

HAMID DJELLOUD

**Analyse économique de l'impact de la dilution et des pertes des réserves
sur la rentabilité minière**

**Mémoire
présenté
à la faculté des études supérieures
de l'Université Laval
pour l'obtention
du grade de maîtrise ès sciences (M.Sc.)**

**Département de mines et métallurgie
FACULTÉ DES SCIENCES ET DE GÉNIE
UNIVERSITÉ LAVAL**

Août 1997

© Hamid Djelloud, 1997

The author has granted a non-exclusive licence allowing the National Library of Canada to reproduce, loan, distribute or sell copies of this thesis in microform, paper or electronic formats.

The author retains ownership of the copyright in this thesis. Neither the thesis nor substantial extracts from it may be printed or otherwise reproduced without the author's permission.

L'auteur a accordé une licence non exclusive permettant à la Bibliothèque nationale du Canada de reproduire, prêter, distribuer ou vendre des copies de cette thèse sous la forme de microfiche/film, de reproduction sur papier ou sur format électronique.

L'auteur conserve la propriété du droit d'auteur qui protège cette thèse. Ni la thèse ni des extraits substantiels de celle-ci ne doivent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

0-612-25559-X

Résumé

Pendant les travaux de l'exploitation souterraine, les opérations minières ne se déroulent pas souvent selon les plans établis. Des situations managériales peuvent surgir durant les travaux de préproduction ou de production. Souvent, pour toutes sortes de raisons, un matériel non économique et non planifié s'ajoute aux réserves minières ainsi qu'une partie de ces dernières se voit abandonner. C'est ce qu'on appelle respectivement dilution additionnelle et pertes additionnelles des réserves.¹

Ce phénomène est l'un des principaux facteurs qui influencent négativement les performances technique et économique de l'exploitation souterraine. Il conduit, des fois, à l'interruption de l'exploitation de certains chantiers et parfois à la fermeture de certaines mines au Canada (Tintor, 1988). De ce fait, **l'objectif principal de ce mémoire est d'évaluer l'impact économique de la dilution et des pertes additionnelles sur la rentabilité des projets miniers, ainsi que sur les performances technique et économique des opérations minières courantes.**

Etudiant

Directeur de recherche

¹ Dans le reste de ce mémoire, quand on ne précise pas la nature de la dilution ou des pertes cela veut dire qu'on parle de la dilution additionnelle et de pertes additionnelles.

**L'échec est l'habitude
d'abandonner ses projets,
le succès est l'habitude
de les poursuivre**

Remerciements

Je tiens tout spécialement à remercier :

- *ma femme Fatima et mes enfants Salah-Eddine, Iliessa et Ikkal pour leur patience et pour leur soutien inconditionnel*
- *mes parents pour leur amour et leurs prières*
- *mon directeur de recherche M. Stefan Planeta qui n'a cessé de m'encourager, de m'orienter et de me conseiller à toutes les étapes de la recherche et de la rédaction de ce mémoire*
- *M. Daniel Doucet et d'autres de la mine Bousquet² pour leur accueil chaleureux, pour le temps qui nous ont accordé et pour les données qui nous ont transmis.*
- *tout ceux qui ont participé de près ou de loin à ma formation par des cours, par des conseils, par des sourires, par des gestes d'encouragement, d'amour ou d'amitié.*

TABLE DES MATIÈRES

REMERCIEMENT

TABLE DES MATIÈRES

TABLES DES FIGURES ET DES TABLEAUX

CHAPITRE I INTRODUCTION GÉNÉRALE ET MÉTHODOLOGIE

1.1.	Introduction	1.1
1.2	Méthodologie	1.2
1.3	Organisation du mémoire	1.3

CHAPITRE II ÉTUDES DE FAISABILITÉ

2.1	Introduction	2.1
2.2	Définition	2.2
2.3	Aspect de l'étude de faisabilité	2.2
2.3.1	Aspect de la géologie et des réserves géologiques	2.2
2.3.2	Aspect de l'ingénierie	2.3
2.3.3	Aspect de l'économie	2.16
2.4	Analyse de sensibilité	2.20
2.4.1	Analyse de sensibilité par les méthodes déterministes	2.20
2.4.2	Analyse de sensibilité par les méthodes stochastiques	2.22
2.5	Méthode de calcul des paramètres technico-économiques	2.24

CHAPITRE III PHÉNOMÈNE DE LA DILUTION ET DES PERTES DES RÉSERVES

3.1	Introduction	3.1
3.2	Dilution et pertes : définition, types et sources	3.1
3.2.1	Dilution	3.1
3.2.1.1	Types de dilution	3.1
3.2.1.2	Sources de la dilution	3.2
3.2.2	Pertes	3.1
3.3	Méthodes de calcul de la dilution et des pertes	3.6
3.3.1	Méthodes de calcul de la dilution	3.6
3.3.1.1	Définitions en usage	3.7
3.3.1.2	Notion du facteur de dilution	3.9
3.3.2	Méthodes de calcul des pertes	3.11
3.3.2.1	Notion du facteur de récupération	3.11
	- Facteur de récupération totale à la mine	3.11
	a) Facteur de récupération total à l'extraction (FRTM)	3.14
	b) Facteur de récupération total à l'usine de traitement (FRTU)	3.14

3.4	Manières d'estimer et de mesurer la dilution et les pertes	3.1
3.4.1	Manières d'estimer la dilution	3.1
3.4.1.1	Dilution planifiée	3.1
3.4.1.2	Dilution additionnelle	3.1
	- Approche empirique	3.1
	- Approche basée sur les mesures des volumes à l'aide d'un dispositif laser	3.1
3.4.2	Manières d'estimer les pertes	3.1
3.4.2.1	Pertes planifiées	3.1
3.4.2.2	Pertes additionnelles	3.2
3.5	Méthodes de réduction et de prévision de la dilution et des pertes	3.2
3.5.1	Dilution	3.2
3.5.1.1	Dilution planifiée	3.2
3.5.1.2	Dilution additionnelle	3.2
	a) Au niveau de la conception	3.2
	b) Au niveau de l'abattage	3.2
3.5.2	Pertes	3.2
3.5.2.1	Pertes planifiées	3.2
3.5.2.2	Pertes additionnelles	3.2
3.6	Prévision de la dilution et des pertes des réserves	3.2

CHAPITRE IV DIFFÉRENTES APPROCHES DE L'ANALYSE ÉCONOMIQUE DE L'IMPACT DE LA DILUTION ET DES PERTES DES RÉSERVES

4.1	Introduction	4.
4.2	Travaux d'Agraham	4.
4.2	Travaux d'Almgren	4.
4.3.1	Cas d'un scénario avec pertes uniquement	4.
4.3.2	Cas d'un scénario avec dilution uniquement	4.
	Forces et faiblesses des travaux d'Almgren	4.

CHAPITRE V ANALYSE DE L'IMPACT ÉCONOMIQUE DE LA DILUTION ET DES PERTES DES RÉSERVES

5.1	Introduction	5.
5.2	Impact de la dilution et des pertes additionnelles : cas d'une nouvelle mine	5.
5.2.1	Analyse générale de l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur les différents paramètres économiques	5.
5.2.1.1	Pour les scénarios d'exploitation sans pertes et avec dilution et celui avec pertes et sans dilution.	5.
5.2.1.2	Pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.

5.2.2	Impact de la dilution et des pertes des réserves sur la rentabilité minière	5.13
5.2.3	Analyse de sensibilité	5.19
5.3	Impact de la dilution et des pertes additionnelles : cas d'une mine en opération	5.20
5.3.1	Aspect technique de la dilution et des pertes des réserves	5.20
	- Effet de l'exploitation de la mine avoisinante	5.22
	- Dilution et pertes pour la zone 1	5.22
	- Dilution et pertes pour la zone 2	5.22
	- Dilution et pertes pour la zone 3	5.25
	- Effet de la séquence d'exploitation	5.25
5.3.2	Aspect économique de la dilution et des pertes des réserves	5.27

CHAPITRE VI SUIVI DES OPÉRATIONS MINIÈRES COURANTES

6.1	Introduction	6.1
6.2	Analyse de l'impact de la dilution et des pertes sur les dépenses, les revenus et les profits annuels	6.1
6.3	Impact de la dilution et des pertes des réserves sur les coûts, les revenus et les profits unitaires : suivi des opérations courantes	6.3

CONCLUSION GÉNÉRALE

BIBLIOGRAPHIE

Annexes

TABLES DES FIGURES

Figure 2.1 : Définition des réserves minières	2.4
Figure 2.2 : Interaction entre les principaux paramètres dans la sélection d'une méthode d'exploitation	2.5
Figure 2.3 : Relation entre réserves minières, le taux de production journalière (TPJ) et la durée de vie de la mine	2.10
Figure 2.4 : Méthodologie de choix du taux d'extraction journalière ou annuelle	2.12
Figure 2.5 : Valeur actualisée nette maximale du ``gold CIL project``	2.13
Figure 2.6 : Composantes du taux de rendement réel dans les différentes phases d'un projet minier	2.18
Figure 2.7 : Diagramme des opérations successives illustrant l'analyse standard des risques liés aux projets miniers	2.23
Figure 2.8 : Distribution de probabilité de la VAN d'un projet ayant un tonnage journalier de 6000 t/j	2.24
Figure 3.1 : Sources de la dilution planifiée	3.2
Figure 3.2 : Sources de la dilution additionnelle	3.3
Figure 3.3 : Types de pertes aux différents niveaux d'opération	3.4
Figure 3.4 : Sources des pertes planifiées	3.4
Figure 3.5 : Sources des pertes additionnelles	3.6
Figure 3.6 : Classification de différentes définitions de la dilution	3.7
Figure 3.7 : Comparaison de l'allure de la courbe de dilution, selon deux définition	3.9
Figure 3.8 : Définition d'un facteur de dilution	3.10
Figure 3.9 : Définition des facteurs de dilution dans l'exploitation souterraine	3.10
Figure 3.10 : Facteur de récupération du métal	3.12
Figure 3.11 : Facteur de récupération total	3.13
Figure 3.12 : Facteur de récupération à l'extraction en souterrain	3.14
Figure 3.13 : Facteur de récupération à l'usine de traitement	3.15
Figure 3.14 : Disposition des chantiers	3.17
Figure 3.15 : Dilution calculée selon l'approche préventive et l'abaque de stabilité	3.18
Figure 3.16 : Limites réelles (délimitées par le dispositif du laser) et planifiées du chantier	3.19
Figure 3.17 : Abaque modifiée de stabilité	3.22
Figure 5.1 : Dépenses annuelles des deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.4
Figure 5.2 : Revenus annuels des deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.5
Figure 5.3 : Profits annuels des deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.6
Figure 5.4 : Durée de vie pour les deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.7
Figure 5.5 : Dépenses annuelles pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.9
Figure 5.6 : Revenus annuels pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.10

Figure 5.7 : Profits annuels pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.11
Figure 5.8 : Durée de vie pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.12
Figure 5.9 : Valeurs actualisées nettes pour les deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.14
Figure 5.10 : Variance des valeurs actualisées nettes (%) pour les deux scénarios d'exploitation (a et b)	5.15
Figure 5.11 : Valeurs actualisées nettes de deux variantes d'un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution	5.17
Figure 5.12 : Valeurs actualisées nettes des quatre scénarios d'exploitation	5.18
Figure 5.13 : Analyse de sensibilité	5.19
Figure 5.14 : Différents phases et niveaux d'exploitation de la mine Bousquet 2	5.21
Figure 5.15 : Profil de la dilution pour les deux phases d'exploitation	5.23
Figure 5.16 : Profil des pertes pour les deux phases d'exploitation	5.24
Figure 5.17 : Profil de la dilution à l'intérieur des phases d'exploitation	5.25
Figure 5.18: Taux de la dilution dans les chantiers primaires et secondaires dans la phases I de l'exploitation	5.26
Figure 5.19 : Taux de la dilution dans les chantiers primaires et secondaires dans la phases II de l'exploitation	5.27
Figure 5.20 : Évolution des profits unitaires pour le scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution	5.28
Figure 5.21 : Évolution de la valeur actualisée de profits pour le scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution	5.29
Figure 6.1 : Coûts unitaires, calculés par rapport au tout-venant (t-ven), pour trois scénarios d'exploitation	6.4
Figure 6.1 : Coûts unitaires, calculés par rapport au réserves extraites, pour trois scénarios d'exploitation	6.5

TABLEAUX

Tableau 2.1 : Répartition de l'investissement dans les phases d'exploitation et de préproduction dans le projet Grevet	2.7
Tableau 2.2 : Coût d'opération du projet Grevet	2.8
Tableau 2.3 : Choix du taux de production journalière (mine Lac-Shortt)	2.15
Tableau 2.4 : Coûts directs et indirects incluant les frais de gestion	2.21
Tableau 2.5 : Analyse de sensibilité, cas sans financement VAN1 et cas avec financement VAN2 avec emprunt de 50 M\$, projet Grevet	2.22
Tableau 2.6 : Distribution de probabilité des variables	2.24
Tableau 3.1 : Différentes définitions de la dilution, en usage.	3.8
Tableau 3.2 : Différentes définitions de la dilution, en usage.	3.8
Tableau 4.1 : Impact des pertes sur la rentabilité minière	4.4
Tableau 4.2 : Impact de la dilution sur la rentabilité minière	4.5
Tableau 5.1: Paramètres technico-économiques d'une nouvelle mine	5.2
Tableau 5.2 : VAN des quatre scénarios d'exploitation	5.13
Tableau 5.3 : Paramètres technico-économiques de la mine Bousquet 2	5.28

1. Introduction générale

1.1. Introduction

Durant une étude de faisabilité, pour toutes sortes de considérations, la valeur économique du gisement minier est déterminée habituellement en incluant certain matériel non économique et en soustrayant une partie du matériel économique. Le matériel non économique ajouté aux réserves géologiques est appelé la dilution planifiée et celui retranché est appelé les pertes planifiées des réserves. Ainsi, les réserves géologiques deviennent, ce qu'on appelle communément, des réserves minières.

