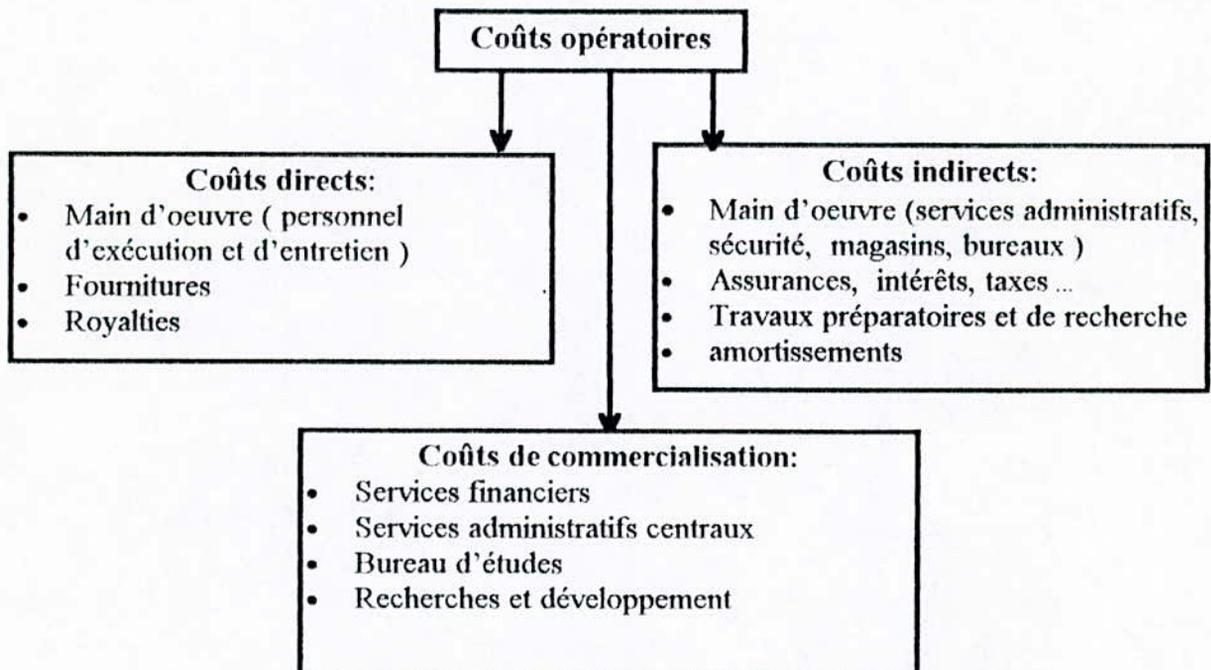
1 - ESTIMATION DES COÛTS

Les coûts d'une exploitation se répartissent en deux catégories :

- Les coûts opératoires : ce sont les dépenses liées au fonctionnement de l'exploitation.
- Les coûts d'investissement : ce sont les dépenses nécessaires, relativement lourdes, à consentir pour des opérations minières génératrices de recettes sur une période supérieure à celle d'un exercice fiscal.

1.a - Les coûts opératoires de la mine :

On les classe généralement en trois catégories, qui sont présentées dans le schéma suivant:



1.2 - Détermination des coûts opératoires :

Ils peuvent être déterminés selon de trois façons

- Par analogie avec d'autres mines au moins pour certaines opérations.
- Par modélisation de certains postes en fonction de ces paramètres essentiels suivi de l'application aux autres postes.
- Par analyse détaillée du projet, ce qui n'est complètement possible qu'au stade d'exploitation, c'est à dire après la décision de réaliser le projet.

Les coûts opératoires sont évalués en fonction de plusieurs paramètres, dont les principaux sont les suivants :

- La productivité du personnel dans les différentes opérations, qui est liée au degré de mécanisation et des conditions de chantier, elle donne accès aux coûts directs de main d'oeuvre en fonction de la production choisie.
- Les coûts unitaires de mains d'oeuvre;
- La méthode d'exploitation appliquée;
- Le procédé de traitement;
- La structure de l'entreprise, pour les coûts indirects et généraux.

Ces paramètres ne permettent de déterminer que les coûts directs, dont les coûts indirects et généraux sont estimés en pourcentage de ceux-ci, ou d'éléments de l'investissement.

A titre indicatif, on citera l'exemple suivant : (d'après GENTERY et O'NEIL, 1989)

- L'entretien et réparation représentent 2 à 5% de la valeur des matériels.
- Les coûts indirects représentent 10 à 30% des coûts directs;
- Les coûts généraux représentent 2% des ventes.

1.3 - Le modèle O'HARA:

C'est un modèle très simple dans lequel le coût de la main d'oeuvre est calculé à partir des effectifs de chaque sous-ensemble (mine, usine, entretien, services généraux) et d'un coût unitaire de main d'oeuvre (salaire + charges par poste de travail).

Les fournitures sont évaluées soit en fonction des effectifs, soit en fonction de la production journalière (mine et usine).(cf. tableau 1)

Partie	Paramètre	Intervalle de validité	Estimation du coût de m.o. (US\$/t)	Estimation du coût des fournitures (US\$/t)	Remarques
1. Mine à ciel ouvert	E_1 = effectif mine c.o. R_{c0} = (US\$/h/j) = salaire journalier $T_1(t/j)$ = production minéral + stérile	10 ³ à 10 ⁵ t/j	$MO_1 = E_1 * R_{c0} * T_1^{-1}$	$F_1 = 13,9 * T_1^{-0,1}$	
2. Mine souterraine	E_2 = effectif mine souterraine R_s = (US\$/h/j) = salaire journalier $T(t/j)$ = production minéral $W(m)$ = largeur des chantiers	500 à 7000t/j	$MO_2 = E_2 * R_s * T^{-1}$	$F_{21} = 45,9 * (T * W)^{-0,1}$ $F_{22} = 51,3 * (T * W)^{-0,1}$ $F_{23} = 31,1 * T^{-0,2} * W^{-0,1}$ $F_{24} = 19,6 * T^{-0,2} * W^{-0,1}$ $F_{25} = 25,6 * T^{-0,2} * W^{-0,1}$	Sous niveaux soattage par longs trous Vert. crater retreat Tranches non tantes ren- biayées Chambres ma- gasins Chambres et piliers
3. Usine de concentration	E_3 = effectif usine concentration R_c (US\$/h/j) = salaire journalier $T(t/j)$ = capacité de l'usine	500 à 7500t/j	$MO_3 = E_3 * R_c * T^{-1}$	$F_{31} = 32,1 * T^{-0,1}$ $F_{32} = 27,4 * T^{-0,1}$ $F_{33} = 30,2 * T^{-0,1}$	Traitement de l'or Métaux de base - mine- ral simple Métaux de base - mine- ral complexe
4. Entretien	E_4 = effectif entretien R_e (US\$/h/j) = salaire journalier		$MO_4 = E_4 * R_e * T^{-1}$	$F_4 = 12,6 * E_4$	
5. Services généraux	E_5 = effectif services généraux R_g (US\$/h/j) = salaire journalier		$MO_5 = E_5 * R_g * T^{-1}$	$F_{51} = 17,6 * E_5$ $F_{52} = 29,5 * E_5$	Projet dével. ds région mi- nière Projet dével. ds région san- infrastructur
6. Services administratifs	E_6 = effectif services administratifs R_a (US\$/h/j) = salaire journalier		$MO_6 = E_6 * R_a * T^{-1}$	$F_6 = 31,5 * E_6$	

Tableau 1 : Estimation des coûts opératoires pour mine, usine et services généraux (d'après O'HARA - 1987)

- Mine à ciel ouvert.
- Mine souterraine.
- Usine de traitement.
- Entretien électromécanique.
- Services généraux.
- Services administratifs.

Suivant la méthode d'exploitation et les activités de l'entreprise, l'utilisateur doit choisir les équations qui lui conviennent dans chacune de ces parties, Et par la suite le total des coûts opératoires sera donné comme suit :

$$\text{Coût opératoire(US\$)} = \sum (MO_i + F_i) + \text{Coût énergie électrique}$$

On remarque l'absence des coûts de l'énergie dans le tableau d'estimation des coûts opératoires.

Les équations d'estimation des coûts de l'énergie sont liées avec le mode de production d'énergie et le type d'exploitation (Voir tableau 2).

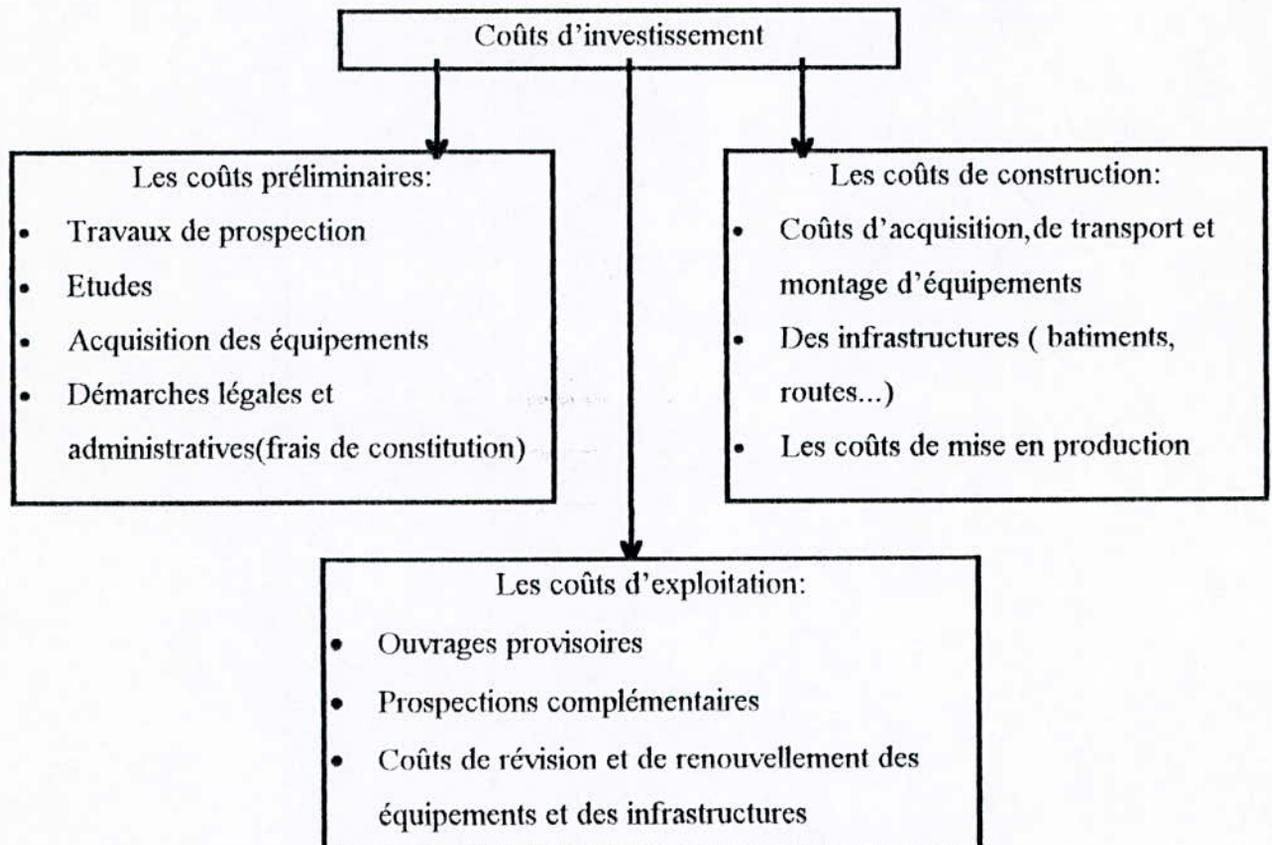
Type d'exploitation	Modes de production d'énergie		
	Générateur Diesel	Générateur à charbon	A partir des lignes de transmission publiques
Ciel ouvert	$128.6 \cdot T^{-0.5}$	$90.5 \cdot T^{-0.5}$	$1780 \cdot T^{-0.5} \cdot KWH$
Souterraine	$26.2 \cdot T^{-0.3}$	-	$655 \cdot T^{0.3} \cdot KWH$

avec : $T(t/j)$ = capacité de l'usine de traitement.
 KWH = Coût en kWh
 NB : Les estimations ont été faites en US\$ de l'année 1986/tonne traitée.