Une fois la valeur économique de ces réserves est estimée, l'analyse de la rentabilité économique de l'exploitation envisagée est entreprise. Elle estime toutes les dépenses nécessaires de la première opération des travaux de développement jusqu'à la dernière opération du traitement du minerai incluant la fermeture de la mine. Si les indicateurs de rentabilité tels que la valeur actualisée nette (VAN) et le taux de rendement interne (TRI) s'avèrent indiquer une viabilité économique moins intéressante, le futur projet de l'exploitation du gisement est abandonné. Si, par contre, ils signalent une viabilité économique significative, la décision d'aller de l'avant, pour l'exploiter, est souvent prise.

Cependant, les opérations minières ne se déroulent pas souvent selon les plans établis. Des situations managériales peuvent surgir durant les travaux de préproduction ou de production. Souvent, pour toutes sortes de raisons, un matériel non économique et non planifié s'ajoute aux réserves minières ainsi qu'une partie de ces dernières se voit abandonner. C'est ce qu'on appelle respectivement dilution additionnelle et pertes additionnelles des réserves.¹

Ce phénomène est l'un des principaux facteurs qui influencent négativement les performances technique et économique de l'exploitation souterraine. Il conduit, des fois, à l'interruption de l'exploitation de certains chantiers et parfois à la fermeture de certaines mines au Canada (Tintor, 1988), de ce fait, **l'objectif principal de ce mémoire est d'évaluer l'impact**

¹ Dans le reste de ce mémoire, quand on ne précise pas la nature de la dilution ou des pertes cela veut dire qu'on parle de la dilution additionnelle et de pertes additionnelles.

économique de la dilution et des pertes additionnelles sur la rentabilité des projets miniers, ainsi que sur les performances technique et économique des opérations minières courantes.

1.2. Méthodologie

La méthodologie poursuivie pour évaluer cet impact tient compte de deux contextes différents. Le premier est celui d'une nouvelle mine, dont les travaux d'infrastructure nécessaire pour l'exploitation souterraine ne sont pas encore réalisés. Le deuxième est celui d'une mine déjà en opération. C'est-à-dire, une mine dont les travaux d'infrastructure nécessaire pour l'exploitation souterraine sont déjà réalisés et dont les opérations d'exploitation sont en cours.

De plus, afin de mettre en lumière l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves, nous distinguons, pour chacune des deux situations minières susmentionnées, quatre scénarios d'exploitation souterraine :

- sans pertes et sans dilution - un scénario idéal,
- sans pertes et avec dilution,
- avec pertes et sans dilution et enfin,
- avec pertes et avec dilution - un scénario habituellement observé dans les exploitations minières.

Deux types d'analyse seront effectués. Le premier consiste à montrer d'abord, d'une manière générale, l'impact de la dilution et des pertes des réserves, séparément et ensuite conjointement, sur les revenus, les dépenses, les profits, la durée de vie de la mine et la rentabilité de l'exploitation.

Le deuxième type d'analyse consiste à effectuer, pour chacune des deux situations minières précédentes, une étude comparative entre les scénarios d'exploitation. Il s'agit de comparer la rentabilité des scénarios d'exploitation avec dilution, avec pertes et les deux ensembles à celle

d'un scénario d'exploitation idéale c'est-à-dire un scénario d'exploitation sans pertes et sans dilution.

Le critère de la rentabilité économique qui sera à la base de cette analyse comparative, entre les différents scénarios, est celui de la valeur actualisée nette dans le cas d'une nouvelle mine et celui de la valeur actualisée de profits (VAP) dans le cas d'une mine en opération. La raison étant que dans le premier cas les dépenses d'investissement nécessaires pour mettre le projet en opération ne sont pas encore effectuées. Donc, il convient d'en tenir compte dans l'analyse financière du projet afin d'étudier sa rentabilité. Alors que dans le cas d'une mine déjà en opération, celles-ci sont déjà effectuées. Il convient donc, selon le bon sens, de ne pas les considérer dans les analyses tout en misant davantage, bien sûr, sur la rentabilisation des futures opérations minières.

Finalement, nous tenons à mentionner que dans notre analyse on ne dépasse en aucun cas l'étape du profit brut (PB) c'est-à-dire le profit avant impôts (PAI) étant cependant conscient que certains projets peuvent être rentables avant impôt, mais ils peuvent ne pas l'être après impôt.

1.3. Organisation de ce mémoire

Le thème de ce mémoire est abordé, en plus du premier chapitre de l'introduction générale, en cinq autres chapitres.

Dans le deuxième chapitre, on s'intéresse d'abord aux études visant à analyser les possibilités technique et économique de l'exploitation d'un gisement. C'est l'étape de l'étude de faisabilité. Nous présentons dans cette partie du mémoire les différents outils et éléments technique et économique qu'on considère et qu'on utilise lors des études de faisabilité d'un nouveau projet. Et à titre d'exemple, nous présentons dans un premier temps les principaux éléments d'une étude de faisabilité du projet Grevet (1992).

En se servant d'une méthodologie décrite dans Mining Engineering Handbook (1992), nous présentons, en deuxième lieu, la manière de calculer les principaux paramètres technico-

économiques d'un projet minier pour un gisement d'or, dont les paramètres sont semblables à ceux du gisement de la mine Bousquet 2 (Planeta et al, 1996). Dans ce chapitre, nous aurons l'occasion de discuter de la considération technique et économique du phénomène de la dilution et des pertes des réserves.

Généralement, l'étape de la réalisation diffère de celle de la planification. Une dilution et des pertes non considérées dans les études préliminaires viennent compliquer les aspects technico-économiques de l'exploitation souterraine courante. De ce fait, dans le troisième chapitre de ce mémoire, on étudie davantage les phénomènes de la dilution et des pertes des réserves. On y présente d'abord les définitions en usage, les types et les sources de la dilution et des pertes des réserves. Ensuite, on relate les différentes approches de calcul, d'estime, de contrôle et de prévention de ces deux phénomènes.

Dans le quatrième chapitre, on discute et analyse les travaux de certains auteurs qui proposent des manières d'évaluer l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves. Nous mettons alors en relief les forces et les faiblesses de leurs approches et nous en discutons les éléments susceptibles, à notre avis, de les améliorer.

Dans le cinquième chapitre nous nous attardons d'analyser l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves pour une nouvelle mine et pour une mine en opération. Pour le cas d'une nouvelle mine, l'exemple qu'on utilise est celui développé dans le deuxième chapitre. Alors que dans le cas d'une mine en opération, nous analysons le cas de la mine Bousquet 2.

Dans le sixième chapitre, nous analysons et nous discutons d'abord les résultats des différentes simulations effectuées dans le cinquième chapitre. Ensuite, nous tenons à élaborer une façon permettant d'assurer le suivi des opérations souterraines, en vue d'évaluer et de maintenir une certaine performance technique et économique.

2. Études de faisabilité

2.1. Introduction

Dans ce chapitre, nous donnons une vision globale des choix des principaux paramètres technico-économiques qui s'opèrent au niveau de l'étape de l'étude de faisabilité de l'exploitation souterraine d'un gisement minier.

On commence d'abord par préciser ce qu'on entend par étude de faisabilité dans une exploitation minière. Ensuite, on présente les aspects de :

- la géologie et les réserves minières,
- l'ingénierie
- l'économique.

Les deux premiers nous permettent de distinguer d'abord une grande différence entre les réserves géologiques et les réserves minières. Cette différence provient essentiellement de la considération de certaines sources de dilution et de pertes de réserves ou de métal. À ce stade, on peut avoir déjà une idée de justifications techniques de la considération de certaines sources de dilution et des pertes dans l'étude de faisabilité. Le troisième aspect de l'étude de faisabilité, nous conduit à présenter les différents outils et modèles économiques qu'on utilise pour étudier la rentabilité économique d'un gisement minier.

Exemple à l'appui, nous essayons d'illustrer les différentes étapes par les données et les résultats de l'étude de faisabilité du projet Grevet (1992). En se servant d'une méthodologie décrite dans Mining Engineering Handbook (1992), nous présentons, en plus, une méthode de calcul des principaux paramètres technico-économiques d'un projet minier pour un gisement d'or, dont les paramètres sont semblables à ceux du gisement de la mine Bousquet 2.

Enfin, nous présentons certaines techniques permettant d'effectuer les études de sensibilités afin de tenir compte de différents paramètres technico-économiques.

2.2. Définition

On appelle étude de faisabilité toute étude qui consiste à déterminer la faisabilité technique et la viabilité économique d'un projet (Goode et al, 1991). Son ultime objectif est d'éclairer les investisseurs sur la rentabilité des investissements engagés dans la construction d'une mine.

Dans le cas des projets à caractère industriel en général et minier en particulier, ce type d'étude est primordial : les fonds impliqués pour la réalisation de tels projets sont colossales. Par conséquent, les investisseurs exigent des informations plus élaborées issues "d'une étude formelle et rigoureuse appuyée sur des estimations, des plans et des devis détaillés" (Marcel et al, 1992), qui leur permettent de prendre des décisions plus éclairées.

L'étude de faisabilité, dans le cas des projets miniers, n'est toutefois qu'un aboutissement d'un long processus d'étude géologique et d'analyse technico-économique, préliminaires, qui se sont effectuées depuis la détection des premiers indices de la minéralisation et qui se distinguent, c'est-à-dire les études et les analyses essentiellement par le type et la qualité de l'information disponible. L'étude de faisabilité couvre alors plusieurs aspects.

2.3. Aspects de l'étude de faisabilité

2.3.1. Aspect de la géologie et des réserves géologiques

Le dépôt minéral est formé par des processus physico-chimiques qui ne sont pas sujets aux phénomènes du hasard (Goode, 1991). Il convient donc de comprendre le processus de formation du gîte minéral.

Suite à cette compréhension basée sur l'analyse d'un ensemble d'échantillons géologiques et miniers, lors des travaux de prospection et d'exploration, le géologue dégage, moyennant un ensemble d'hypothèses, un modèle géologique représentant la minéralisation et sa distribution spatiale.

Ce modèle géologique serait à la base de l'estimation des réserves géologiques et de toutes les analyses technico-économiques qui s'en suivent. De ce fait, devient primordial d'exercer un contrôle géologique adéquat du gisement partir de la cartographie géologique et structurale en passant par la minéralogie qualitative et la détermination du poids spécifique des minerais (Marcel et al 1992).

Les travaux de la géologie aboutissent à estimer les réserves géologiques et les classer en catégories : prouvées, probables et possibles.

2.3.2. Aspect de l'ingénierie

Les travaux de l'ingénierie, au niveau de l'étude de faisabilité, consistent à mettre en perspective l'aspect technique de l'exploitation et de la production minière en termes de réserves minières, de design, du choix de la méthode d'exploitation, de la séquence de l'exploitation, de la capacité de production, du choix d'un procédé approprié de traitement, etc. En outre, un estimé des coûts d'opération et des investissements nécessaires à la réalisation du projet minier en ayant à la main des plans et des devis détaillés, est établi à ce niveau. Dans ce qui suit, nous présentons et nous expliquons les étapes essentielles qu'effectuent généralement l'équipe d'ingénierie :

- Étape de la détermination des réserves minières

La première des tâches de l'équipe de l'ingénierie est de redéfinir les réserves géologiques en fonction de certaines considérations techniques. De ce fait, l'extension de ces réserves par l'ajout de la dilution planifiée, notamment dans le cas des gisements filoniens de petite taille, et la considération des pertes planifiées, pour pouvoir opérer convenablement, conduit cette équipe à définir ce qu'on appelle les réserves minières (figure 2.1).

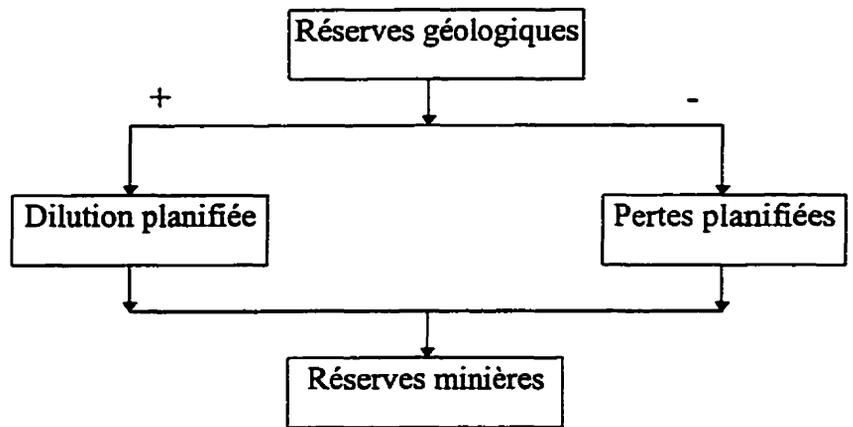


Figure 2.1 : Définition des réserves minières

- Étape du choix de la méthode et de la séquence d'exploitation

Le choix d'une méthode ou d'une séquence d'exploitation est dicté par des mesures sécuritaires, techniques et économiques.

Sur le plan technique, le choix de la méthode et de la séquence d'exploitation est fait en fonction de la géométrie du gisement, de sa disposition spatiale en termes de profondeur et de pendage et de la qualité du terrain.

Sur le plan économique, le gisement est considéré comme source de revenu et les opérations d'extraction comme source de coûts. À propos du premier volet, un choix judicieux de la méthode et de la séquence d'exploitation est essentiel afin, entre autres, de réduire la dilution et les pertes des réserves qui sont des sources influençant négativement les revenus. Les coûts d'opérations sont le deuxième volet sur lequel les choix de la méthode et de la séquence d'exploitation doivent se baser puisqu'ils ont un impact directe sur la rentabilité du projet. Cela ne doit pas conduire, bien sûr, au choix de la méthode la moins chère car elle est aussi souvent la moins sélective (Goode, 1991).

Sur le plan sécuritaire, la méthode et la séquence d'exploitation doivent permettre au personnel d'opérer en toute sécurité. Un accident de travail, par exemple, n'affecte pas seulement celui qui l'a subi, mais aussi l'ensemble des

opérations minières : un tel événement altère le moral du personnel, ce qui conduit à une baisse de la productivité.

En résumé, le choix d'une méthode n'est pas lié uniquement à des considérations techniques, économiques, ou sécuritaires, mais il est le résultat de l'interaction et de l'intégration de ces trois ensembles (figure 2.2).

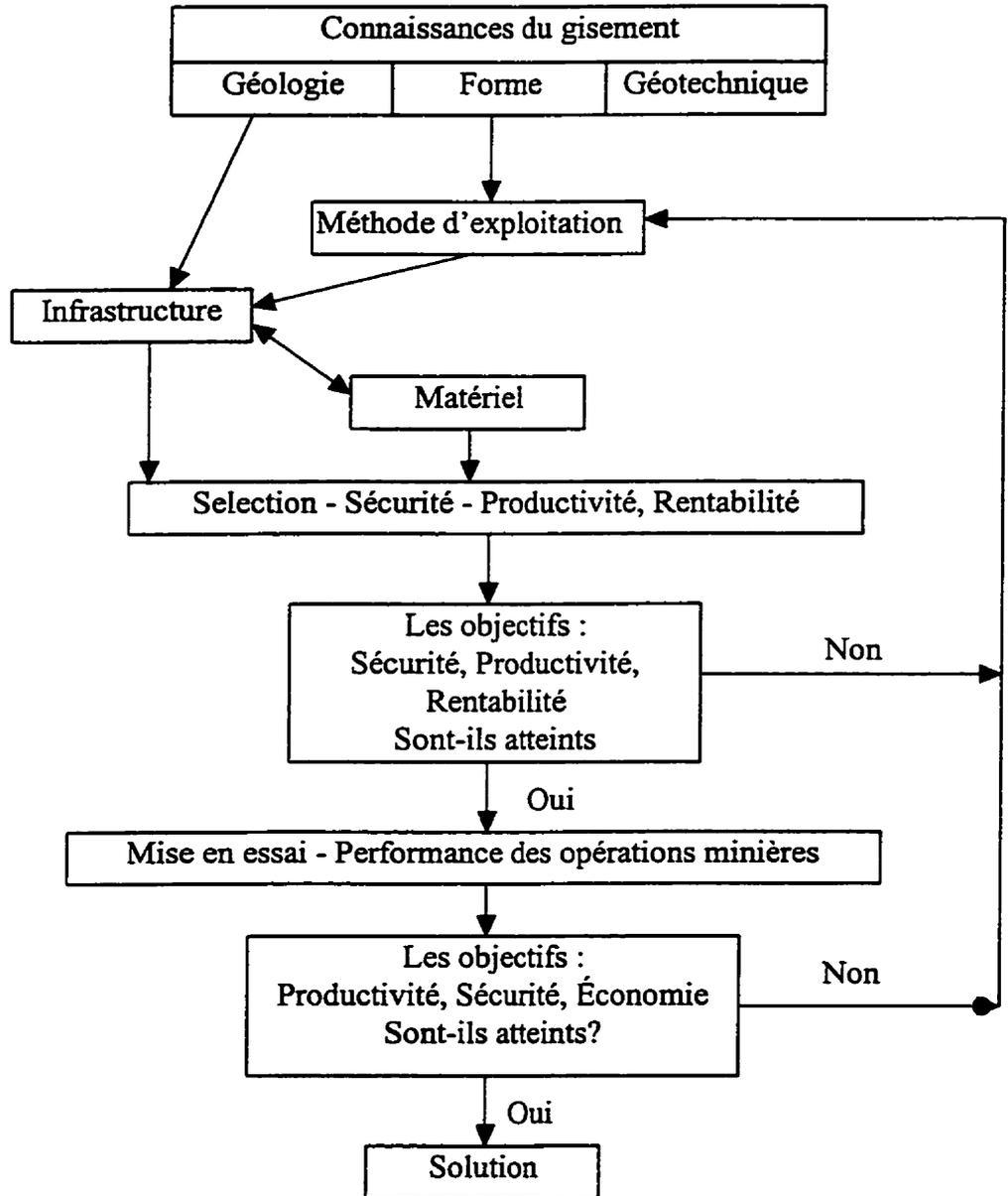


Figure 2.2 : Interaction entre les principaux paramètres dans la sélection d'une méthode d'exploitation.

- Étape du choix du procédé de traitement

Le choix d'un procédé de traitement approprié doit s'appuyer sur l'étude des procédés qui peuvent s'appliquer au gisement en question. Des testes minéralogiques sont nécessaires pour y arriver.

De plus "Pour que les procédés soient efficaces, il faut prédire, de manière beaucoup plus précise, la variation minéralogique dans les gisements de géologie-minéralogie complexe" (Marcel, 1992). L'atteinte de cet objectif, selon cet auteur, "dépend de l'intégration des informations géologiques, minéralogiques, minières et métallurgiques dans des systèmes et des procédures appropriés, et de la collaboration des personnes responsables selon le champ de spécialisation concerné".

- Estimation du capital

L'estimation du capital couvre quatre phases de la mise en production d'un gisement minier à savoir la phase d'exploration, la phase de préproduction, la phase de production et la phase de fermeture.

Habituellement le gros des sommes d'investissement se localisent dans les deux premières phases. Ce capital est nécessaire pour l'achat des équipements, pour la construction des bâtiments et pour couvrir les frais de certaines études et des travaux de développement général de la mine.

À titre d'exemple l'investissement, dans les phases d'exploration et de préproduction, dans le projet Grevet (1992) est évalué, d'après le budget de 1992-1995, à 105 401 800 \$ (pour un tonnage de 11 309 206 t) et qui se répartit tel que présenté dans le tableau 2.1.

Tableau 2.1 : Répartition de l'investissement dans les phases d'exploitation et de préproduction dans le projet Grevet (1992)

Année	Montant investi (\$)	\$/ t des réserves
1992	3 251 700	0,29
1993	20 962 800	1,85
1994	61 079 800	5,40
1995	20 107 500	1,78
total	105 401 800	9,32

Les détails concernant les items constituant ces investissements sont donnés dans les annexes A.2.1, A.2.2 et A.2.3. Tandis que les dépenses totales en capital de la phase de production et ses détails sont présentés dans la rubrique de dépenses en capital (annexes A.2.4 et A.2.5).

- Estimation des coûts d'opération

En tenant compte des différentes opérations nécessaires pour l'extraction du minerai, l'équipe de l'ingénierie estime les coûts par tonne (coût unitaire) de chaque opération minière tel que le coût de développement spécifique, le coût de minage, le coût de transport, le coût de traitement du minerai et les coûts de services techniques et généraux.

Les méthodes sélectives (chambre-magasin, chambre remblayée, sous-niveau, etc.) se caractérisent par des coûts de minage plus élevés en comparaison avec les méthodes en vrac (chambre vide, bloc foudroyé, etc.).

Le tableau 2.2 donne l'estimation des coûts d'opération du projet Grevet (1992). Dans ce projet, le coût de minage est évalué comme le coût moyen pondéré des coûts de la méthode par chambre vide et de la méthode par sous-niveau.

Tableau 2.2 : Coût d'opération du projet Grevet

Items	\$/t
Forage de définition	0.18
Préparation de chantiers	3.65
Forage et dynamitage	3.06
Soutirage	2.36
Remblai cimenté	3.56
Services-Mines	8.42
Ingénierie et géologie	1.62
Services techniques	0.09
Administration	1.75
Sous total	24.69
Usinage	10.84
Environnement	1
Sous total	36.53
Frais généraux	0.25
Total	36.78

- Étape de design

Dans ses premières étapes, un projet minier peut avoir différentes configurations. Mais rendu à l'étape du design, où normalement toutes les possibilités potentielles du choix de la méthode et de la séquence de l'exploitation, de l'infrastructure (puits, rampe, etc.) et de l'équipement nécessaires sont éliminées, une configuration optimale doit être choisie (figure 2.2).

Sur la base de cette configuration, l'équipe d'ingénierie génère le profil de tous les flux de matière (stérile et minerai), de personnel et de matériel qui circulent de la mine jusqu'à l'usine de traitement et de la surface vers le souterrain.

- Étape de la planification de la production journalière ou annuelle

La planification de la production vise d'abord la détermination du taux d'extraction annuelle. Ensuite, l'établissement du calendrier de production pour toute la vie de la mine en termes de tonnage de minerai et de quantité de métal.

Pour ce qui est du taux de production journalière ou annuelle, il existe plusieurs approches permettant de le déterminer. On peut les diviser globalement en deux grandes catégories. Les approches de la première se basent fondamentalement sur le tonnage des réserves minières et celles de la deuxième s'appuient essentiellement sur les caractéristiques économiques du projet minier (Smith, 1997).

1) Approche basée sur le tonnage des réserves minières

Le taux de production journalière ou annuelle est établi en fonction de la taille des réserves minières. Il existe de nombreuses formules empiriques pour le calculer (Smith,1997). En Amérique du Nord, la formule 2.1 est le plus souvent en usage :

$$TPJ = \frac{4.88 \times RM^{0.75}}{JO} \quad (2.1)$$

TPJ : taux de production journalier (tonnes courtes); *RM* : réserves minières (tonnes courtes); *JO* : nombre de jours ouvrables annuellement.

À l'aide de cette formule, on peut calculer, pour un tonnage des réserves minières donné et pour 250 jours ouvrables par an, le taux de production journalière et la durée de vie de la mine ainsi que l'illustration des relations entre eux (figure 2.3).

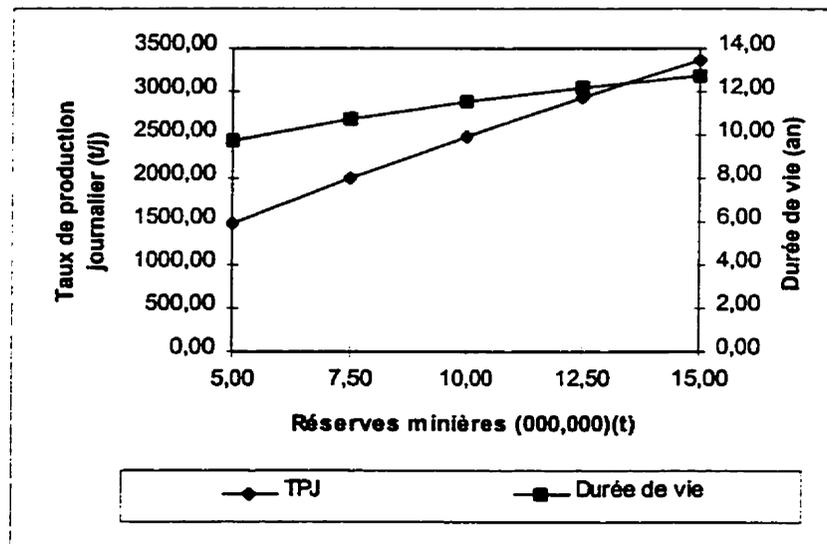


Figure 2.3 : Relations entre réserves minières, le taux de production journalière (TPJ) et la durée de vie de la mine.

2) Approche basée sur les caractéristiques économiques du projet

Il s'agit d'une approche qui est basée sur les critères de la valeur actualisée nette, du taux de rendement interne ou autres. En intégrant un ensemble d'informations telles que le coût d'opération, le coût de capital, l'investissement, la durée de vie de la mine et la teneur, il est possible de calculer le taux de production journalière ou annuelle (figure 2.4).