Tableau 2: Estimation du coût d'énergie électrique pour (mine + usine)

2- LES COÛTS D'INVESTISSEMENT:

Comme dans le cas des coûts opératoires, les coûts d'investissement se répartissent également en trois classes, schématisés comme suit:



Les principaux paramètres d'estimation des investissements:

- La production journalière de minerai brut pour la mine souterraine et pour l'usine de traitement.
- Le tonnage (ou le volume) de découverte préalable pour la mine à ciel ouvert.
- La production journalière de minerai stérile de la mine à ciel ouvert.
- La section et la profondeur pour les puits.
- La dimension des pelles et camions pour la mine à ciel ouvert.

- La dimension des chantiers pour les équipements de la mine souterraine.
- L'indice de Broyabilité (indice de Bond) pour le concassage et le broyage.
- La productivité moyenne pour les effectifs (en fonction du degré de mécanisation).
- Types d'équipements pour la consommation d'énergie.

Le modèle O'HARA a été publié en février 1980 dans le *CIM Bulletin* (Canadian Institute of mining).

On note bien que des changements ont été effectués sur les équations. Concernant la transformation des estimations du C\$ en US\$, l'actualisation de \$78 en \$86, et la modification des unités du système anglais en système international.

2.1. Coût d'investissement -Mine à ciel ouvert:

L'estimation du coût d'investissement des mines à ciel ouvert sera faite par la somme des estimations partielles suivantes :

- Préparation du site.
- Découverte préalable du corps minéralisé.
- Equipements miniers.
- Installation d'entretien d'équipements miniers.
- Energie, eau...
- Etudes de faisabilité.
- Supervision du projet, constructions provisoires.
- Encadrement de préproduction .
- Fonds de roulement (estimés dans le coût d'investissement de l'usine de traitement).

Partie	Paramètre	Intervalle de validité	Equation d'estimation *	Remarques
1. Préparation du site	$T_c(t/j) =$ production de minerai+stérile	10^3 à 10^5 t/j	$C_{11} = 7786 * T_c^{0.5}$	topographie accidentée et végétation intense
			$C_{12} = 3114 * T_c^{0.5}$	topographie plate et végétation légère
2. Découverte préalable	$T_d(t) =$ tonnage de découverte	10^4 à 10^7 t	$C_{21} = 1245 * T_d^{0.5}$	terre végétale
			$C_{22} = 13235 * T_d^{0.5}$	roche consolidée
3. Equipements miniers	$P(m^3) =$ taille des peiles	3 à 11.5 m ³	$C_{31} = 415155 * N_b * P^{0.73}$	équip. de chargement: N _b : nombre de peiles équip. de transport: N _c : nombre de canions équip. de foration
	$C(t) =$ taille des canions	35 à 150 t	$C_{32} = 13347 * N_c * C^{0.85}$	
			$C_{33} = 2.33 * C_{31} * T_c^{-2.2}$	
4. Installation d'entretien	$T_c(t/j) =$ production de minerai+stérile	10^3 à 10^5 t/j	$C_4 = 229060 * T_c^{0.3}$	y compris les équip. utilisés ds entretien
5. Energie électrique	Estimée dans le coût d'investissement de l'usine de traitement			
6. Frais d'études	4 à 6% de $(C_{11} + C_{12} + C_{21} + C_{22})$ plus 6 à 8% de $(C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$			
7. Supervision du projet et const. provisoires	8 à 10% de $(C_{11} + C_{12} + C_{21} + C_{22} + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$			
8. Encadrement de pré-production	4 à 7% de $(C_{11} + C_{12} + C_{21} + C_{22} + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$			
9. Fonds de roulement	Estimé dans le coût d'investissement de l'usine de traitement			

Tableau 3 : Estimation des coûts d'investissement -mine à ciel ouvert (d'après O'HARA)

Les paramètres $P(m^3)$, N_p , C et N_c intervenant dans le tableau (3) ont les désignations et les formules suivantes:

Paramètre	Désignation	Formule2
$P(m^3)$	La taille de la pelle	$P(m^3) = 0.1 \cdot T_t^{0.4}$
N_p	Nombre des pelles	$N_p = 0.0055 \cdot (1/P) \cdot T_t^{0.8}$
C	La taille des camions	$C(t) = 10.76 \cdot P^{1.1}$
N_c	Nombre des camions	$N_c = 0.22 \cdot (1/C) \cdot T_t^{0.8}$

2.2- Coût d'investissement

-Mines souterraines:

L'estimation du coût d'investissement des mines souterraines est faite par la somme des estimations suivantes:

- Fonçage du puits.
- Travaux préparatoires.
- Tour d'extraction.
- Installation d'air comprimé.
- Equipements miniers fond.
- Installation d'entretien fond.
- Energie, lignes de transmission, eau...(estimés dans le coût d'investissement de l'usine de traitement).
- Etudes de faisabilité.
- Supervision du projet et constructions provisoires.
- Fonds de roulement.
- Encadrement de préproduction.

Partie	Paramètre	intervalle de validité	Equation d'estimation	Remarques
Fonçage du puits	$A(m^2)$ = surface de la section transv. $D_p(m)$ = diamètre (Te)	12 à 30m ² 4 à 6m	$C_{11} = 161175 * A^{0.25} + 1205 * F * A^{0.15}$ $C_{12} = 214900 * D_p^{0.5} + 2550 * F * D_p^{0.7}$	puits rectangulaire, F(m)=protondeur puits puits circulaire
Travaux de développement	T(t/j) = production mineral	500 à 7000t/j	$C_2 = 25281 * T * W^{0.6}$	W(m)=largeur moyenne des chantiers. Réserves préparées à l'expl. = 1400 * T
Tour d'extraction	D(mm) = diamètre du tambour (Te)	1830 à 4270mm	$C_{31} = 1.45 * D^{1.4} * H^{0.2}$ $C_{32} = 11.1 * (D/10)^{1.2}$ $C_{33} = 11.2 * (D/100)^{1.2}$ $C_{34} = 1.32 * L^{1.4} * (D/10)^{1.2}$	équip. d'extraction: n(W)=puissance moteur installation equip. bâtiments tour chevalement: L(m)= hauteur chevalement
4. Installations d'air comprimé	Q(m ³ /min) = consom. d'air (Tt)	56 à 340m ³ /min	$C_{41} = 9560 * Q^{0.8}$ $C_{42} = 3146 * Q^{0.7}$	compresseur installation
5. Equip. miniers fond	Tt(t/j)=production mineral+stérile	500 à 7000t/j	$C_5 = 19805 * W^{0.2} * T_t^{0.7} (3 < W < 15m)$ $= 45040 * T_t^{0.7} (pour W > 15m)$	y compris installation: W(m)=largeur moyenne des chantiers
6. Installations entretien fond	Tt(t/j)	500 à 7000t/j	$C_6 = 21800 * T_t^{0.5}$	
7. Energie électrique	Estimée dans le coût d'investissement de l'usine de traitement			
8. Frais d'études	4 à 6% de (C ₁₁ + C ₁₂ + C ₂) plus 6 à 8% de (C ₃₁ + C ₃₂ + C ₃₃ + C ₃₄ + C ₄₁ + C ₄₂ + C ₅ + C ₆)			
9. Supervision du projet et const. provisoires	8 à 10% de (C ₁₁ + C ₁₂ + C ₂ + C ₃₁ + C ₃₂ + C ₃₃ + C ₃₄ + C ₄₁ + C ₄₂ + C ₅ + C ₆)			
10. Encadrement de pre-production	4 à 7% de (C ₁₁ + C ₁₂ + C ₂ + C ₃₁ + C ₃₂ + C ₃₃ + C ₃₄ + C ₄₁ + C ₄₂ + C ₅ + C ₆)			
11. Fonds de roulement	Estimé dans le coût d'investissement de l'usine de traitement			

Tableau 4 : estimation des coûts d'investissement - mines souterraines
(d'après O'HARA)

Les paramètres $A(m^2)$, $D_p(m)$, $D(mm)$, $H(W)$, $S(m/min)$, $L(m)$, $Q(m^3/min)$ qui interviennent dans les équations d'estimation du coût d'investissement de la mine souterraine ont les formules et les désignations suivantes:

Paramètre	Désignation	Formule d'estimation	Remarque
$A(m^2)$	Section transversale d'un puits rectangulaire	$A(m^2) = 1.63 \cdot T_e^{0.33}$	T_e : la quantité extraite en t/j
D_p	Diamètre d'un puits circulaire	$D_p(m) = 1.6 \cdot T_e^{0.15}$	-
$D(mm)$	Diamètre du tambour d'extraction en mm	$D(mm) = 25.4 \cdot (44 \cdot T_e + 192 \cdot h^{0.5} \cdot T_e^{0.6} + 1.61 \cdot h^{0.3} \cdot T_e^{1.2})^{0.375}$	-
$H(W)$	La puissance	$H(W) = 0.52 \cdot S \cdot (D/100)^{2.4}$	S vitesse d'extraction en m/min
$L(m)$	Hauteur de chevalement	$L(m) = 3.00 \cdot (D/1000) + 0.10 \cdot (D/1000)^3 + 1.98 \cdot T_e^{0.33}$	-
$Q(m^3)$	Consommation d'air en m^3/min	$Q(m^3) = 5.92 \cdot T_i^{0.46}$	T_i : quantité (stérile + minéral) en t/j

2.3- Coût d'investissement pour l'usine de traitement et l'installation de surface:

L'estimation du coût d'investissement nécessaire pour l'installation de l'usine de traitement doit comprendre les estimations partielles suivantes:

- Préparation du terrain.
- Fondations.
- Installations de concassage, de stockage de minéral tout venant, convoyeurs à bande.
- Bâtiments de l'usine.
- Broyage, stockage des fines.
- Unité de concentration.
- Unité d'épaississement et de filtrage.
- Unité de stockage et de chargement du concentré.
- Production et distribution d'électricité (mine / usine).

- Bassins de décantation.
- Approvisionnement d'eau (mine / usine).
- Services auxiliaires.
- Routes d'accès.
- Cité minière.
- Etudes de faisabilité.
- Supervision du projet et constructions provisoires.
- Fonds de roulement.