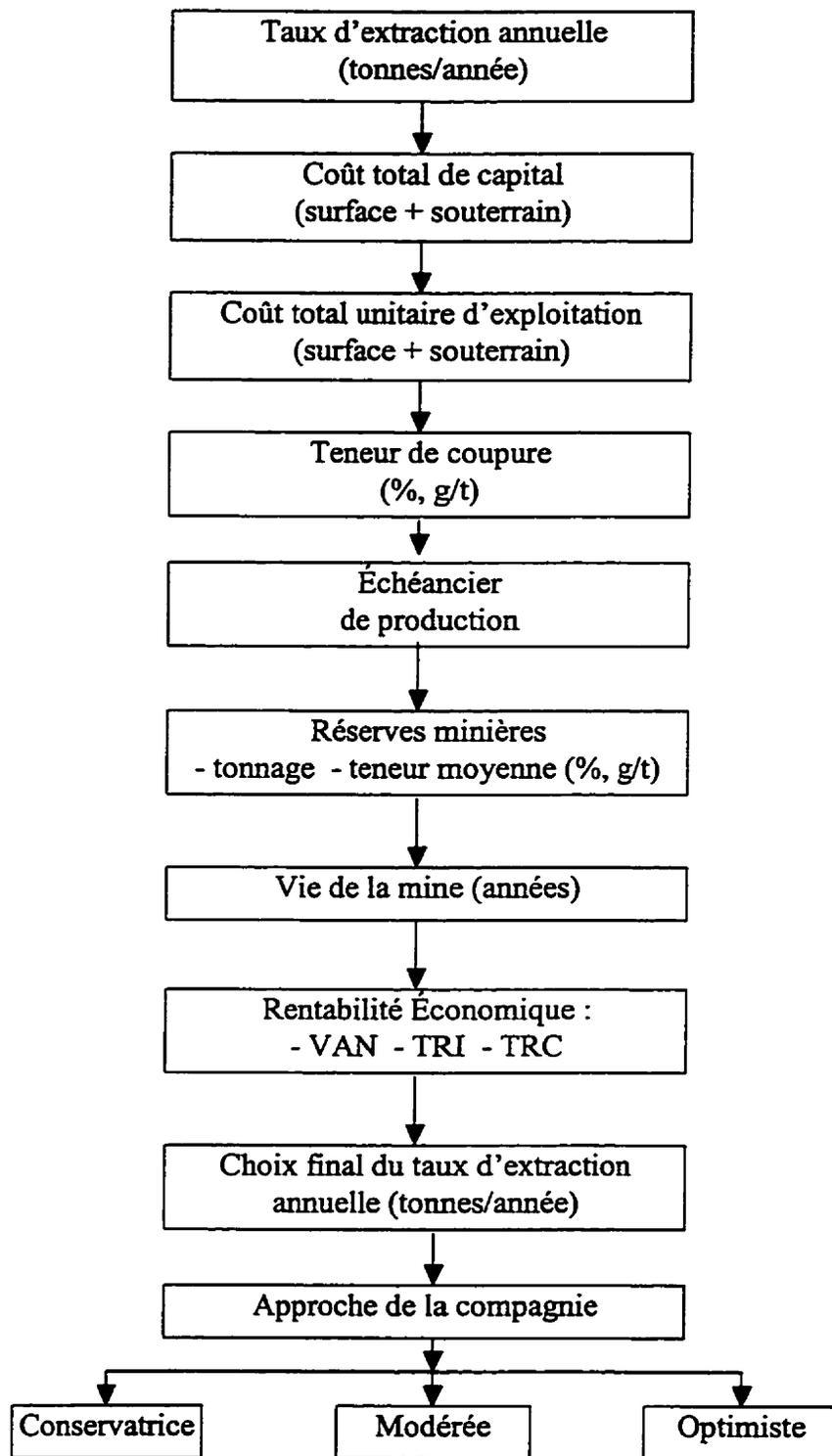


Figure 2.4 : Méthodologie de choix du taux d'extraction journalière ou annuelle
(Source : Planeta ¹, 1996)

¹ Notes personnelles de l'auteur

Selon Smith (1997), la valeur actualisée nette et le taux de rendement interne calculés en fonction du taux de production annuelle, prennent la forme présentée dans la figure 2.5.

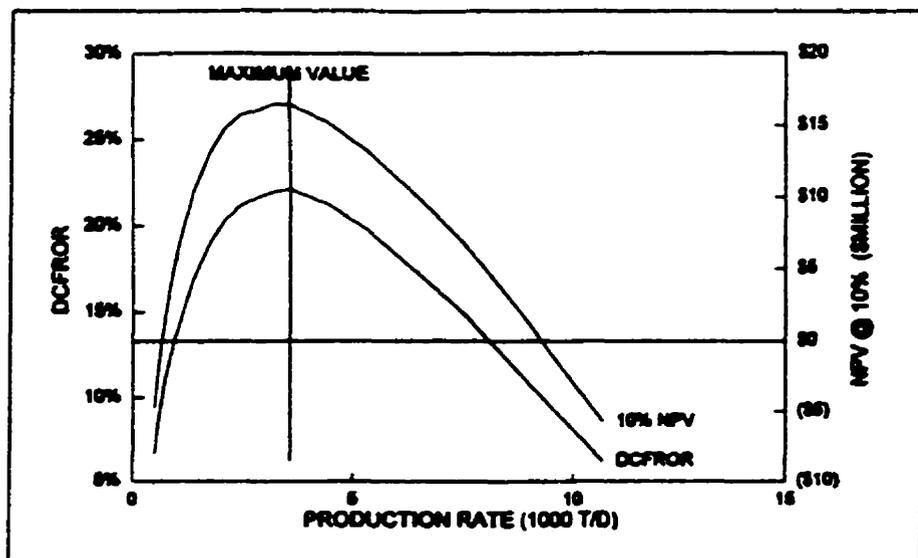


Figure 2.5 : Valeur actualisée nette maximale du “gold CIL project”
 (NPV représente la VAN et DCFROR représente les taux de rendement
 du projet (pour plus de détail voir section 2.3.3))
 (Source : Smith, 1997)

On constate que la valeur actualisée nette ainsi que le taux de rendement interne augmentent progressivement avec le taux de production journalière jusqu'à l'atteinte d'un maximum à partir duquel ces deux valeurs commencent à chuter. Il est évident que le taux de production journalière correspondant à cette valeur maximale est optimal. Se limitant, ci-après, à discuter uniquement du cas de la valeur actualisée nette, nous analysons cette courbe dans les paragraphes qui suivent.

D'une manière générale, les trois parties de cette courbe font l'objet de notre analyse à savoir : le point de la courbe correspondant à la valeur actualisée nette maximale (VANmax), la partie gauche de la courbe ainsi que celle de la droite.

Si le choix repose uniquement sur la valeur actualisée nette de la mine, il est évident que le taux de production journalière qu'on choisie sera celui qui

correspond à la valeur VANmax. Mais, d'autres considérations entrent en ligne de compte. Par exemple, ce taux de production journalière réduit davantage la durée de vie de la mine. Ainsi, il est risqué que cette dernière soit inférieure au cycle économique du prix de métal, ce qui entrave à l'une des règles en usage dans le secteur de l'industrie minière. En outre, ce choix a un impact social et environnemental considérable (Smith, 1997).

De ce fait, ce taux doit rester, selon Smith (1997), uniquement comme un simple indicateur de la limite supérieure, du taux de production journalière ou annuelle, à laquelle on peut se rendre.

En ce qui concerne les deux côtés de la courbe, on pense que les taux de production journalière correspondant aux VAN de la partie droite de la courbe ne doivent pas figurer dans l'éventail des choix. Les taux de production journalière correspondant à la partie gauche de cette courbe, et qui sont évidemment moins élevés que ceux de la partie droite, donnent les mêmes résultats en terme de VAN. En plus ils nécessitent moins d'investissement en terme de capital.

Un choix judicieux d'un taux de production journalière, selon cette approche, correspond donc à l'une des valeurs actualisées nettes situées sur la partie gauche de la courbe du critère de la valeur actualisée nette. Cependant, les choix ne sont pas toujours automatiques. Plusieurs considérations entrent en ligne de compte. De ce fait, selon que la VAN du TPJ choisie est proche ou loin de la VANmax, les décisions prises seront qualifiées de conservatrices, de modérées ou d'optimistes. Ci-après, nous présentons un exemple, qui se prête à la pratique minière, pour mettre en évidence ces aspects.

Il s'agit du cas de la mine Lac-Shortt. En 1983, une analyse économique fut établie pour la détermination du taux de production journalière. Les valeurs

actualisées nettes et les taux de rendement interne furent calculés pour quatre scénarios différents (tableau 2.3).

Tableau 2.3 : Choix du taux de production journalière (mine Lac-Shortt)

Items	Taux d'extraction journalier (tonnes/jours)			
	500	750	1000	1250
Réserves minières				
- teneur de coupure (g/t)	3.46	3	2.73	2.5
- tonnage (t)	2 151 000	2 460 000	2 644 000	2 733 000
- teneur moyenne (g/t)	5.33	5.85	5.61	5.3
Production annuelle (t/an)	173 500	260 250	347 000	433 750
Investissement (M\$)				
- Surface	25.334	28.592	33.624	36.97
- Souterrain	10.35	12.00	13.404	14.59
- Inventaire + capital	0.78	0.988	1.2	1.36
Total	36.46	41.58	48.23	52.9
Coût total de production (\$/t)	52.00	43.90	39.80	36.4
Rentabilité économique				
- TRI (US \$400/once)	9.1%	12.5%	13.6%	15.6%
- TRI (US \$500/once)	18.2%	22.8%	24.1%	26.6%
- VAN (15%) US \$400/once	- 8.1M\$	- 3.4M\$	-2.1M\$	0.86M\$
- VAN (15%) US \$500/once	4.5 M\$	11.2 M\$	13.8 M\$	17.2 M\$
Approche	Conservatrice		Modérée	optimiste

Les résultats de ces études étaient très intéressants, notamment avec un prix de 500\$ US/once d'or. Mais la compagnie a opté pour une approche conservatrice. Le scénario d'une production de 750 t/j a été retenu (Lac-Shortt 1983) pour les raisons suivantes :

- la conjoncture économique était défavorable,
- après avoir une idée précise des réserves minières, de l'efficacité des méthodes d'exploitation et des coûts de production, la compagnie anticipait d'oeuvrer avec un taux de production plus élevé.

2.3.3. Aspect de l'économie

L'aspect économique, par ses paramètres et son modèle, a un rôle déterminant pour l'établissement des réserves à exploiter. Ses paramètres, le prix, le coût du capital et la demande, sont sujets à la dynamique des marchés. De ce fait, le processus de l'optimisation des réserves doit tenir compte de cette dynamique.

- *Modèle économique*

Le concept de flux monétaire (cash flow) est habituellement utilisé pour exprimer, en termes monétaires, la valeur d'un projet, d'un gisement minier dans notre cas. Il est définie comme étant la différence entre les entrées et les sorties de fonds générés par une éventuelle exploitation du gisement minier en question. Pour la mesure de la viabilité économique du projet, la méthode des flux monétaires utilise le plus souvent deux critères : la valeur actualisée nette et le taux de rendement interne.

Valeur actualisée nette (VAN)

La connaissance des flux monétaires, le moment où ils surviennent et le taux d'actualisation exigé permet de déterminer la valeur du gisement au moment de l'investissement. Si cette valeur est suffisamment plus élevée que l'investissement envisagé, le projet est alors rentable; sinon le projet ne l'est pas. La valeur actualisée nette n'est que la différence entre la valeur actualisée des entrées et des sorties de fonds et l'investissement envisagés pour la réalisation du projet. Mathématiquement, elle s'exprime comme suit (Cavender, 1992) :

$$VAN = \frac{F_1}{(1+r)} + \frac{F_2}{(1+r)^2} \dots + \frac{F_i}{(1+r)^i} \dots + \frac{F_n}{(1+r)^n} - I \quad (2.2)$$

Où, F_i : flux monétaire de l'année i ; r : le taux d'actualisation; n : la durée de vie du projet; I : l'investissement initial.

Taux d'actualisation

En parlant du critère de la valeur actualisée nette, nous avons utilisé le taux d'actualisation sans trop préciser sa signification. Il s'agit du taux de rendement qu'une entreprise doit réaliser pour satisfaire les exigences des fournisseurs de capitaux : banques, actionnaires, des obligations, etc. Le coût de financement varie d'une source à l'autre. De ce fait, dans le calcul d'actualisation, il faut tenir compte des différentes sources de financement.

Par exemple dans le cas du projet Grevet (1992), l'investissement a été évalué à 105 M\$. Deux modes de financement ont été possibles : le projet a pu être financé uniquement par l'émission des actions ou, par l'emprunt de 50 M\$ au taux de 9% et le reste, qui est de 55 M\$ dans ce cas, a été financé par l'émission des actions à un taux de rendement (taux d'actualisation) de 15%. Le taux de rendement exigé dans le premier cas était de 15%. Alors que pour le deuxième cas, il était de 12.14 % ($55/105 * 15\% + 50/105 * 9\%$). Dans ce projet, le taux de rendement de chaque source est pondérée par son poids, qui reflète en effet la part de contribution de chacune d'elles dans son financement.