L'estimation de ces coûts fait intervenir un ensemble de facteurs nécessaires pour chaque estimation partielle. Les valeurs de ces facteurs en fonction de spécificité du projet à estimer, sont données dans le tableau suivant:

Facteur	Valeur	Caractéristiques du projet
F_s : Conditions du terrain	1.0	- Terrains plats avec moins de 3m de découverte
	1.5	- Terrains légèrement inclinés et peu de travaux à explosif
	2.5	- Terrains fortement inclinés et peu de travaux à explosif
F_c : Appui des fondations	1.0	- Roche solide
	1.8	- Sable et gravier
	3.5	- Sol humide
F_w : Conditions climatiques	1.0	- Climat doux
	1.8	- Climat froid avec enneigement modéré
	2.5	- Climat rude avec enneigement intense
F_g : Conditions de broyage	1.0	- Minerai pas dur
	1.5	- Minerai moyennement dur
	1.8	- Minerai dur
F_p : Conditions de concentration	1.0	- Cyanuration de minerai d'or
	1.2	- Flottation de minerai de cuivre
	1.6	- Flottation de minerai de cuivre à haute teneur avec Zn récupérable
	2.0	- Flottation sélective des minerais complexes (Pb/Zn/Ag ou Cu/Pb/Zn)
	5.0	- Minerais d'or complexes: flottation, grillage, cyanuration - Concentration gravimétrique
F_f : Conditions de filtrage	1.0	- Minerai à cuivre à basse teneur
	1.6	- Minerai de cuivre à haute teneur avec Zn récupérable
	2.0	- Minerais complexes: Pb/Zn/Ag ou Cu/Pb/Zn
	3.0	- Minerais d'or cyanurés

Dans le tableau récapitulatif (5) existent quelques paramètres qui doivent être définis:

1. La consommation de pointe d'énergie:

a - Pour mine souterraine + usine:

$$P(\text{kW}) = 28.9 \cdot T^{0.7}$$

b - Pour mine à ciel ouvert + usine:

$$P(\text{kW}) = 142.8 \cdot T^{0.5}$$

T = Capacité de l'usine en tonnes par jour.

2. L'approvisionnement d'eau est estimé par:

a - Pour l'eau propre:

$$Q(\text{m}^3 / \text{min}) = 0.916 \cdot (T / 100)^{0.6}$$

dans le cas de sources abondantes et facilement accessibles.

$$Q(\text{m}^3 / \text{min}) = 0.191 \cdot (T / 100)^{0.6}$$

b - Pour l'eau recyclée:

$$Q_r(\text{m}^3 / \text{min}) = 0.034 \cdot (T / 100)^{0.6}$$

dans le cas de recyclage, quand les sources d'eau sont rares. •

2.4 - Estimation des effectifs:

Les effectifs sont divisés en mine, usine de concentration, entretien et services. Dans le tableau (6) nous présentons les expressions d'estimation à utiliser en fonction des caractéristiques du projet à estimer.

L'effectif total est calculé par:

$$E = E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5 + E_6$$

Partie	Paramètre	Intervalle de validité	Equation d'estimation	Remarques
1. Préparation du terrain	$T(t/j)$ = capacité de l'usine	500 à 7000t/j	$C_1 = 61083 * T^{0.3} * F_s$	F_s = facteur des conditions terrain
2. Fondations	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_2 = 31143 * T^{0.5} * F_c$	F_c = facteur de l'appui fondations
3. Installations de concassage	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_3 = 70073 * T^{0.5}$	
4. Bâtiments de l'usine	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_4 = 46715 * T^{0.5} * F_w$	F_w = facteur des conditions climatiques
5. Broyage et stockage	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_5 = 12703 * T^{0.7} * F_g$	F_g = facteur des conditions de broyage
6. Unité de concentration	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_6 = 3970 * T^{0.7} * F_p$	F_p = facteur des conditions de concentration
7. Epaissement et filtrage	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_7 = 7786 * T^{0.5} * F_t$	F_t = facteur des conditions de filtrage
8. Stockage du concentré	$T_c(t/j)$ = production concentré	20 à 500 t/j	$C_8 = 6414 * T_c^{0.4}$	
9. Energie électrique	$P(KW)$ = consom. de pointe $M(Km)$ = longueur lignes extension	2000 à 30000KW	$C_{91} = 68218 * P^{0.6}$ $C_{92} = 6674 * P^{0.4}$ $C_{93} = 519 * P^{0.4} + 55000 * M$ $C_{94} = 890 * P^{0.4}$	Générateur à charbon Générateur diesel Substation Système distribution à basse tension
10. Bassins de décantation	$T(t/j)$	500 à 7000t/j	$C_{10} = 12457 * T^{0.5}$	Barrage en topographie favorable
11. Approvisionnement d'eau	$Q(m^3/min)$ = besoin d'eau	2 à 30 m ³ /min	$C_{111} = 41392 * L * Q^{0.5}$ $C_{112} = 86783 * Q^{0.6}$ $C_{113} = 113195 * Q^{0.6}$	Lignes de captation eau; $L(Km)$ =longueur Pompage d'eau propre: Q d'eau propre Pompage eau recyclée Q d'eau recyclée
12. Services auxiliaires	E = effectif total		$C_{12} = 11864 * E^{0.4}$	
13. Route d'accès	$R(Km)$ =longueur route $b(m)$ =longueur ponts		$C_{131} = 185000 * R$ $C_{132} = 1145 * b^{1.5}$	Route Pont
14. Cité minière	E = effectif total		$C_{141} = 30000 * E$ $C_{142} = 82000 * E$	Campement Cité minière

15. Frais d'études 4 à 6% de (1)+(2)+(13) plus 6 à 8% de (3)+(4)+(5)+(6)+(7)+(8)+(9)+(10)+(11)+(12)

16. Supervision du projet 8 à 10% de la somme des parties (1) à (14)

17. Encadrement de pré-production 4 à 7% de la somme des parties (1) à (14)

18. Fonds de roulement 4 mois des coûts opératoires à capacité nominale

Tableau 5 : Estimation des coûts d'investissement - usine de traitement (d'après O'HARA)

Effectifs	Paramètre	Intervalle de validité	Equation d'estimation	Remarques
Mine à ciel ouvert	$T_c(t/j)$ = production minerais + stérile	5000 à 100.000t/j	$E_1 = 0.504 * T_c^{0.5} + 0.032 * T_c^{0.7}$	
Mine souterraine	$T_c(t/j)$ = production minerais $W(m)$ = largeur chantier	500 à 7000t/j	$E_{21} = 12.87 * (T/W)^{0.5}$ $E_{22} = 3.31 * T^{0.7} / W^{0.5}$ $E_{23} = 2.66 * T^{0.7} / W^{0.5}$ $E_{24} = 1.30 * T^{0.7} / W^{0.5}$	Sous niveaux et abattage par longs trous Tranches montantes remblayées Chambres magasins Chambres et piliers (W = hauteur chambre)
Usine de concentration	$T(t/j)$ = capacité de l'usine	500 à 7500t/j	$E_{31} = 1.39 * T^{0.5}$ $E_{32} = 0.89 * T^{0.5}$ $E_{33} = 1.65 * T^{0.5}$ $E_{34} = 1.91 * T^{0.5}$	Traitement de l'or Métaux base / minerais simple avec <3 subst. récupérable; ex: Cu-Mo, Cu-Ag, Cu-Zn, Pb-Ag Métaux base / minerais complexe avec >2 subst. récupérable ou plus d'un procédé séparation pour la concentration Traitement uranium
Entretien électro-mécanique (mine+usine)	$M = E_1 + E_2 + E_3$		$E_{41} = 0.27 * M$ $E_{42} = 0.37 * M$ $E_{43} = 0.32 * M$ $E_{44} = 0.26 * M$ $E_{45} = 0.29 * M$	Ciel ouvert Sous niveaux et abattage par longs trous très mécanisé Tranches montantes remblayées avec déblayage mécanisé Chambres magasins pas très mécanisées Chambres et piliers pas très mécanisés
Services généraux	$M = E_1 + E_2 + E_3 + E_4$		$E_{51} = 0.055 * M$ $E_{52} = 0.10 * M$	Mine située dans région minière Mine située en région sans infrastructures
Services administratifs	$M = E_1 + E_2 + E_3 + E_4$		$E_6 = 0.08 * M$	

Tableau 6 : Estimation, des effectifs -mine, usine, et services généraux (d'après O'HARA - 1987)

CHAPITRE V
EVALUATION
ECONOMIQUE DU PROJET
MINIER

EVALUATION ECONOMIQUE D'UN PROJET MINIER

INTRODUCTION:

En réalité, l'évaluation économique d'un projet minier est l'évaluation du fonctionnement de l'entreprise qui va réaliser le projet ,puis exploiter la mine pendant toute sa durée de vie (d'année en année).

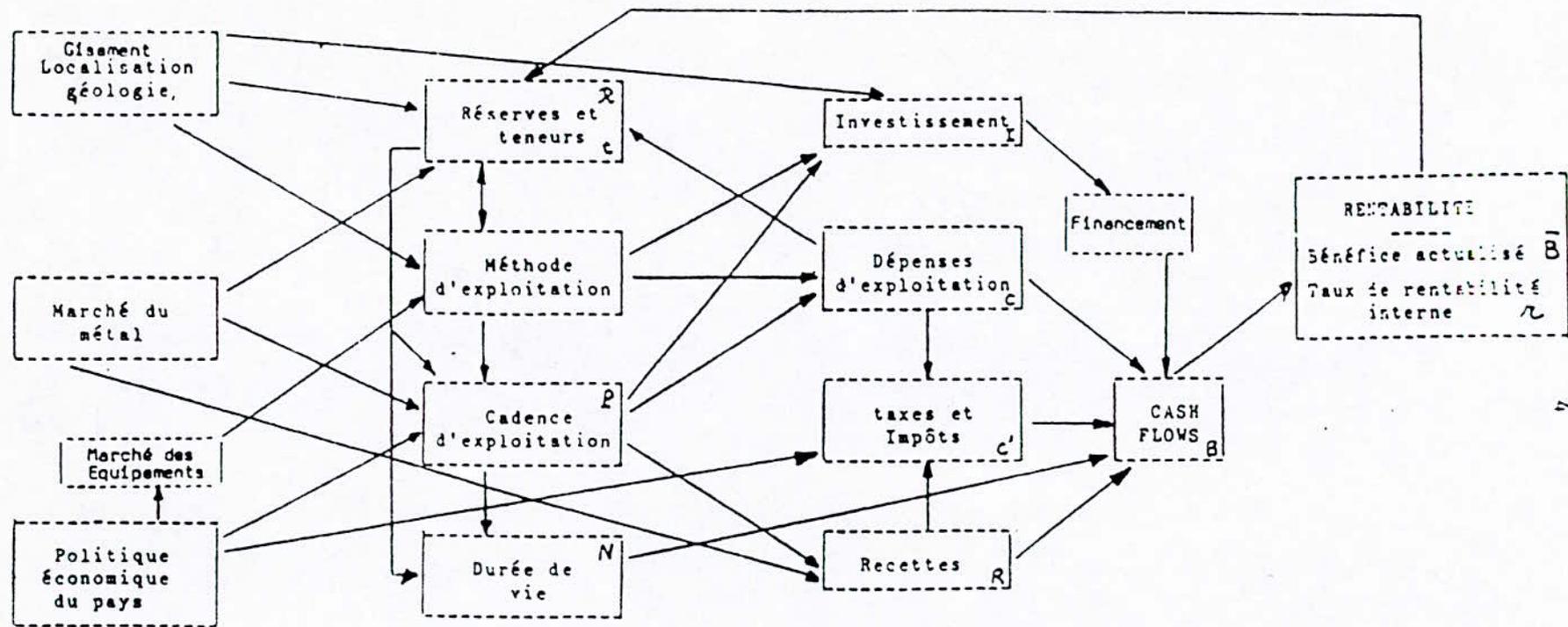
Il est donc nécessaire de se projeter dans le futur pour analyser le fonctionnement de l'entreprise, qui existera dès que la décision d'investissement aura été prise.

1- ORGANISATION DES DONNEES NECESSAIRES A LA METHODE D'EVALUATION [6]

L'évaluation finale d'un projet minier, qui apparaîtra dans le rapport de faisabilité, nécessite la plus grande masse d'informations, avec la meilleure précision possible.

Le schéma ci-après regroupe les principaux paramètres pour le calcul de la rentabilité prévisionnelle du projet, grâce à deux indicateurs "critères principaux": la valeur actualisée et le taux de rentabilité des capitaux investis.

- La valeur actualisée du projet est la somme des cash-flows annuels actualisés au taux choisi sur toute la durée du projet.
- Le taux de rentabilité interne des capitaux investis est le taux qui permet d'égaliser le décaissement dû à l'investissement, aux cash-flows prévisionnels générés par ce même investissement.
- Le cash-flow annuel :est la différence entre les entrées et le sorties de trésorerie au cours d'une année.
- Les entrées de fond sont essentiellement le produit des ventes de concentrés, accessoirement les produits financiers. Il s'y ajoute les emprunts effectivement reçus et les apports des capitaux d'actionnaires éventuels, dans la phase initiale principalement.
- Les sorties de fond sont de nature plus variée : dans la phase initiale il s'agit principalement du paiement des entreprises qui réalisent la mine et des intérêts intercalaires portant sur les premiers emprunts; plus tard lorsque le rythme de croisière



Paramètres de la rentabilité d'un projet minier

(DUCHENE 1978)

sera atteint, les sorties de fond seront principalement les remboursements des emprunts et des intérêts correspondants aux sommes non encore remboursées; les dépenses d'exploitation; les taxes et les impôts prélevés par la puissance publique; les investissements de renouvellement.

- Les mouvements financiers:(Emprunts, remboursements, intérêts sur les sommes non remboursées) sont directement liés au moment de l'investissement initial ,lequel dépend principalement de la dimension et de son contexte géologique et géographique.
- Les taxes et impôts dépendent de la politique économique du pays et pour une part au moins, des résultats de l'exploitation.
- Le produit des ventes : dépend de la quantité et de la qualité produits et des conditions de commercialisation.
- Les coûts opératoires: des techniques utilisées pour extraire (sélectivité) et traiter le minerai, ainsi du degrés de mécanisation des opérations qui fixe les besoins en main d'oeuvre et en matériel.

Cadence d'exploitation et durée de vie sont liées par le niveau des réserves exploitables lesquelles dépendent du gisement et du contexte économique.

2- Les mouvements de trésorerie de l'entreprise minière [5;15]

_____Les divers flux monétaires qui accompagneront la réalisation du projet puis l'exploitation de la mine sont les suivants:

- Les besoins (sorties):

- Paiement des investissements durant la phase de réalisation.
- Paiement des coûts opératoires : main d'oeuvre fournitures ,énergie , taxes...pendant la phase d'exploitation.
- Paiement des intérêts sur les emprunts.
- Remboursement des emprunts.
- Paiement des impôts sur le bénéfice selon la législation en vigueur.

- Les disponibilités (entrées):

- Fond propres mis par l'entreprise dans la réalisation du projet.
- Sommes empruntées.
- Produits des ventes, selon les contrats commerciaux

Pour maîtriser correctement les différents mouvements de trésorerie, il sera nécessaire d'établir une comptabilité détaillée par nature de flux et par période calendaire, pendant la réalisation du projet et ainsi pour toute la durée de vie de la mine:

- Compte d'exploitation annuel.
- Bilan en fin d'année.
- Compte de trésorerie.

Lors de l'étude de faisabilité du projet, c'est une prévision de la comptabilité prévisionnelle qu'il faut réaliser.

- Les cash-flows annuels:

Ils peuvent être estimés à partir des dépenses et des recettes en y ajoutant quelques considérations d'analyse financière de manière à établir un tableau qui est l'échéancier des cash-flows prévisionnels.

Cet échéancier se compose des échéanciers partiels suivants:

* Echéancier des investissements:

Pour la majorité des projets, les investissements doivent être réalisés préalablement à l'exploitation.

* Les différents échéanciers des cash-flows annuels:

On peut distinguer plusieurs échéanciers de calcul des cash-flows annuels, suivant le mode de financement:

• Premier cas:

On considère que le projet est financé par des capitaux propres, donc on suit l'échéancier suivant:

Année	Mouvement de trésorerie
Zéro	$-I_0 = CF_0$
1	$-I_1 = CF_1$
2	$-I_2 = CF_2$
Fin d'investissement 3	$-I_3 = CF_3$
Année de démarrage 4	$-I_4 - D_4 + R_4 = CF_4$
.	.
.	.
.	.
Année n	$-I_n - D_n + R_n = CF_n$
.	.
.	.
Année N	$+V_r - D_N + R_N = CF_N$

- Deuxième cas:

On mesure l'incidence de l'impôt sur le bénéfice et les modalités d'amortissement, sans emprunt; donc le calcul des cash-flows suit l'échéancier suivant:

Date	Mouvement de la trésorerie
Zéro	$-I_0 = CF_0$
1	$-I_1 = CF_1$
2	$-I_2 = CF_2$
Fin d'investissement 3	$-I_3 = CF_3$
Année de démarrage 4	$-I_4 - D_4 + R_4 = CF_4$
5	$-I_5 - D_5 + R_5 = CF_5$
Première année d'imposition 6	$-I_6 - D_6 + R_6 - IMP_6 = CF_6$
.	.
.	.
.	.
n	$-I_n - D_n + R_n - IMP_n = CF_n$
.	.
.	.
N	$+V_r - D_N + R_N - IMP_N = CF_N$

- Troisième cas:

On mesure l'impact d'un financement par l'emprunt en revenant au cas sans impôt sur le bénéfice, on obtient l'échéancier suivant:

Date	Mouvement de trésorerie
0	$-I_0 = CF_0$
1	$-I_1 + E_1 = CF_1$
2	$-I_2 + E_2 = CF_2$
3	$-I_3 + E_3 = CF_3$
4	$-I_4 - D_4 + R_4 + E_4 - INT_4 = CF_4$
.	.
.	.
.	.
n	$-I_n - D_n + R_n - REMB_n - INT_n = CF_n$
.	.
.	.
N	$+V_r - D_N + R_N - REMB_N - INT_N = CF_N$

- **Quatrième cas:**

On mesure l'impact des impôts avec financement des emprunts, en obtenant donc l'échéancier suivant:

Date	Mouvement de trésorerie
Zéro	$-I_0 = CF_0$
1	$-I_1 + E_1 = CF_1$
2	$-I_2 + E_2 = CF_2$
Fin d'investissement 3	$-I_3 + E_3 = CF_3$
Année de démarrage 4	$-I_4 - D_4 + R_4 + E_4 - INT_4 = CF_4$
.	.
.	.
.	.
n	$-I_n - D_n + R_n - REMB_n - INT_n - IMP_n = CF_n$
.	.
.	.
.	.
N	$+V_r - D_N + R_N - REMB_N - INT_N - IMP_N = CF_N$

- **Cinquième cas:**

En ajoutant au cas précédent l'apport des capitaux propres et par la suite on obtient l'échéancier suivant:

Date	Mouvement de trésorerie
Zéro	$-I_0 + CP_0 = CF_0$
1	$-I_1 + E_1 + CP_1 = CF_1$
2	$-I_2 + E_2 + CP_2 = CF_2$
3	$-I_3 + E_3 + CP_3 = CF_3$
4	$-I_4 - D_4 + R_4 + E_4 - INT_4 = CF_4$
5	$-I_5 - D_5 + R_5 - SD_5 - RCP_5 = CF_5$
.	.
.	.
.	.
n	$-I_n - D_n + R_n - SD_n - RCP_n - IMP_n = CF_n$
.	.
.	.
.	.
N	$+V_r - D_N + R_N - SD_N - RCP_N - IMP_N = CF_N$

3- LA MESURE DE LA RENTABILITE ECONOMIQUE:

La mesure de la rentabilité d'un investissement s'effectue en trois phases :

- Première phase : Regroupement des données.
- Deuxième phase : Détermination des cash-flows prévisionnels.
- Troisième phase : Application de la méthode autorisant le meilleur choix.

Les principaux critères de rentabilité des investissements:

Pour la mesure de la rentabilité des investissements, on distingue plusieurs critères, dont les principaux sont les suivants:

3.1- La valeur actuelle nette (VAN ou NPV):

C'est le critère de base de calcul économique pour un investissement de durée n années générant des résultats (cash-flows) CF_1, CF_2, \dots, CF_n . La valeur actualisée est définie par:

$$NPV = VAN = -I + \sum_{k=1}^n CF_k / (1+a)^k \quad \text{avec } a = \text{taux d'actualisation}$$

En pratique, la valeur actuelle nette est assez peu utilisée, dans la mesure où elle n'est pas considérée comme un critère suffisant pour la discrimination des projets dès lors que l'enveloppe de financement ne permet pas tous les projets, dont la valeur actualisée est positive.

C'est pourquoi les entreprises préfèrent les deux critères issus de celle-ci:

- Le taux d'enrichissement en capital.
- Le taux interne de rentabilité.

3.2- Le taux d'enrichissement en capital (Les choix des investissements de l'entreprise):

Le taux d'enrichissement relatif en capital d'un investissement est défini comme le rapport entre le cash-flow net actualisé (VAN) de ce projet et le montant de l'investissement initial. Si cet investissement initial s'étale sur plusieurs années, on calcule le montant actualisé global des dépenses annuelles d'investissement. En notant alors:

P comme le taux d'enrichissement en capital.

VAN : la valeur actuelle nette.

I_a : Le montant de l'investissement éventuellement actualisé.

On a par définition:

$$P = VAN / I_a$$

Selon ce critère, un projet d'investissement est jugé intéressant si son taux d'enrichissement en capital est supérieur à une certaine valeur fixée à priori, et la meilleure variante d'un projet d'investissement est celle qui a le taux d'enrichissement relatif en capital le plus élevé.

3.3- Le taux interne de rentabilité:

Celui-ci est défini comme le taux d'actualisation r qui annule la valeur actualisée du projet; pour un investissement initial I , le TIR (taux interne de rentabilité) est donc :

$$I = \sum_{k=1}^n CF_k / (1+r)^k$$

Ce critère est dans la pratique nettement utilisé que le précédent à cause de:

- ◆ le classement des projets par TIR décroissant n'impose pas le choix d'un taux d'actualisation.
- ◆ le TIR est homogène à un taux d'intérêt ce qui le rend plus utilisé.

3.4- Le critère de délai de récupération:

Le délai de récupération ou également le temps de retour.

Selon le critère de la durée de récupération des capitaux, un projet d'investissement est jugé intéressant si sa durée de récupération des capitaux est inférieure à une certaine valeur fixée à priori, et la meilleure variante d'un projet d'investissement est celle qui a la durée de récupération des capitaux la plus courte.

Si on note D la durée de récupération des capitaux est inférieure à une certaine valeur pour laquelle:

$$\sum_{i=0}^D \frac{CF_i}{(1+a)^i} = 0 \text{ avec } D < n$$

3.5- Formules et étapes de calcul pratique des cash-flows:

- **Le tonnage de concentré :**

résulte directement du tonnage de minerai extrait, de sa teneur et du rendement de l'usine de concentration, donc il se calcule par la formule suivante:

$$P_C = P_{TV} \cdot t_{TV} \cdot \rho / T_C$$

avec :

P_{TV} : le tonnage du minerai .

t_{TV} : la teneur du minerai .

ρ : le taux de récupération .

T_C : la teneur du concentré.

- **La recette de la mine :**

La recette de la mine est exprimée par:

$$R = P_C \cdot p_v$$

avec:

P_C : le tonnage du concentré .

p_v : le prix de vente de la tonne du minerai .

- **Le prix de vente de la tonne du concentré:**

Il résulte le plus souvent de l'application de formules de vente basées sur la valeur du métal contenu, et la déduction par le fondeur de cette valeur des frais de traitement, de transport, et des pertes de fonderie .