En outre, le taux d'actualisation est généralement composé de 3 éléments (Smith, 1995) : d'un taux d'intérêt de base (r_b) d'un taux d'inflation (r_f) et d'une prime de rendement dépendant du niveau de risque (r_r) (formule 2.3).

$$r = r_b + r_f + r_r \quad (2.3)$$

Selon qu'on considère le taux d'inflation ou non, les analyses financières du projet se font, respectivement, en dollars courants ou en dollars constants.

En ce qui concerne le taux de risque qui influence le coût du capital, dans ce qui suit nous lui réservons une section. Mais avant, nous présentons un autre critère financier qui n'est qu'un cas particulier du coût de capital (la VAN lui correspondant est nulle).

- Taux de rendement interne (TRI)

Le taux de rendement interne est un critère financier qui permet de comparer la rentabilité de l'investissement envisagé par rapport à un autre projet d'investissement, qui a le même risque, ou d'un placement dans les marchés financiers (Le Bel, 1993). On peut le considérer comme une mesure relative, en terme de pourcentage, de la contribution du projet à la richesse des actionnaires. Il est défini comme le taux d'actualisation qui fait en sorte que la valeur actuelle des entrées de fonds est égale à la valeur actuelle des sorties de fonds ($VAN = 0$).

- Notion du risque

Dans les projets d'investissement minier, la notion du risque est très présente, comme le montre la figure 2.6, depuis les études d'exploration et de pré faisabilité jusqu'à l'extraction et le traitement du minerai. De plus, ce risque est lié, au capital, au coût d'opération, aux revenus, à la durée de vie, etc.

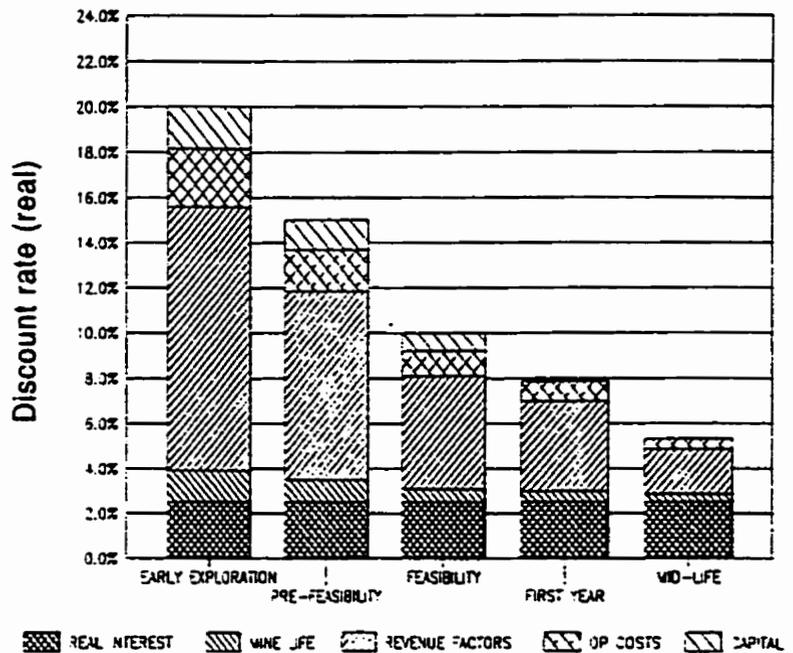


Figure 2.6 : Composantes du taux de rendement réel dans les différentes phases d'un projet minier (OP cost : coûts d'opération).

(Source : Dowd, 1994)

Ce risque , lié souvent à une variable du projet (capital, coûts d'opération, etc.) ou du projet lui même, est déterminé ou analysé en fonction de deux aspects : l'incertitude associée à la variable en question et la conséquence de cette variable sur le projet en étude (Smith, 1995).

L'incertitude est inversement proportionnelle à la connaissance dont on dispose sur la variable en étude. De ce fait, l'information a un rôle primordial, dans la gestion du risque, non seulement en terme de quantité comme le souligne Smith (1995), mais aussi en terme de qualité. Par ailleurs, plus on est informé sur la situation d'une variable donnée plus l'incertitude est réduite.

En outre, la conséquence de la variable, sous analyse, sur la viabilité économique du projet est un deuxième volet sur lequel on peut jouer pour gérer les situations à risque.

La combinaison de ces deux volets (incertitude et conséquence) permet de mesurer le risque. En outre, elle conduit à la distinction de deux situations très intéressantes (Smith, 1995) :

La première est le cas où une variable ayant un degré d'incertitude élevé et une conséquence considérable sur le projet. Dans ces circonstances, le degré de risque est supposé être plus élevé. De ce fait, la collecte d'informations concernant cette variable est primordiale.

La deuxième est le cas où le degré d'incertitude associée à la variable est faible et la conséquence de celle-ci sur la viabilité du projet l'est aussi. À ce moment, le degré du risque est faible.

Entre ces deux situations extrêmes, on peut identifier d'autres situations intermédiaires : incertitude faible versus conséquence considérable et, vice versa, incertitude élevée versus conséquence faible. Dans ces cas, des analyses

particulières devront se faire pour comparer le coût d'informations et la conséquence de la variable sur la viabilité économique du projet.

Il est nécessaire, donc, d'identifier les variables qui ont un impact considérable sur le projet et qui sont à l'origine de l'incertitude qui l'entoure.

Parmi ces variables, dans le cas des projets miniers, on recense habituellement le coût de capital, les coûts d'opération, la durée de vie de la mine et les revenus qui sont à leurs tours liés aux prix du métal, aux teneurs et aux recouvrement des réserves (Smith, 1995; Thompson, 1993 ; Goode et al, 1991).

Aux variables précédentes, il s'ajoute la problématique de la dilution et des pertes des réserves et du métal qui sont des variables souvent négligées à l'étape de l'étude de faisabilité et aux meilleurs cas elles sont mentionnées d'une manière descriptive. La dilution et les pertes ont des conséquences considérables sur les coûts et les revenus du projet à tel niveau qu'elles peuvent conduire à la fermeture de certains chantiers et parfois même de la mine (Tintor, 1988). De plus, elles peuvent constituer une source d'incertitude. De ce fait, lors de l'analyse de sensibilité, il serait souhaitable d'en tenir compte afin de pouvoir avoir une idée sur les sommes qu'on doit louer, dans le budget, pour le traitement de ce phénomène d'une manière préventive d'abord et curative par la suite.

2.4. Analyse de sensibilité

2.4.1. Analyse de sensibilité par les méthodes déterministes

L'analyse de sensibilité a pour objet d'établir dans quelle mesure une variable peut se caractériser par des fluctuations ou des inexactitudes tolérables pour le décideur, c'est-à-dire par des variations n'influant pas sur la décision d'investissement. Le coût de capital, les coûts d'opération, la teneur et le tonnage des réserves, le phénomène de la dilution et des pertes des réserves ou

de métal, le prix des métaux sont, dans le cas des projets miniers, des variables ou des paramètres sujets à l'incertitude et/ou à l'inexactitude et qui ont une influence directe sur la valeur actualisée nette.

Prenons le cas du projet Grevet. Les coûts directs et indirects, du programme d'exploration et de préproduction d'un gisement de zinc totalisent les 105 M\$ (voir tableau 2.4).

Tableau 2.4 : Coûts directs et indirects incluant les frais de gestion

Phases	Coûts (en M\$)
Exploration (16 mois)	25,9
Pré-production (32 mois)	79,5
Total	105,4

La valeur actualisée nette de base, pour un taux de d'actualisation de 12%, un prix de 0,65 \$ US par une livre de zinc et un taux de change de 1 \$ US = 1,25 \$ CAN/oz, du projet Grevet est de 36.300 M\$. Les annexes A.2.4 et A.2.5 présentent les détails des flux monétaires et leur actualisation.

Alors, l'analyse de sensibilité consiste à modifier les valeurs d'une variable, dans notre cas le prix, le coût de capital, le taux de change ou le coût d'opération, et à calculer ses effets sur la valeur actualisée nette. Autrement dit, il s'agit d'analyser la sensibilité de la valeur actualisée nette aux modifications de cette variable, exprimées en pourcentages de variation ou en montants. Le tableau 2.5 résume, en termes de pourcentages, l'analyse de sensibilité pour le projet Grevet, pour les cas d'un investissement sans financement (VAN1) et pour le cas d'un investissement avec financement (VAN2), emprunt de 50 M\$.

Tableau 2.5 : Analyse de sensibilité, cas sans financement VAN1 et cas avec financement VAN2 avec un emprunt de 50 M\$, projet Grevet

Variables et paramètres	Variation (±%)	VAN1 (±%)	VAN2 (±%)
Prix du zinc	10	50	47
Coût de capital	10	12	10
Coût d'opération	10	20	18
Taux de change	10	50	45

L'analyse de sensibilité présentée précédemment permet de montrer l'impact de la variation d'une variable sur la VAN, mais elle ne permet pas de savoir à quel point ou à quel degré de certitude cette variable peut avoir cette variation, c'est-à-dire la quantification de l'incertitude liée à une variable. Par contre, les analyses de sensibilité par des simulations stochastiques le permettent. La section qui suit donne un aperçu général sur ces méthodes.

2.4.2. Analyse de sensibilité à l'aide des simulations stochastiques

Ces simulations ont pour objet d'incorporer le risque dans la décision d'investir. Plusieurs variables déterminent la valeur actualisée nette d'un projet. Les outils informatiques permettent de simuler plusieurs résultats de VAN en utilisant un grand nombre de variables. Une distribution de probabilités est associée à chaque variable pertinente. Tous ces calculs aboutissent à la détermination d'une distribution de probabilités de VAN susceptible d'améliorer l'évaluation du risque du projet par le gestionnaire (figure 2.7).

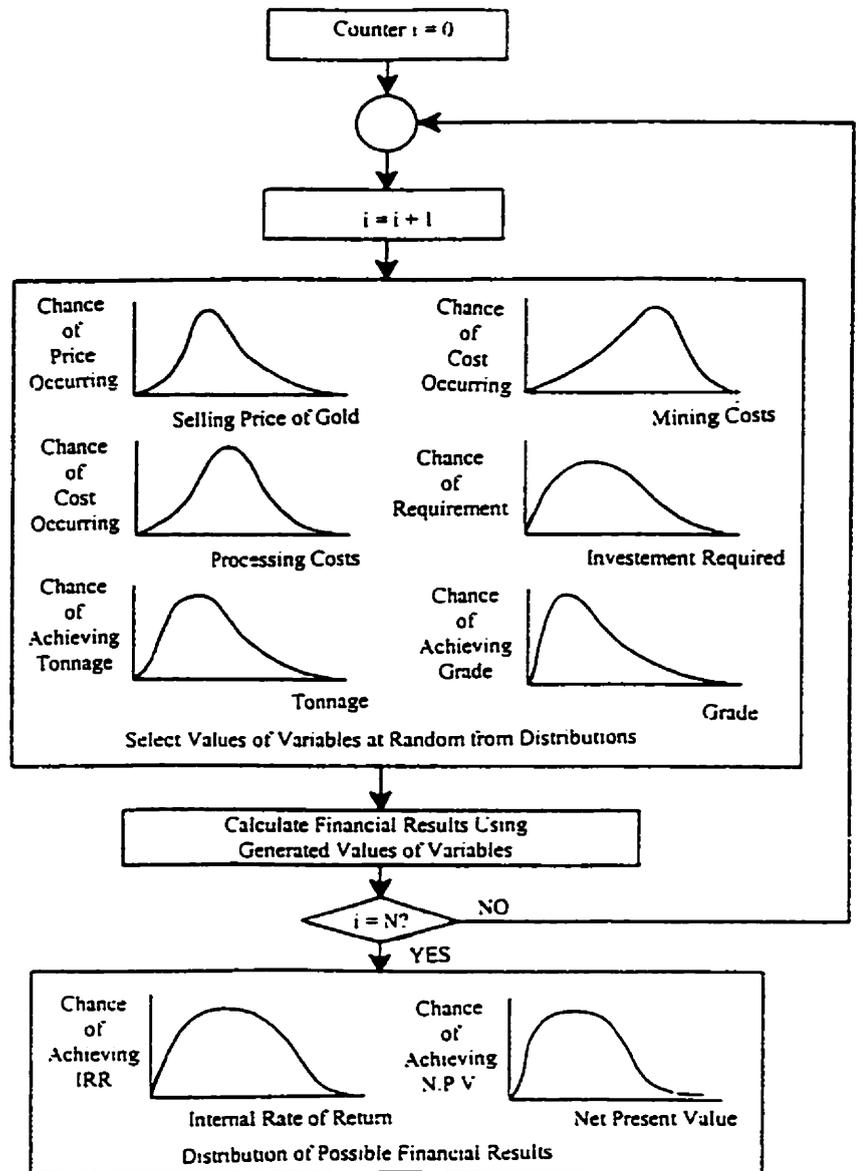


Figure 2.7 : Diagramme des opérations successives illustrant l'analyse standard des risques liés aux projets miniers.
(Source : Dowd, 1994)

Donc, chaque variable est introduite ou considérée comme une distribution de probabilité caractérisée par une valeur moyenne et un écart type.