Les formules internationales les plus courantes pour les métaux de base, s'écrivent comme suit:

$$p_v = Q \cdot (T - \beta) - F - \text{transport.}$$

ou

$$p_v = \alpha \cdot Q \cdot T - F - \text{transport.}$$

avec

α : partie payable du métal .

β : déduction unitaire pour les pertes en fonderie.

F : frais de fusion et raffinage.

transport : frais de transport du concentré entre l'usine de traitement et la fonderie .

Q : cours du métal .

A cette formule de base , peuvent s'ajouter des bonifications ou se soustraire des pénalités (les impuretés comme le mercure ou être considérés comme présence gênante d'autres métaux que le métal principal) .

- **Les coûts opératoires annuels :**

Ils sont calculés par la relation suivante :

$$CO_p = P \cdot CO_u$$

avec:

P : la cadence de production annuelle en tonnes.

CO_u : le coût opératoire unitaire .

- **Le bénéfice avant taxe :**

C'est la différence entre la recette et les coûts opératoires , ils se traduisent par la formule suivante:

$$B_{at} = R - CO_p$$

- **Bénéfice taxable :**

C'est le bénéfice obtenu après l'amortissement de l'investissement initial , il se calcule par la formule suivante ;

$$B_t = B_{at} - Am$$

avec Am : l'amortissement .

- **Les intérêts :**

L'intérêt est défini comme une somme payée au prêteur pour utiliser l'argent emprunté.

On distingue deux sortes d'intérêts:

L'intérêt simple est le pourcentage annuel d'un montant emprunté , lequel est payé pour son utilisation durant une certaine période . Quand l'intérêt n'est pas payé après une certaine période, et qu'il est ajouté en devenant partie integrante du montant emprunté, L'intérêt calculé est dit composé . *L'intérêt composé* est généralement représenté par :

$$F = C_E \cdot (1 + i)^n$$

où :

F : le montant futur .

C_E : capital emprunté .

i : taux d'intérêt .

n : nombre d'années .

L'intérêt composé peut être calculé annuellement, trimestriellement, mensuellement ou journalièrement ; les montants sont toujours élevés quand les intérêts sont calculés pour des périodes de plus en plus petites .

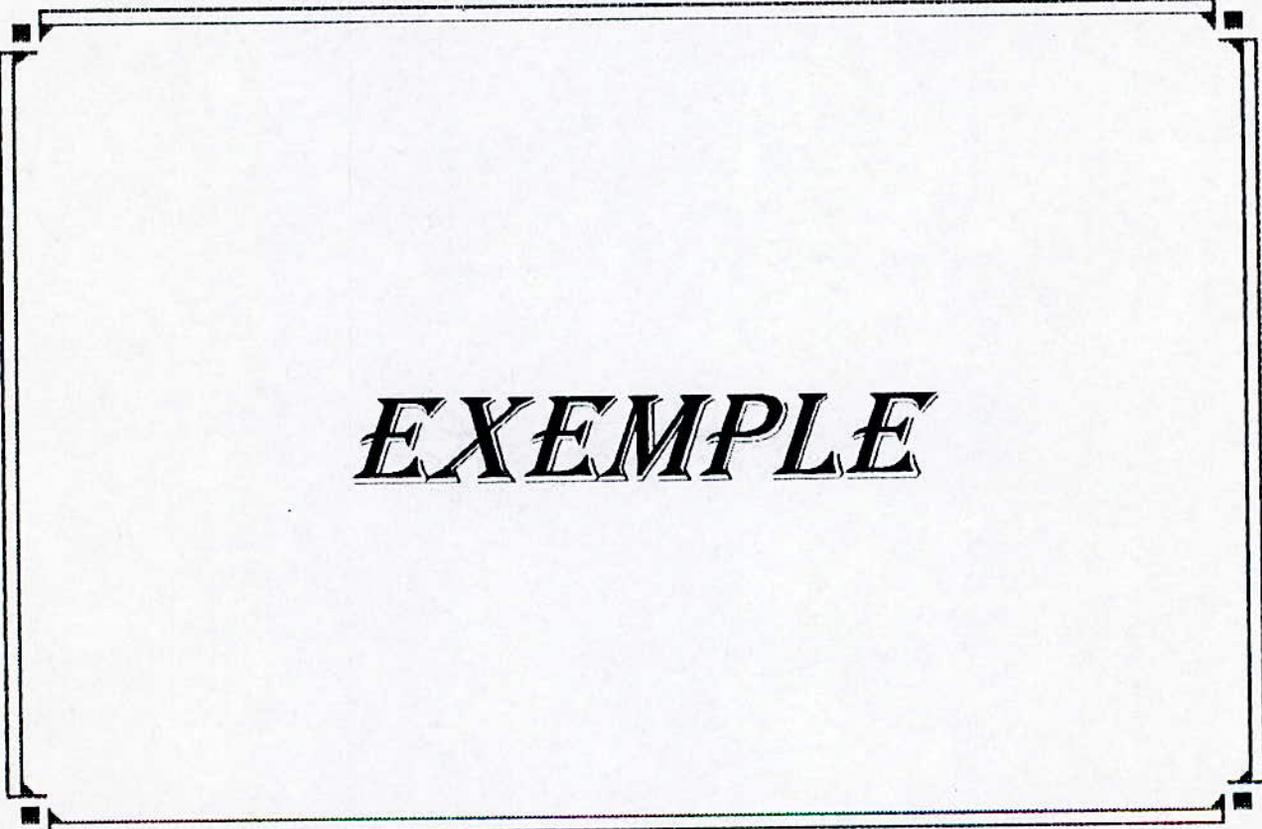
- **Profit net :**

C'est le bénéfice obtenu après déduction des impôts , il est représenté par :

$$P_n = B_{tax} - \text{Impôt}$$

- **Cash-flow :**

C'est la différence entre l'encaissement et le décaissement de l'entreprise (voir les différents échéanciers précédents)



EXEMPLE

EXEMPLE

INTRODUCTION :

Le but recherché par l'exemple mis à notre disposition, est l'étude de la faisabilité économique d'un projet d'exploitation d'une mine de cuivre et de zinc qui sont associés à l'argent et l'or natif .

Il s'agit de la mine de Louvicourt .

1- SITUATION GEOGRAPHIQUE :

Le gisement de Louvicourt se situe à 23 km ,à l'Est du val d'or , Québec .

2- TRAVAUX DE PROSPECTION:

L'entreprise dite " Aur ressources " a réalisé des travaux de recherche très avancés pour montrer la faisabilité économique du projet .

Pour cela , deux puits soutenus par le béton , un pour la recherche et l'autre pour la production ont été creusés , ainsi des développements latéraux ont été projetés (travers-banc et galeries) .

Suite à l'exploration souterraine, la finalisation de l'étude de faisabilité est estimée fin- 1993 (les informations ont été regroupées afin de réaliser plus de 60 sondages entre mai 1989 et décembre 1990) .

3- LA GEOLOGIE :

Le gîte est composé d'une série de six massifs sulfuriques qui prennent la forme de lentilles étendues à 550 mètre dans la direction Est-ouest et plongent vers le Nord entre 68° et 85° .

4- LA MINERALISATION :

Les massifs sulfuriques se composent de pyrite (FeS_2), chalcopirite (CuFeS_2), blende et une petite partie de pyrrotite. La galène (ZnS) et l'or natif , inclus dans une séquence renversée des roches volcanoclastiques archéennes du Malartique supérieur .

5- LES DONNEES DU PROJET :

- Les réserves exploitables sont estimées à 22.8 Millions de tonne de minerai polymétallique
- La cadence de la mine est estimée par la formule de Taylor à 14 ans

$$N = 6.5 \cdot \sqrt[3]{22.8} \approx 14 \text{ ans.}$$

- Les coûts d'investissement pour la réalisation du projet (usine commerciale de capacité de 5000 t/j) ont été estimés à 326.4 MC\$, et l'étude de faisabilité de ce projet a été complétée en 1991 à des prix de cours des métaux :

1 US\$ /Lb de Cu , 360 US\$/OZ d'or , 4 US\$/OZ d'argent et 0.6 US\$/Lb du Zn.

A la base de ces prix , les coûts opératoires sont évalués à 39.77 C\$/t .

- La teneur de chaque métal :

Cu : 4.01%.

Zn : 1.99%.

Ag : 0.99 OZ/t.

Or : 0.039 OZ/t.

Les données du projet sont les suivants (cf. Tableau ci-dessous) .

Les données du projet			
1 - Minerai			
Dénomination	désignation	unité	Valeur
Réserves minières	Rm	Mt	22.8
Teneur du cuivre	t _{Cu}	%	4.01
Teneur du zinc	t _{Zn}	%	1.99
Teneur d'argent	t _{Ag}	g/t	30.69
teneur d'or	t _{Au}	g/t	1.21
Investissement initial	I	MC\$	326.4
Coûts opératoires	C _{op}	C\$/t	39.77
Prix du cuivre	P _{Cu}	C\$/t	2200
Prix du zinc	P _{Zn}	C\$/t	1320
Prix d'argent	P _{Ag}	C\$/g	0.13
Prix d'or	P _{Au}	C\$/g	11.61
Valeur d'une tonne de minerai [C\$/t]			90.99
2 - Concentrés			
Teneur du cuivre	t _{Cu}	%	26
Récupération	r	%	95.6
Teneur du zinc	t _{Zn}	%	53
Récupération	R _{Zn}	%	79.5
Récupération d'argent	R _{Ag}	%	78
Récupération d'or	R _{Au}	%	70
3 - Production			
1 ^{ère} année	P ₃	Mt/an	0.64
2 ^{ème} année	P ₄	Mt/an	1.05
3 ^{ème} année	P ₅	Mt/an	1.4
4 ^{ème} à 13 ^{ème} année	P _{6 à 15}	Mt/an	1.8
16 ^{ème} année	P ₁₆	Mt/an	1.71
4 - Investissement [%/An]			
Nombre d'années d'investissement			3
Pourcentage d'investissement en 1 ^{ère} année			20%
Pourcentage d'investissement en 2 ^{ème} année			40%
Pourcentage d'investissement en 3 ^{ème} année			40%

TAB 7 : DONNEES DU PROJET

Analyse des résultats

Les calculs de faisabilité du projet d'exploitation de la mine de Louvicourt nous ont permis d'obtenir les résultats suivants :

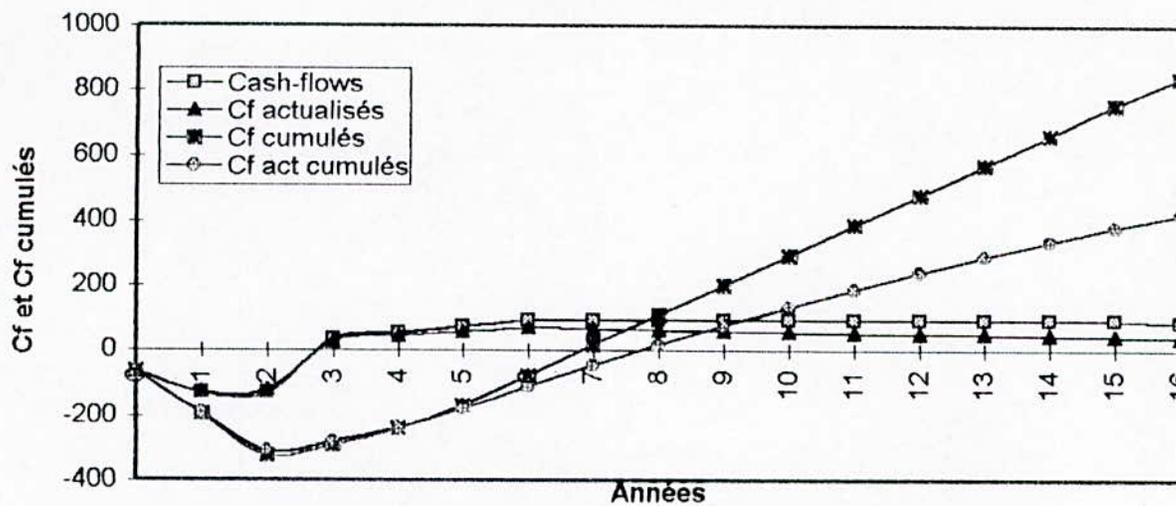
1. Premier cas : [sans emprunts, ni taxes]

Dans ce cas à un taux d'actualisation de 5%; on a obtenu une VAN de 418.63 MC\$ (cf. Tableau 1); ce qui permet de réaliser ce projet [car la valeur actuelle nette est positive], et suivant le critère de la valeur actuelle nette le projet est considéré comme rentable ; d'autre part on fait varier le taux d'actualisation pour obtenir une VAN nulle ou négative . Le taux d'actualisation qui correspond à cette valeur est le taux de rentabilité interne. Dans ce cas, le TRI₁ de 18%; est supérieur au taux d'intérêt [10%], (cf. Graphe 1.2); et enfin le délai de récupération du capital investi est de 8 ans à partir de l'année du début de l'investissement

(cf. Graphe 1.1).

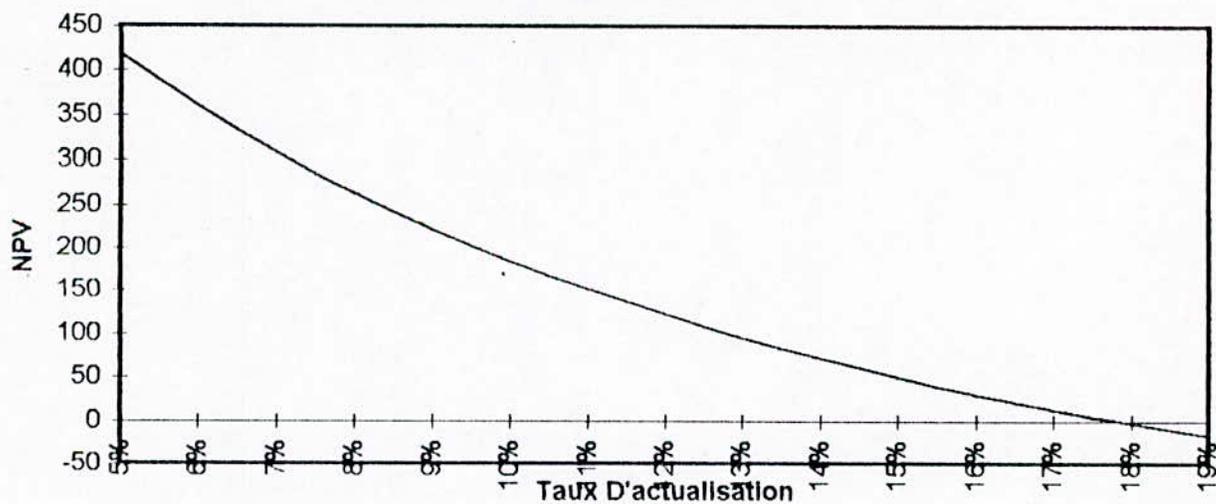
Cette variante s'intéresse au projet sans influence des taxes et emprunts , ce qui ne figure pas en réalité.

Cf et Cf Cumulés (actualisés à 5%)



GRAPHE 1.1

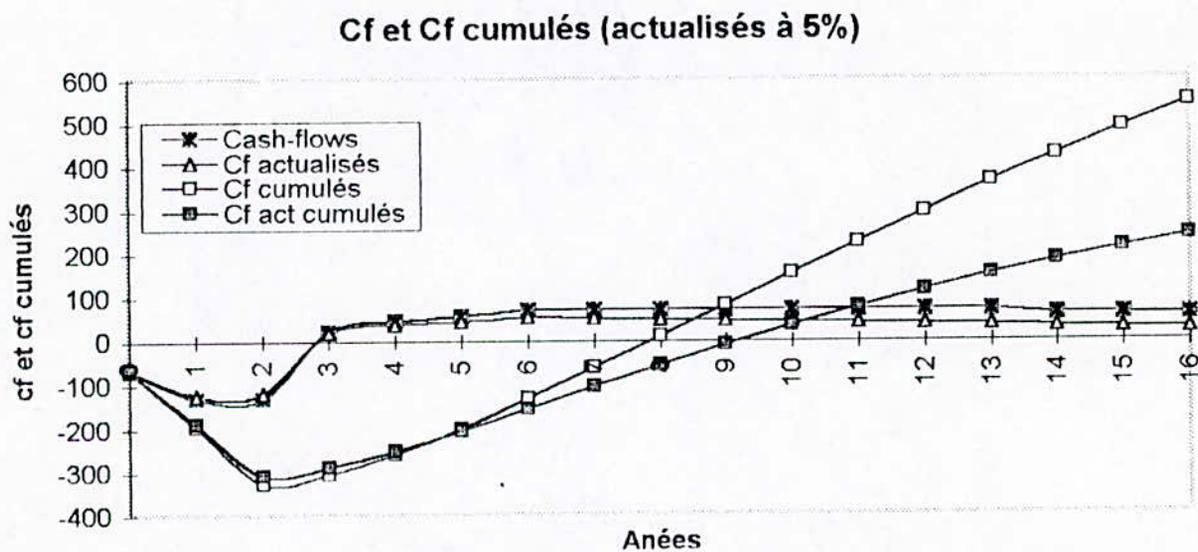
Determination du TRI CAS 1



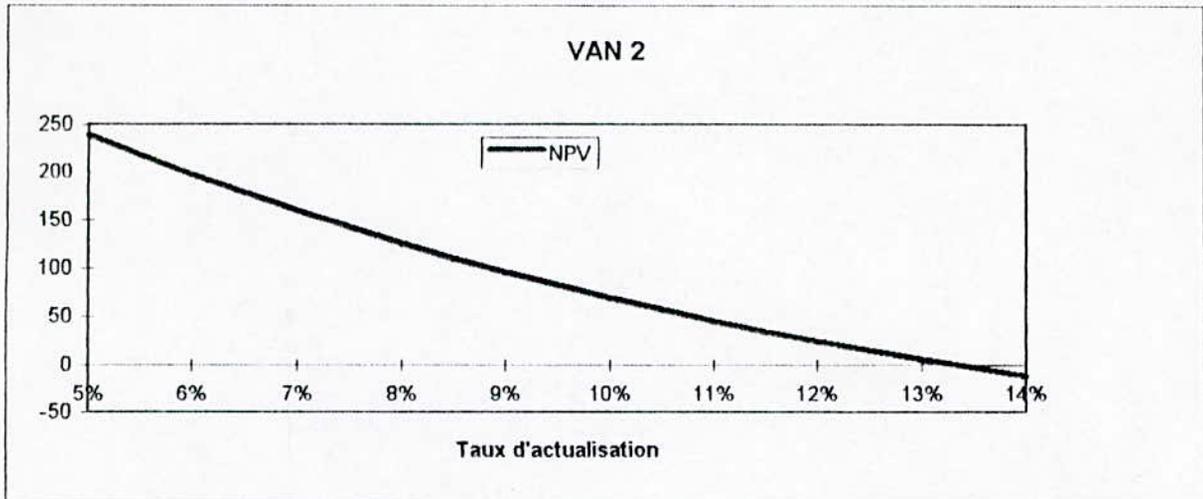
GRAPHE 1.2

2. Deuxième cas : [avec taxes et sans emprunts]

Dans ce cas on dispose d'un taux d'impôt de 30% et d'un taux de royalties de 3%; ce qui donne une VAN de 238.83 MC\$ (cf. Tableau 2, Annexe); suivant le critère de la valeur actuelle nette le projet est considéré comme rentable; mais suivant le critère du taux d'enrichissement en capital; cette variante n'est pas la meilleure car elle nous a donné une VAN inférieure à la valeur de l'investissement. D'autre part on a trouvé un $TRI_2 = 13%$ [graphe 2.2] et un délai de récupération qui avoisine de 9ans, ce qui est relativement long pour récupérer le capital investi, [graphe 2.2];



GRAPHE 2.1



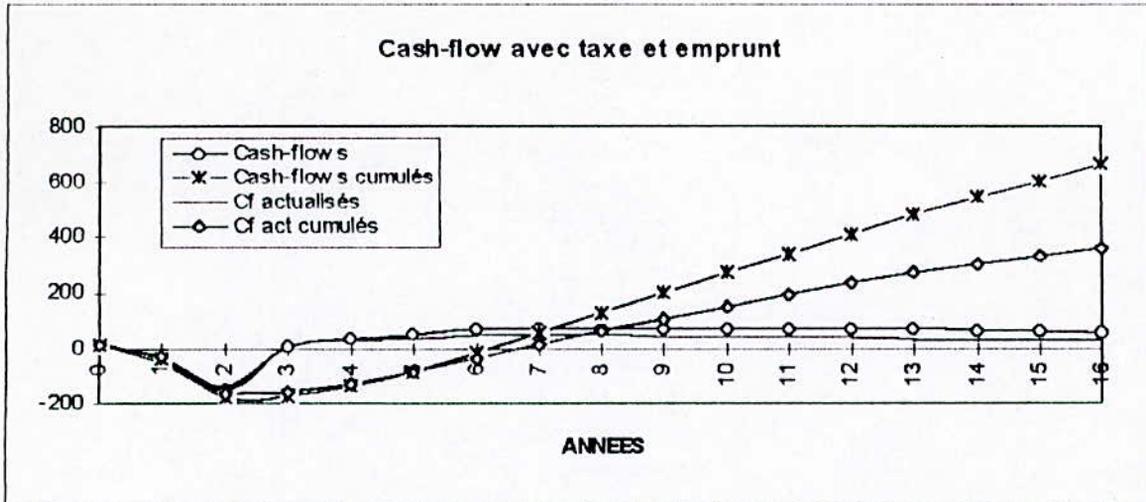
GRAPHE 2.2

3. Troisième cas : [avec emprunts et taxes]

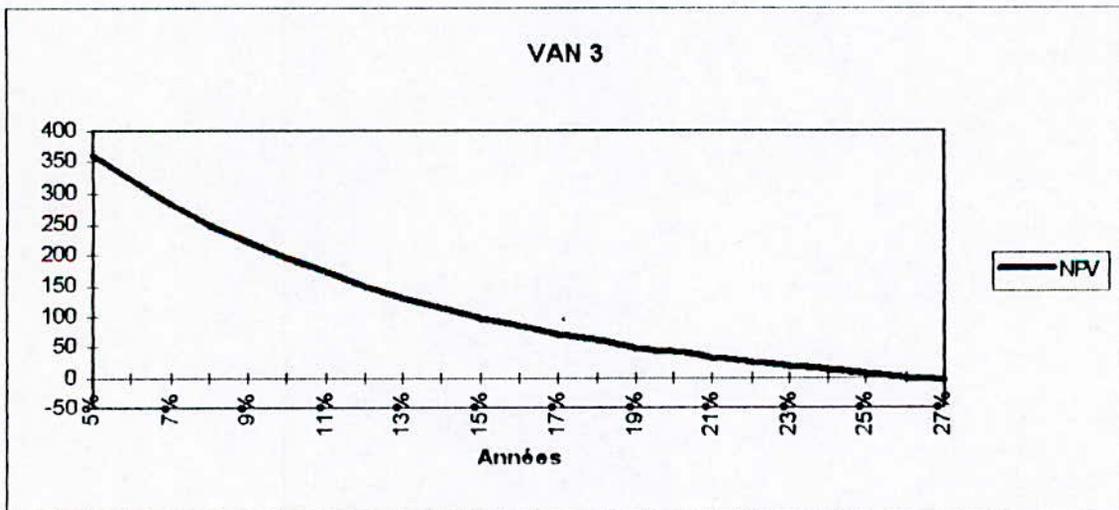
Dans ce cas en ajoutant la mesure de l'influence des emprunts sur l'investissement; dont il l'on a deux emprunts de 25% de l'investissement initial pour chacun, avec un taux d'intérêt de 10% ce qui permet d'apporter une VAN de 361.889 MC\$ [cf. Tableau 3, Annexe] ; et suivant le critère de la valeur actuelle nette, le projet est considéré très intéressant, et d'autre part on a obtenu un $TRI_3 = 26\%$ [cf. Graphe 3.2] donc supérieur au taux d'intérêt ce qui rend le projet rentable, et à partir du graphe 3.1 , on détermine le délai de récupération qui est égale à 8 ans [à partir de l'année 0].