Pour illustrer ces simulations stochastiques, supposons un exemple d'un projet fictif d'une mine d'or, présenté par Cavender (1992), dont le tableau 2.6 résume ses caractéristiques.

Tableau 2.6: Distribution de probabilité des variables
(Source : Cavander, 1992)

Variabes	Distribution	Moyenne	Écart-type
Teneur moyenne	Normale	4.05 g/t	10%
Tonnage des réserves	Normale	8 300 000 t	250 000 t
Recouvrement	Uniforme	95%	-
Prix de l'or	Normale	10.50 \$/g	20%
Coûts d'opération	Lognormale	-	10%
Coût de capital	Lognormal	-	10%

Pour évaluer ce projet, une distribution de la VAN est calculée à partir de différentes combinaisons des valeurs affectées à ses variables, les valeurs sont choisies à l'intérieure de la distribution de chacune des variables. Ces calculs peuvent se faire pour tous les critères permettant l'évaluation de la rentabilité du projet. Pour l'exemple choisi, seulement le cas de la VAN est présenté (figure 2.8).

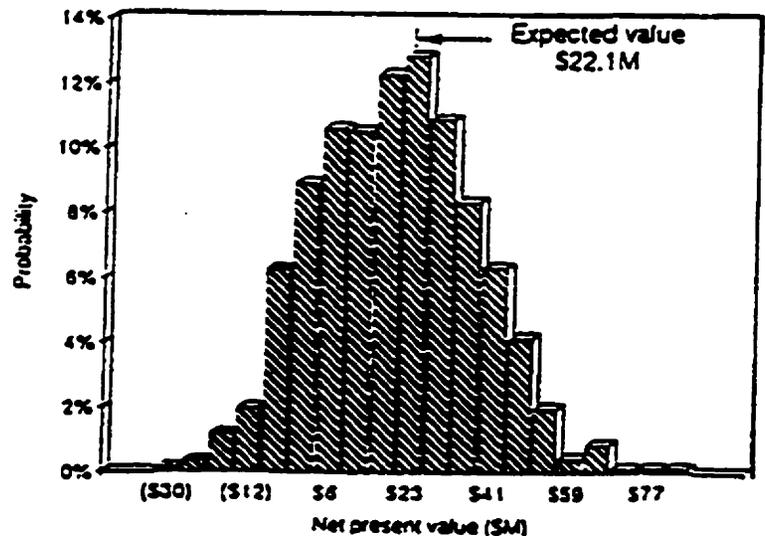


Figure 2.8 : Distribution de probabilité de la VAN d'un projet ayant un tonnage journalier de 6000 t/j.
(Source : Cavander, 1992)

2.5. Méthode de calcul des paramètres technico-économiques

Les annexes A.2.6, A.2.7, A.2.8 et A.2.9 présentent des modèles empiriques permettant de calculer les différents paramètres technico-économique pour le cas d'une mine de taille moyenne. Ces Modèles ont été tirés du livre Mining Engineering Handbook (1992). Les valeurs qui correspondent à ces modèles sont présentées dans les annexes C.5.1 et C.5.2. Soulignons que ces résultats sont à la base de l'analyse de l'impact économique de la dilution et des pertes additionnelles dans le chapitre 5.

3. Phénomène de la dilution et des pertes des réserves

3.1. Introduction

La dilution et les pertes des réserves sont deux phénomènes qui constituent un problème auquel l'exploitation souterraine fait face le long de toutes les étapes de la réalisation des travaux d'extraction. Plusieurs auteurs (Almgren 1986 , Agraaham 1968 , Planeta 1995, et autres) ont traité ces phénomènes et plus particulièrement celui de la dilution. Dans ce chapitre, nous mettrons la lumière sur les principaux aspects de la dilution et des pertes des réserves dans une exploitation souterraine.

Qu'est ce que la dilution et les pertes des réserves? Quels types de dilution et de pertes des réserves que les opérations minières engendrent-elles? Quelles sont leurs origines ou leurs sources? Mathématiquement, comment peut-on les calculer? Techniquement, comment peut-on les estimer, les prévoir et les contrôler? Voilà autant de questions importantes, dont nous essayons de clarifier en se basant sur les différents articles scientifiques et rapports techniques.

3.2. Dilution et pertes : définition, types et sources

3.2.1. Dilution

On comprend par dilution l'ajout au minerai exploité ou à exploiter d'une roche stérile ou de matériel minéralisé à teneur plus basse que la teneur de la coupure.

3.2.1.1.Types de dilution

Deux types de dilution peuvent être distingués : dilution planifiée et dilution additionnelle.

On comprend par **dilution planifiée** toute quantité de stérile qu'on est contraint d'extraire avec le minerai pour des raisons d'opération, d'irrégularité de la géométrie du gisement, etc. Et, on comprend par

dilution additionnelle la roche stérile provenant de l'extérieur de limites planifiées des chantiers d'abattage.

3.2.1.2. Sources de dilution

Après avoir défini, précédemment, ce qu'on entend par dilution précisé ses types, nous allons présenter et expliquer, dans cette section ses différentes sources.

- **Sources de la dilution planifiée.** La dilution planifiée est un inévitable. Il est inhérent à la méthode d'exploitation au niveau des travaux préparatoires et celui des travaux d'abattage (figure 3.1).

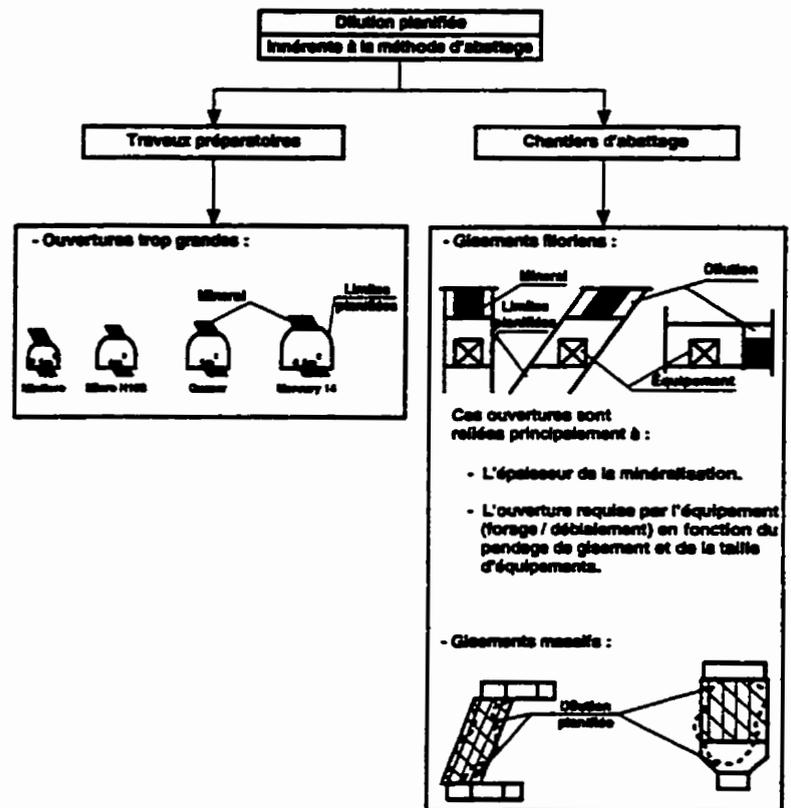


Figure 3.1 : Sources de la dilution planifiée
(Source : Planeta, 1995)

Dans les deux cas, on est souvent obligé de créer des ouvertures dépassant la puissance (largeur) du gisement, notamment dans le cas des gisements filoniens, pour pouvoir opérer convenablement. Dans

d'autres cas, la géométrie du gisement est irrégulière et il est impossible de le suivre en fonction de cette irrégularité. Dans un tel cas, l'extraction de certaines quantités de stérile avec le minerai n'est dilué est inévitable.

- **Sources de la dilution additionnelle.** Les sources de la dilution additionnelle sont d'ordre technique et géotechnique (figure 3.2). Sur le plan technique la dilution additionnelle peut être causée par la mauvaise maintenance du minerai et du remblai. Tandis que, sur le plan géotechnique, elle est due essentiellement aux effondrements de roches suite soit à des vibrations excessives durant les travaux de sautage, soit à une géométrie ou à un soutènement inadéquats.

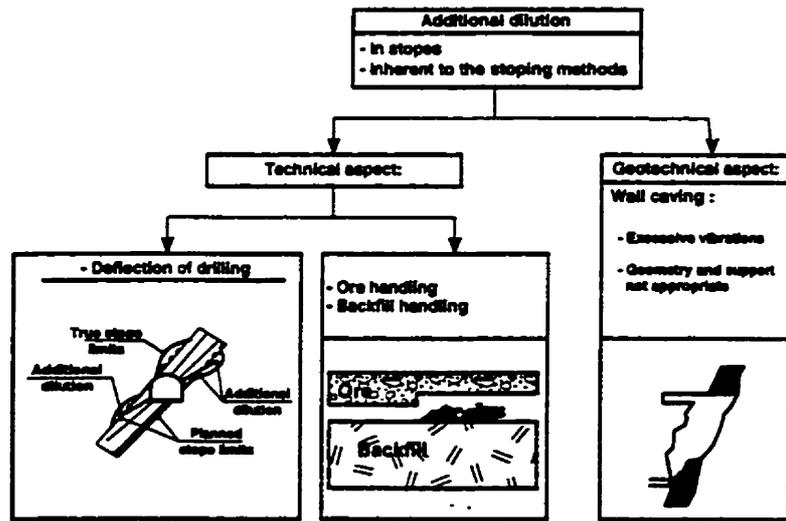


Figure 3.2 : Sources de la dilution additionnelle
(Source : Planeta, 1995)

3.2.2. Pertes

Nous définissons les pertes à deux niveaux différents. Le premier est celui des pertes des réserves encaissées au stade de l'exploitation souterraine et le deuxième est celui des pertes de métal courues lors du traitement du minerai (figure 3.3).

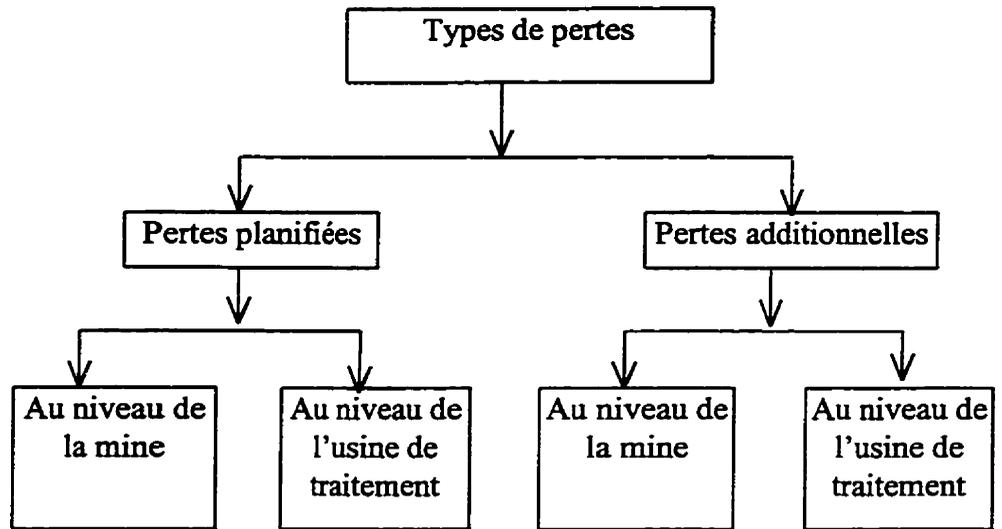


Figure 3.3 : Types de pertes aux différents niveaux d'opération

Delà, on comprend par pertes, toute quantité du minerai laissée ou abandonnée dans les chantiers d'abattage ou échappée lors de son transport ainsi que toute perte du métal au niveau de l'usine de traitement. On distingue généralement deux types de pertes : pertes planifiées et pertes additionnelles.

- **Sources des pertes planifiées.** Ce type de pertes est inhérent à la méthode de l'exploitation souterraine et aux limites technologiques des procédés de traitement (figure 3.4).

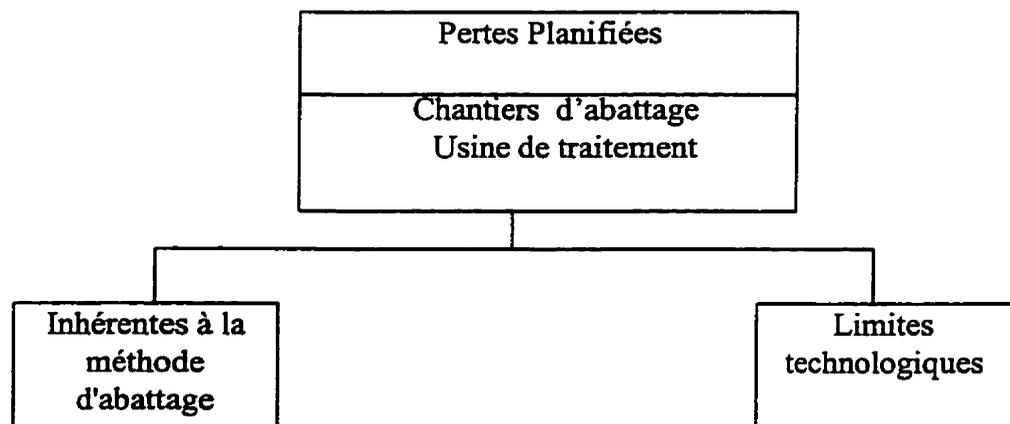


Figure 3.4 : Sources des pertes planifiées

Dans le premier cas, lors de la conception de la méthode d'abattage (chambre et piliers par exemple), on est obligé, étant donné les conditions du terrain et la valeur de minerai dans les marchés, d'utiliser une partie du minerai, lui-même sous forme de soutènement pour soutenir le toit des excavations (soutènement naturel).