Conclusion

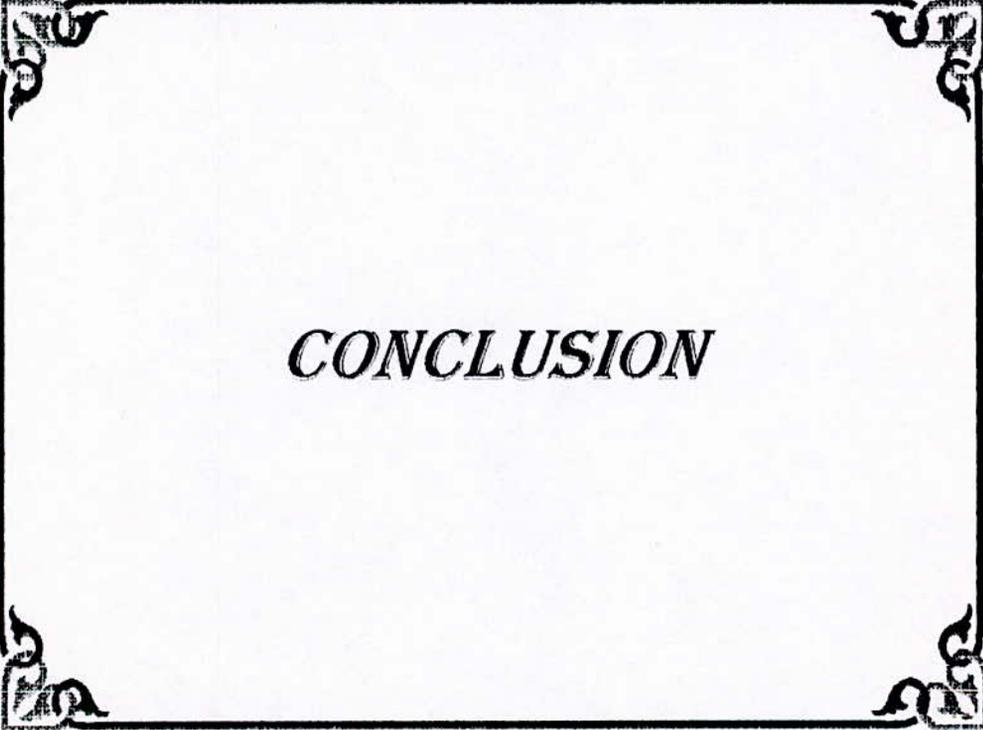
En comparant les résultats des trois variante; on constate que la troisième est considérée comme la meilleure; car elle permet à l'investisseur de tirer profit d'une valeur $VAN_3 > VAN_2$, et d'autre part un $TRI_3 > TRI_2$ ce qui rend le projet moins risqué



GRAPHE 3.1



GRAPHE 3.2

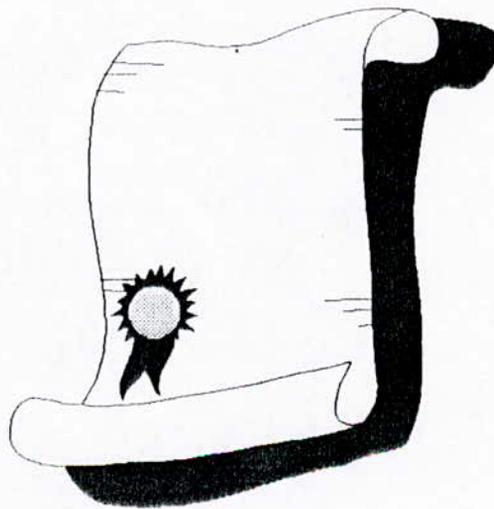


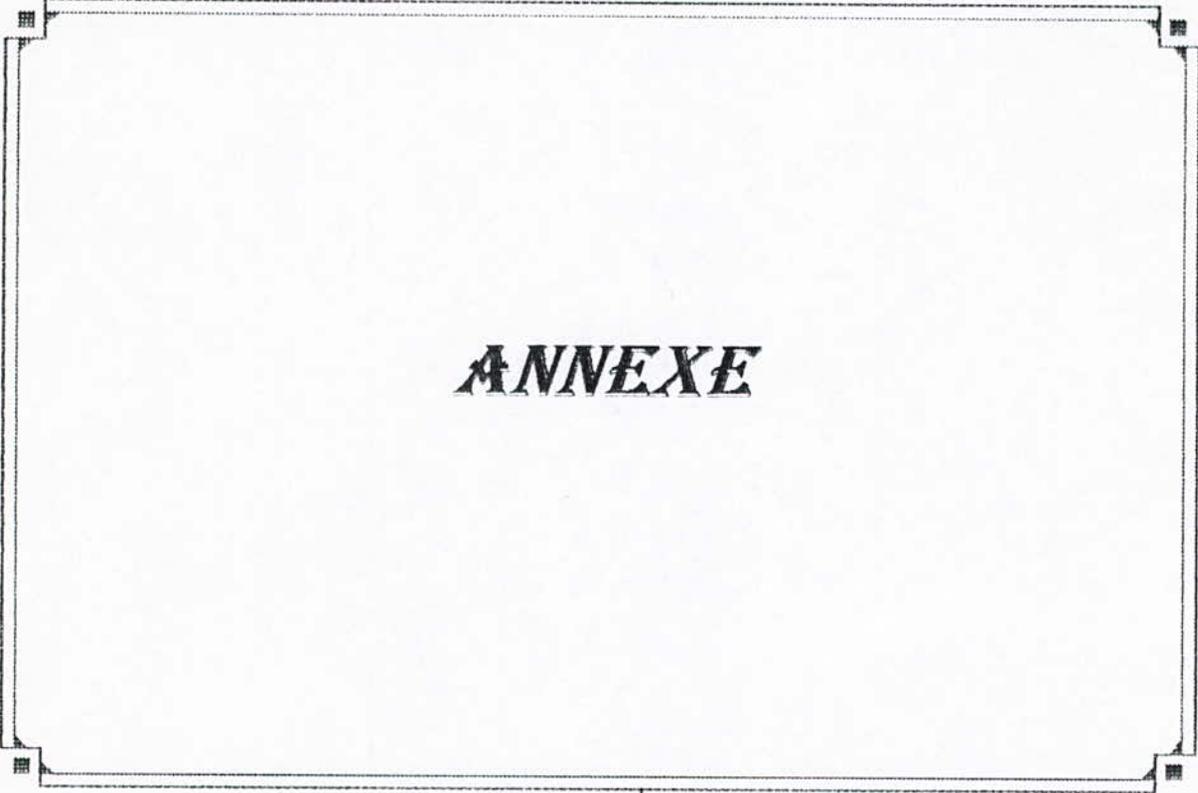
CONCLUSION

CONCLUSION

La valeur d'un gisement dépend de la valeur de son minerai. Un gisement peut avoir été exploité à une période où le prix payé pour son minerai, non seulement permet de rembourser les investissements et les coûts opératoires, mais aussi permet d'apporter aux investisseurs un bénéfice supérieur à celui que l'investissement aurait produit en le plaçant simplement dans la banque.

La rentabilité d'une opération minière est donc difficile à établir avant que l'exploitation ne fonctionne. Une multitude de paramètres économiques et géologiques est à prendre en considération; beaucoup d'entre eux sont incontrôlable au moment où la décision d'investir est prise.





ANNEXE

Premier cas : Cash-flows sans emprunts ni taxe																			
Années	Production [M/An]	Revenus bruts [MC\$]	Montant des Cop [MC\$]	Investissement Initial [MC\$]	Emprunts [MC\$]	Intérêts	cumulé	Taxes			Profit d'opération	Bénéfice avant taxe	Bénéfices taxables	profil net	Cash-flows	Cf actualisés	Cf cumulés	Cf act cumulés	
								Royalties	Impôts	amortissement									
0	0	0	0	65,28	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-65,28	-65,28	-65,28	-65,28	
1	0	0	0	130,56	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-130,56	-124,342857	-195,84	-189,6228571	
2	0	0	0	130,56	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-130,56	-118,421769	-326,4	-308,0446259	
3	0,64	58,2336	25,4528		0	0	0	0	0	0	32,7808	32,7808	32,7808	32,7808	32,7808	28,31728755	-293,6192	-279,7273383	
4	1,05	95,5395	41,7585		0	0	0	0	0	0	53,781	53,781	53,781	53,781	53,781	44,2457618	-239,8382	-235,4815765	
5	1,4	127,386	55,678		0	0	0	0	0	0	71,708	71,708	71,708	71,708	71,708	56,18509435	-168,1302	-179,2964822	
6	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	68,79807471	-75,9342	-110,4984075	
7	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	65,52197591	16,2618	-44,97643154	
8	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	62,40188182	108,4578	17,42545028	
9	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	59,43036364	200,6538	76,85581392	
10	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	56,60034632	292,8498	133,4561602	
11	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	53,90509174	385,0458	187,361252	
12	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	51,33818261	477,2418	238,6994346	
13	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	48,89350724	569,4378	287,5929418	
14	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	46,56524499	661,6338	334,1581866	
15	1,8	163,782	71,586		0	0	0	0	0	0	92,196	92,196	92,196	92,196	92,196	44,34785238	753,8298	378,5060392	
16	1,71	155,5929	68,0067		0	0	0	0	0	0	87,5862	87,5862	87,5862	87,5862	87,5862	40,12424739	841,416	418,6302866	

Prix unitaire [CS\$]	Cou [CS\$]	Initial [MC\$]	taux d'intérêt	Taux de roy	mpôts . %	Taux d'act . %
90,99	39,77	326,4	10%			5%

DETERMINATION DU TAUX DE RENTABILITE INTERNE

taux d'act	NPV
5%	418,630287
6%	360,605022
7%	308,940039
8%	262,85669
9%	221,68159
10%	184,831176
11%	151,798699
12%	122,14323
13%	95,483515
14%	71,472668
15%	49,8310881
16%	30,2931233
17%	12,6340009
18%	-3,3459811
19%	-17,8210106

Deuxième cas : Cash-flows sans emprunts ni taxe																			
Années	Production (M/an)	Revenus bruts (MC\$)	Montant des Cop (MC\$)	Investissement initial (MC\$)	Emprunts (MC\$)	Intérêts	cumulé	Remb	Taxes			Profit d'opération	Bénéfice avant taxe	Bénéfices taxables	profit net	Cash-flows	Cf actualisés	Cf cumulés	Cf act cumulés
									Royalties	impôts	mortissement								
0	0	0	0	65.28	0	0		0	0	0	0	0	0	0	0	-65.28	-65.28	-65.28	-65.28
1	0	0	0	130.56	0	0		0	0	0	0	0	0	0	0	-130.56	-124.34286	-195.84	-189.6228571
2	0	0	0	130.56		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	-130.56	-118.42177	-326.4	-308.0448259
3	0.64	58.2336	25.4528			0	0		1.747008	9.3101376	0	31.033792	31.033792	31.033792	21.723854	21.723654	18.765709	-304.67635	-289.2789164
4	1.05	95.5395	41.7585			0	0		2.886185	5.4824445	32.64	50.914815	50.914815	18.274815	12.792371	45.432371	37.377324	-259.24398	-251.9015928
5	1.4	127.386	55.678			0	0		3.82158	10.573926	32.64	67.88642	67.88642	35.24642	24.672494	57.312494	44.905839	-201.93148	-206.995754
6	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	52.899044	-131.0417	-154.0987102
7	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	50.380042	-60.151925	-103.7186685
8	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	47.980992	10.737853	-55.7356764
9	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	45.696183	81.627631	-10.03949343
10	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	43.520174	152.51741	33.48068083
11	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	41.447785	223.40719	74.92846583
12	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	39.474081	294.29696	114.4025468
13	1.8	163.782	71.586						4.91346	16.392762	32.64	87.28254	87.28254	54.64254	38.249778	70.889778	37.594363	365.18674	151.9989096
14	1.8	163.782	71.586						4.91346	26.184762		87.28254	87.28254	87.28254	61.097778	61.097778	30.85853	426.28452	182.8554393
15	1.8	163.782	71.586						4.91346	26.184762		87.28254	87.28254	87.28254	61.097778	61.097778	29.389078	487.3823	212.2445151
16	1.71	155.5929	68.0067						4.667787	24.8755239		82.918413	82.918413	82.918413	58.042889	58.042889	26.590118	545.42519	238.8348314

Prix unitaire : 90.99
 Coût (C\$) : 39.77
 Inv initial (M) : 326.4
 Taux d'intérêt : 10%
 Taux de royalties : 3%
 Taux d'impôts : 30%
 Taux d'entretien : 5%
 1

DETERMINATION DU TAUX DE RENTABILITE INTERNE 3

TAUX d'actualisation	NPV
5%	361,899305
6%	320,168587
7%	283,02452
8%	249,908847
9%	220,338169
10%	193,893085
11%	170,208971
12%	148,968211
13%	129,893599
14%	112,742739
15%	97,3032777
16%	83,3888416
17%	70,8355627
18%	59,4991072
19%	49,2521266
20%	39,9820677
21%	31,5892873
22%	23,9854275
23%	17,0920117
24%	10,8392297
25%	5,16488496
26%	0,0148066
27%	-4,66457549

CALCUL DE FAISABILITE

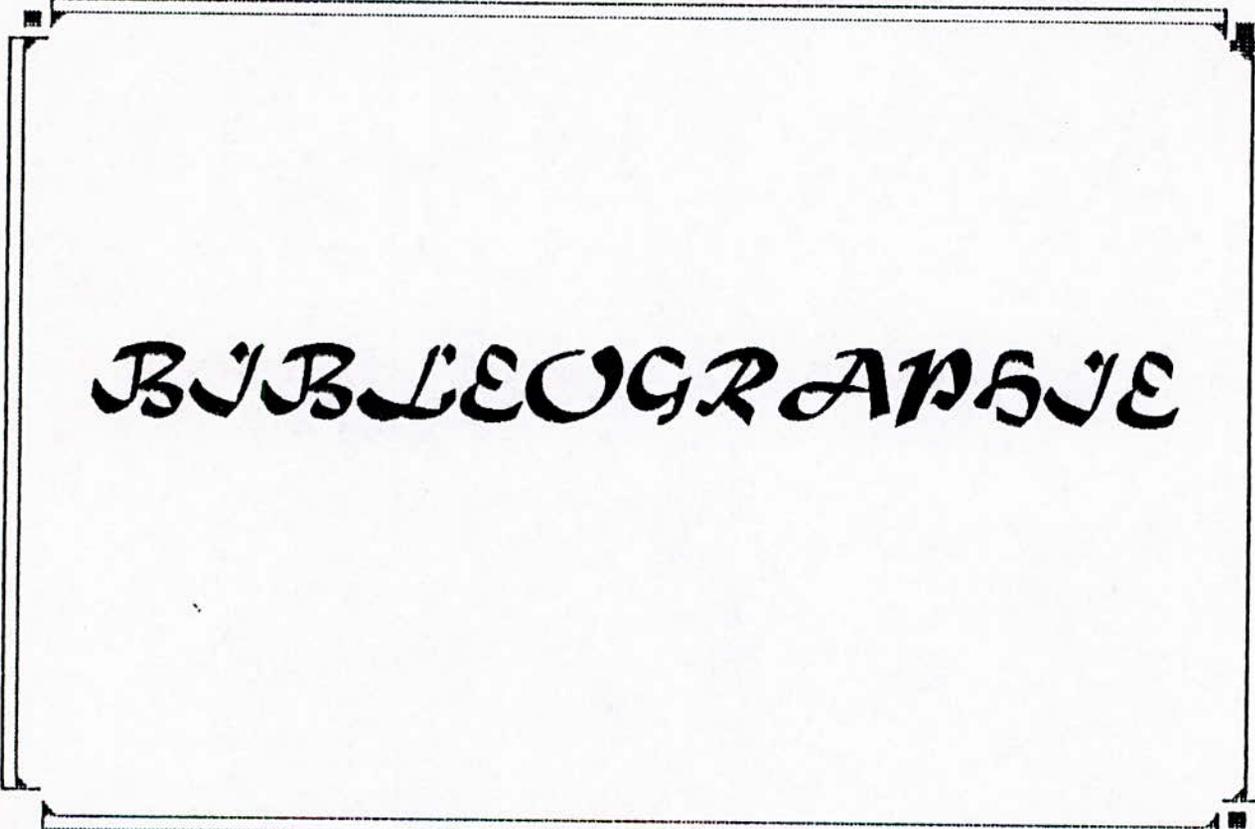
troisième cas : Cash-flows avec emprunts & taxe																			
Années	Production (M€/an)	Revenus bruts (M€)	Montant des Cop (M€)	Investissement initial (M€)	Emprunts (M€)	Intérêts	cumulé	Remboursement	Taxes		amortissement	Profit d'opération	Bénéfice avant taxe	Bénéfices taxables	profit net	Cash-flows	Cash-flows cumulés	CF actualisés	CF act cumulés
									Royalties	impôts									
0	0	0	0	65,26	81,6	0	0		0	0	0	0	0	0	0	16,32	16,32	16,32	16,32
1	0	0	0	130,56	81,6	0	0		0	0	0	0	0	0	0	-48,96	-32,64	-46,628571	-30,308571
2	0	0	0	130,56		16,32	179,52	179,52	0	0	0	0	-16,32	-16,32	-16,32	-146,88	-179,52	-133,22449	-163,53306
3	0,64	58,2336	25,4528			17,952	179,52	154,0672	1,747008	3,924538	0	31,033792	13,08179	13,08179	9,1572544	-170,3627	7,9103807	-155,62266	
4	1,05	95,5395	41,7585			15,40672	154,067	112,3087	2,866185	0,860428	32,64	50,914615	35,5081	2,868095	2,0076665	34,6476665	-135,7151	28,504721	-127,11796
5	1,4	127,386	55,678			11,23087	112,309	56,6307	3,82158	7,204665	32,64	67,88642	56,65555	24,01555	16,810885	49,450885	-86,26419	36,746062	-88,971897
6	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	-15,37442	52,899044	-95,472853
7	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	55,515362	50,380042	14,9071883
8	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	126,40514	47,980992	62,8881804
9	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	197,29492	45,696183	108,584363
10	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	268,1847	43,520174	152,104538
11	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	339,07447	41,447785	193,552323
12	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	409,96425	39,474061	233,026404
13	1,8	163,782	71,586						4,91346	16,39276	32,64	87,28254	87,28254	54,64254	38,249778	70,889778	480,85403	37,594363	270,620766
14	1,8	163,782	71,586						4,91346	26,18476		87,28254	87,28254	87,28254	61,097778	61,097778	541,95181	30,85853	301,479295
15	1,8	163,782	71,586						4,91346	26,18476		87,28254	87,28254	87,28254	61,097778	61,097778	603,04959	29,389076	330,868372
16	1,71	155,5929	68,0067						4,667787	24,87552		82,918413	82,91841	82,91841	58,0428891	58,0428891	661,09248	26,590116	357,458488

Prix unitaire [C\$/t] Cou [C\$/t] Inv initial [M€] taux d'intérêt: Taux de ro impôts, % Taux d'act, % emprunt: k

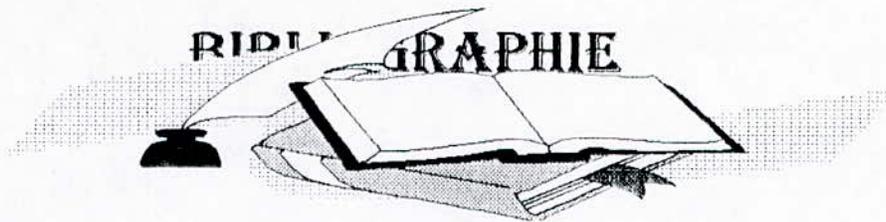
90,99 39,77 326,4 10% 3% 30% 5% 25% 1
 2
 3
 4
 5
 6
 7

DETERMINATION DU TAUX DE RENTABILITE INTERNE 2

TAUX d'Act	NPV
5%	238,834631
6%	196,722913
7%	159,231748
8%	125,800702
9%	95,9443655
10%	69,2414498
11%	45,3255761
12%	23,8774884
13%	4,61844991
14%	-12,695657



BIBLIOGRAPHE



- [1] B. BOKY . Exploitation des mines . Ed mir, MOSCOU, 1969
- [2] N. CHIBKA . Exploitation des gisements métallifères ; O.P.U . ALGER, 1980 .
- [3] J. DAMAY. Géostatistique ; Univ de LIEGE 1989 .
- [4] R. DIETRICH . Les mécanismes des prix de revients et leurs conséquences ; Revue de l'industrie minérale . 1979 .
- [5] M. DUCHENE . Eléments d'économie des entreprises minières . Ecole de mine PARIS , 1989 .
- [6] M. DUCHENE . Economie de l'entreprise minière . Ecole national supérieur des mines de PARIS ,1993 .
- [7] P. J GOOSEURS . Economie minière . Univ de LIEGE ,1993 .
- [8] J. C. HOLL ; P. RIOU . J. P. PLAS . Les choix d'investissement , P.U.F ,1973 .
- [9] M. KUZVART . M. BORTIMER : Prospecting and exploration of mineral ; ELSEVIER, 1989 .
- [10] « Louvicourt » La revue « CANADIAN MINING JOURNAL » Aout 1992 .
- [11] DJ MERABET : Introduction à la topographie générale et souterraine ; O.P.U 1994
- [12] DJ . MERABET : Principe d 'élaboration d'un projet s des mines à ciel ouvert ; 1^{er} partie ; O.P.U 1989 .
- [13] A. MICNIVECIUS ; introduction aux techniques minières ; université de LIEGE 1993
- [14] F . PINARDON . La rentabilité une affaire de point de vue ; ANNALES DES MINES Sept1989
- [15] P . VIZZAVONA : Pratique de gestion , tome 2 ; Ed BERTI 1991 .
- [16] F . W. WELLMER , Economic evaluations in exploration , Ed, SPRINGER-VERLAG , 1986 .
- [17] A. ZAHAR . Identification des depenses relatives aux taches miniers . P.F.E , E.N.P , ALGER 1995 .