Dans le deuxième cas, au niveau de l'usine de traitement, habituellement, la récupération est inférieure à 100%. À titre d'exemple, à la mine Bousquet 2 une perte de 0,4 g Au/t dans les rejets est, toujours, considérée dans les calculs des revenus (Planeta et al, 1996); en outre, à la mine Lac Shortt (1983) le facteur de récupération a été de 92,65% , donc une perte de 7,35% du métal a été planifiée.

- **Sources des pertes additionnelles.** Les sources de ce type de pertes, au niveau souterrain, peuvent être associées aux aspects (figure 3.5) :

- techniques (comme exemples, déviation des trous de forage au niveau souterrain; à l'usine de traitement, une quantité importante du stérile peut diminuer l'efficacité de la flottation),
- géotechniques (effondrement des épontes),
- ou sécuritaires (impossibilité de récupérer une partie du minerai, ex. la méthode Avoca : cas de la mine Lac Shortt).

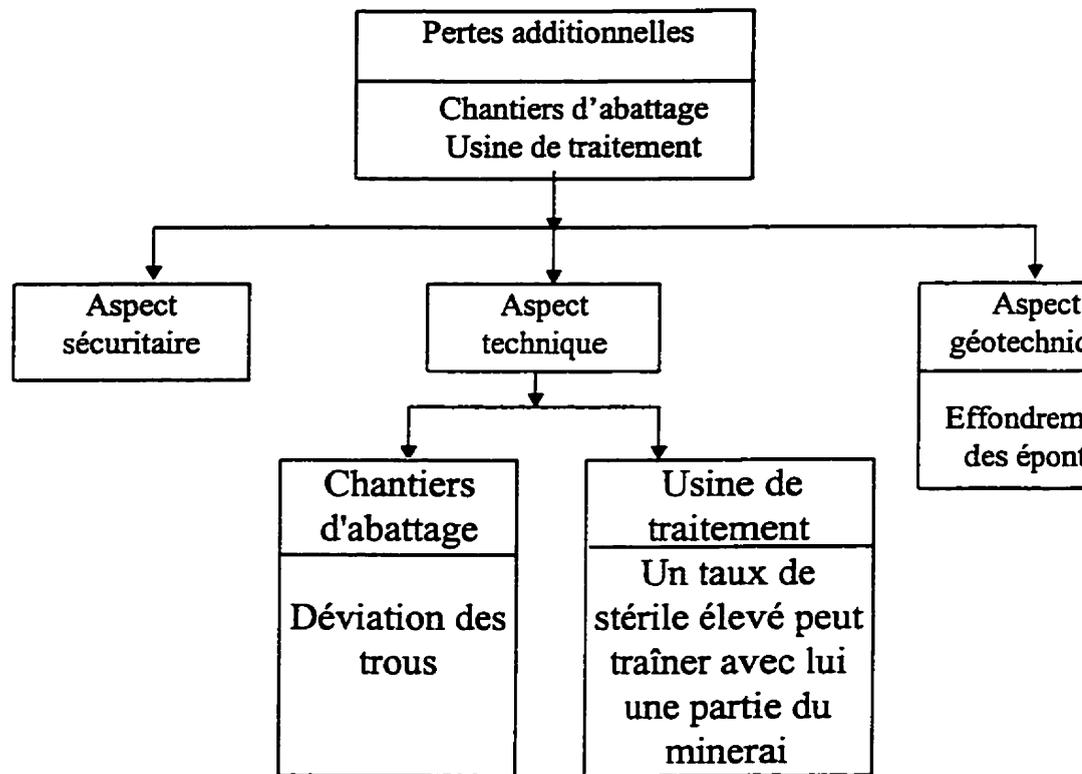


Figure 3.5 : Sources des pertes additionnelles

Ainsi, au niveau de l'usine de traitement un taux élevé de stérile dans le tonnage venant influence négativement le taux de récupération. Faute de modèles, on néglige souvent, dans le calcul des revenus, les pertes additionnelles de minerai à l'usine de traitement (Elbrond et al 1992) ou plus précisément elles ne sont établies qu'après avoir dressé le bilan final de la production.

3.3. Méthodes de calcul de la dilution et les pertes

3.3.1. Méthodes de calcul de la dilution

Si la définition de la dilution et la distinction de ses différents types, dans les sections précédentes, paraît simple et claire, il ne va pas de même pour la manière de la calculer. La littérature nous enseigne qu'il y a plusieurs façons de le faire. Ci-après, nous discutons certaines de ces dernières :

3.3.1.1. Définitions en usage

La figure 3.6 résume, selon la littérature, les différentes méthodes de calcul de la dilution (Planeta, 1995). On constate qu'elle peut être exprimée en pourcentage, mais soit en fonction de la teneur, soit en fonction du tonnage.

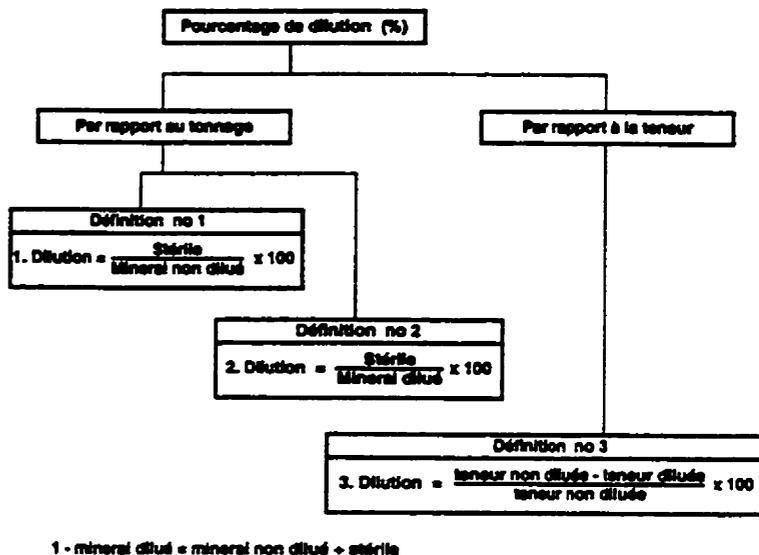


Figure 3.6 : Classification de différentes définitions de la dilution
(Source : Planeta, 1995)

Delà dix définitions ont été dérivées (tableau 3.1).

Définition	Pourcentage de dilution (%)			
	Planifiée	Additionnelle		Finale
		Variante no. 1	Variante no. 2	
No. 1	$DP_1 = \frac{S_p}{T_r} \times 100$	$DA_{11} = \frac{S_a}{T_m} \times 100$	$DA_{12} = \frac{S_a}{T_r} \times 100$	$DF_1 = \frac{S_r}{T_r} \times 100$
No. 2	$DP_2 = \frac{S_p}{T_m} \times 10$	$DA_2 = \frac{S_a}{T_r} \times 10$		$DF_2 = \frac{S_r}{T_r} \times 100$
No. 3	$DP_3 = \frac{t_m - t_r}{t_r} \times 100$	$DA_3 = \frac{t_m - t_r}{t_m} \times 100$		$DF_3 = \frac{t_r - t_r}{t_r} \times 100$

Tableau 3.1 : Différentes définitions de la dilution en usage

(Source : Planeta, 1995)

En outre, neuf définitions (tableau 3.2) de la dilution en usage dans l'industrie minière canadienne sont repérées par l'enquête de Pakalnis (1986). Elle est calculée, des fois en fonction de la teneur, des fois en fonction du tonnage de minerai (dilué ou non) ou du remblai, et parfois en fonction d'autres paramètres.

Equation	Definition of dilution (generally expressed as percentage)
Eq (1)	Dilution = (Tons waste mined) / (Tons ore mined)
Eq (2)	Dilution = (Tons waste mined) / (Tons ore mined + tons waste mined)
Eq (3)	Dilution = (Undiluted in-situ grade as derived from drill holes) / (Sample assay grade at drawpoint)
Eq (4)	Dilution = (Undiluted in-situ grade reserves) / (Mill head grade obtained from same tonnage)
Eq (5)	Dilution = (Tonnage mucked - tonnage blasted) / (Tonnage blasted)
Eq (6)	Dilution = Difference between backfill tonnage actually placed and theoretically required to fill void
Eq (7)	Dilution = Dilution visually observed and assessed
Eq (8)	Dilution = ("x" amount of meters of footwall slough + "y" amount of hanging wall slough) / (ore width)
Eq (9)	Dilution = (tons draw from stopes) / Calculated reserve tonnage over the last ten years

Tableau 3.2 : Différentes définitions de la dilution en usage

(Source : Pakalnis, 1986)

Une représentation graphique (figure 3.7) de deux définitions [EQ(1) et EQ(2) du tableau 3.2)] permet de mettre en évidence la différence entre ces dernières : pour une tonne de minerai et une tonne de stérile, la dilution est de 100% pour une définition (EQ(1)) et de 50% pour l'autre (EQ(2)).

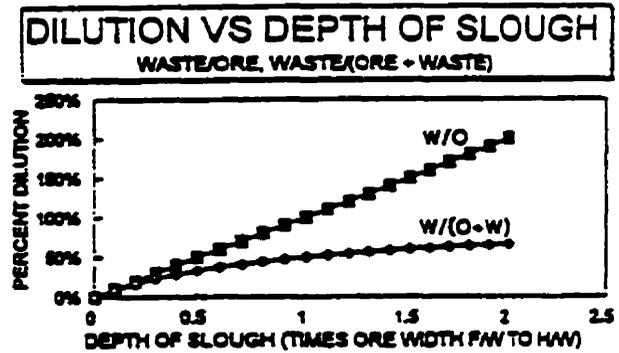


Figure 3.7 : Comparaison de l'allure de la courbe de dilution, selon deux définitions
(Source : F. Miller, Y. Potvin et D. Jacob, 1992)

De ce fait, Planeta (1995) a proposé une nouvelle manière de calculer la dilution. D'abord pour unifier les différentes définitions et offrir ainsi la possibilité d'effectuer des études et des analyses comparatives entre différentes mines et différents travaux de recherche. Et, pour spécifier, ensuite, les types de la dilution : dilution planifiée, dilution additionnelle ou dilution totale. La notion du facteur de dilution, que nous présentons ci-après, a été proposée alors.

3.3.1.2. Notion du facteur de dilution

La dilution peut être interprétée comme étant l'action de diluer le minerai par du stérile (Planeta, 1995). Donc, le phénomène de la dilution est perçu comme un processus qui part d'un état initial (minerai non dilué) pour atteindre ou arriver à un état final (minerai dilué). Delà, le rapport entre l'état final et l'état initial permet de

définir un facteur de dilution. En termes plus techniques, ce dernier est définie comme étant le rapport entre le tonnage du minerai dilué et le tonnage du minerai non dilué (figure 3.8).

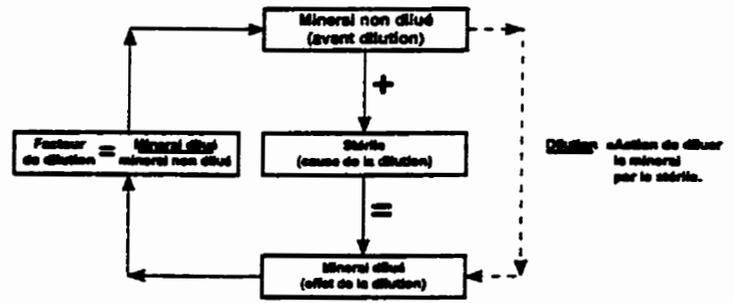
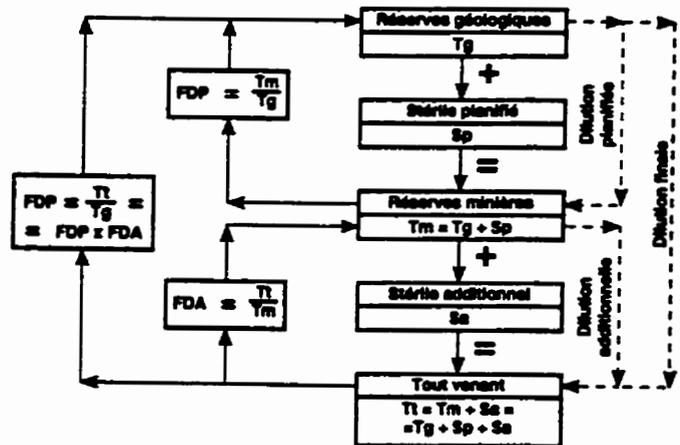


Figure 3.8 : Définition d'un facteur de dilution
(Source : Planeta, 1995)

Comme l'illustre la figure 3.9, selon que la partie du stérile est inévitable ou non, on attribue à chaque source de dilution un facteur qui lui correspond : facteur de dilution planifiée, facteur de dilution additionnelle et facteur de dilution totale.



OU :

- FDP - facteur de dilution planifiée;
- FDA - facteur de dilution additionnelle;
- FDF - facteur de dilution finale.

Figure 3.9 : Définitions des facteurs de dilution dans l'exploitation souterraine
(Source : Planeta, 1995)

3.3.2. Méthodes de calcul des pertes

Les pertes, exprimées souvent en pourcentage, sont généralement caractérisées, d'une manière indirecte, par un facteur de recouvrement de réserves au niveau souterrain et un facteur de récupération de métal au niveau de l'usine de traitement. Le premier exprime le rapport entre le minerai extrait et le minerai à extraire. Alors que, le deuxième exprime le pourcentage du métal récupéré par rapport à celle contenue dans le tout-venant. Mais, ni l'un ni l'autre ne spécifie de quelles pertes s'agit-il : pertes planifiées, pertes additionnelles ou pertes totales. Dans ce qui suit, une notion d'un facteur de récupération de métal est proposée.

3.3.2.1. Notion du facteur de récupération

L'action de récupérer les réserves minières en place, dans la mine, ou le métal du tout-venant, à l'usine de traitement, ne peut se faire habituellement, sans des pertes. Pour traduire ces dernières, d'une manière indirecte, on définit un facteur de récupération de métal (FR) par lequel on entend le rapport entre la quantité du métal récupéré et celle du métal à récupérer (figure 3.10). En se basant sur cette notion, nous déterminons, dans ce qui suit, des facteurs de récupération totale et partielle du métal :

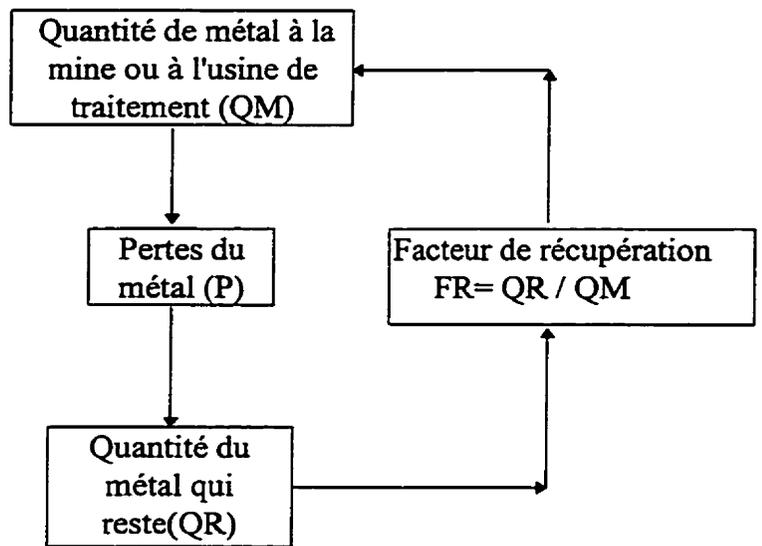


Figure 3.10 : Facteur de récupération du métal (FR)

* Pour alléger la notation, on a convenu de noter le facteur de récupération du métal par FR au lieu de FRM

- Facteur de récupération totale à la mine

À la différence de la dilution, les pertes s'étalent habituellement sur toutes les activités d'une mine : des opérations du minage jusqu'aux celles de traitement. En exprimant l'ensemble de ces pertes en terme de quantité de métal, nous définissons un facteur de récupération total du métal (FRT). Ce dernier est le produit de deux facteurs de récupération partiels. Il s'agit du facteur de récupération totale du métal à l'extraction en souterrain (FRTM) et du facteur de récupération total du métal à l'usine de traitement (FRTU) (figure 3.11). Ci-dessous, nous définissons et nous déterminons ces deux facteurs.

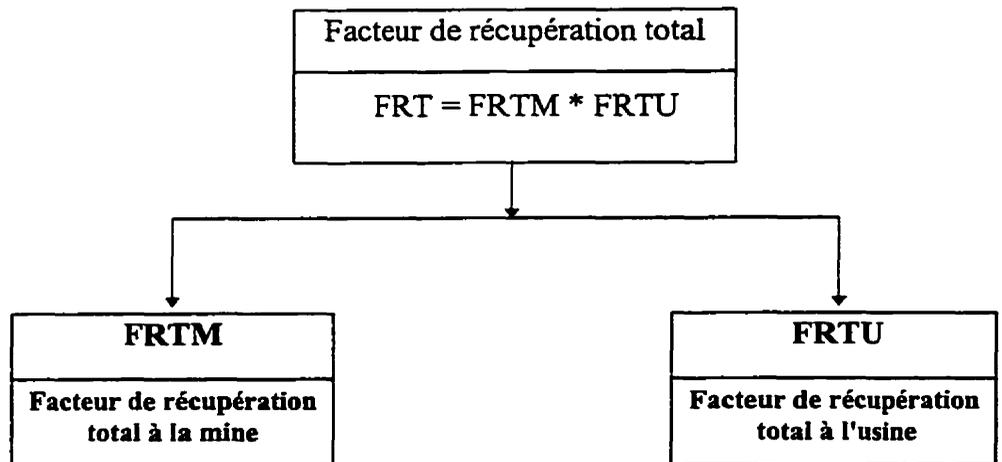


Figure 3.11 : Facteur de récupération total

a) **Facteur de récupération totale à l'extraction (FRTM).** Le FRTM traduit le pourcentage de la quantité totale du métal récupéré (MEM) par rapport à la quantité du métal existante dans les réserves en place ou dans un chantier (MM). Ce facteur tient compte, donc, des pertes planifiées (PPMM) et des pertes additionnelles (PAMM) qui sont, à leurs tours, définies par un facteur de récupération planifiée (FRPMM) pour le premier cas, et par un facteur de récupération "additionnelle" (FRAMM) en deuxième cas. Plus précisément, FRPMM est définie par rapport à la quantité de métal existante dans la mine ou dans un chantier, ou un niveau, etc) alors que, le deuxième est définie par rapport à la quantité du métal à récupérer (MAEM) (figure 3.12).

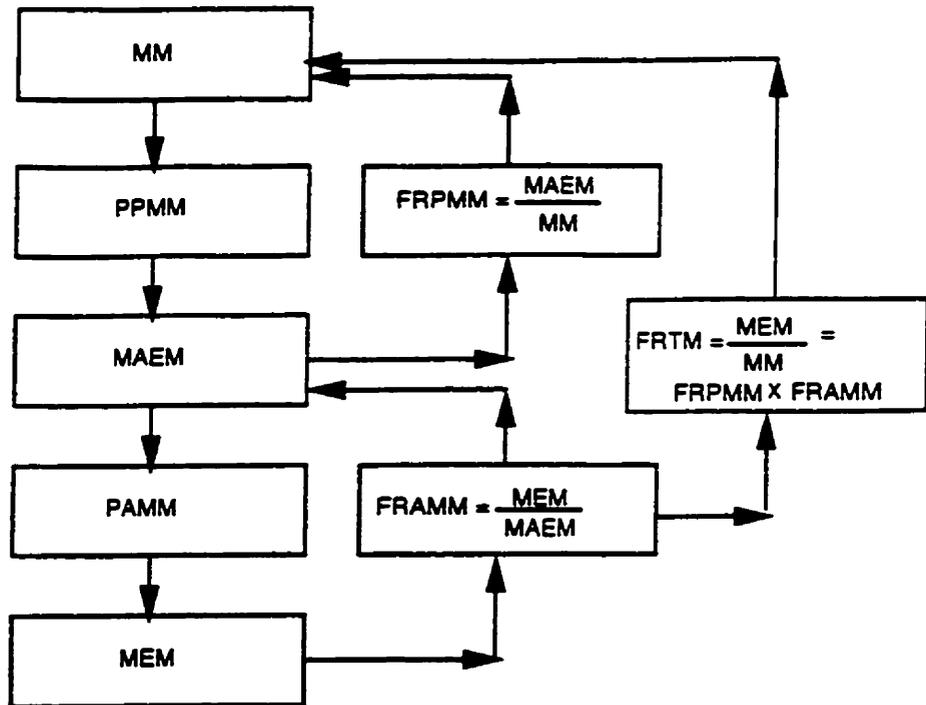


Figure 3.12 : Facteur de récupération à l'extraction en souterrain

b) Facteur de récupération total à l'usine de traitement (FRTUT)

Le FRTUT traduit le pourcentage de la quantité totale du métal récupéré à l'usine de traitement (MRUT) par rapport à la quantité du métal existant dans le tout-venant à l'entrée de celle-ci (MAUT). Ce facteur tient compte donc des pertes planifiées (PPMUT) et des pertes additionnelles (PAMUT) qui sont, à leurs tours, définies, d'une manière indirecte, par un facteur de récupération planifiée (FRPUT) pour le premier cas, et par un facteur de récupération "additionnel" (FRAUT) pour le deuxième cas. Plus précisément, le FRPUT est définie par rapport à la quantité du métal existant dans le tout venant, alors que le deuxième est définie par rapport à la quantité du métal à récupérer (MARUT) (figure 3.13).

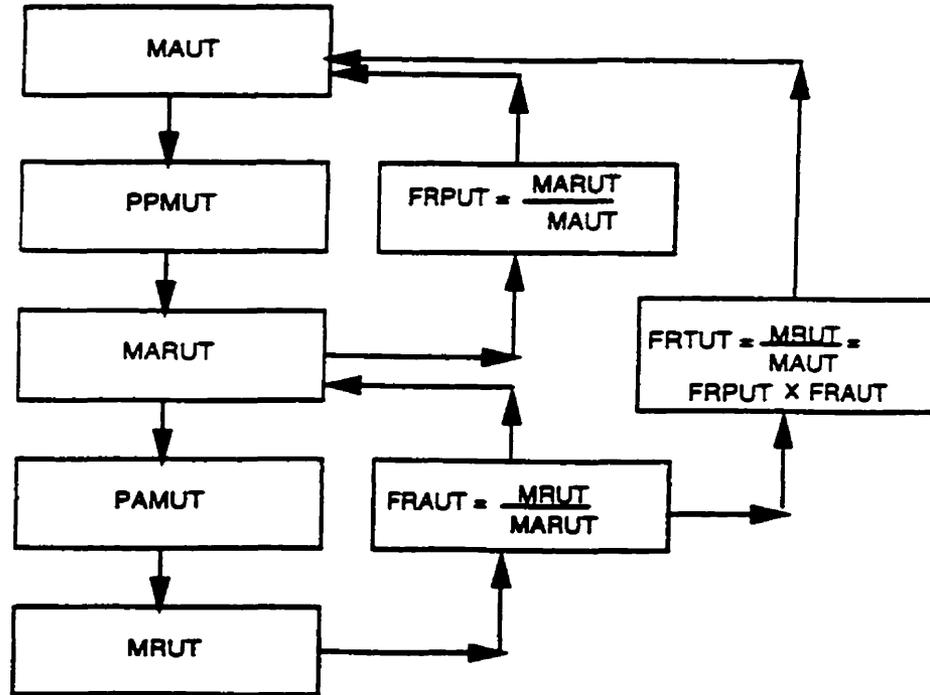


Figure 3.13 : Facteur de récupération à l'usine de traitement

c) Un exemple détaillé du calcul de ces différents facteurs, pour la mine Lac Shortt, est présenté dans les annexes B.3.1 (les données), B.3.2 (facteur de récupération à la mine et facteur de récupération à l'usine de traitement) et B.3.3 (facteur de récupération total).

3.4. Manières d'estimer et de mesurer la dilution et les pertes

3.4.1. Manières d'estimer la dilution

3.4.1.1. Dilution planifiée

Pour estimer la dilution planifiée d'un chantier, il suffit de déterminer ses dimensions et celles du gisement ainsi que les poids volumiques du minerai et celui du stérile. On calcule, par après, la dilution planifiée en divisant le tonnage planifié du stérile par le tonnage du minerai non dilué (réserves géologiques).

En outre, en spécifiant les différentes coordonnées des limites des réserves géologiques et celles des chantiers d'abattage, un outil informatique aussi puissant qu'AutoCad peut faciliter les calculs des volumes nécessaires pour déterminer la dilution planifiée.

3.4.1.2. Dilution additionnelle

La dilution additionnelle est habituellement estimée à l'oeil nu excepté l'approche élaborée par Pakalnis et al (1995) et la technique de laser développée par le NTC (Noranda Technology Center, 1992).

- **Approche empirique.** C'est une approche développée par Pakalnis, et al (1995). Elle établit essentiellement, suite à de nombreuses observations, une relation entre la dilution et les deux paramètres suivants : l'indice RMR (Rock Mass Rating) et le rayon hydraulique (RH). Ainsi, à l'aide des outils et des analyses statistiques, des

formules mathématiques traduisant la dilution en fonction des deux paramètres précédents ont été développées pour différentes dispositions des chantiers d'opération (figure 3.14).

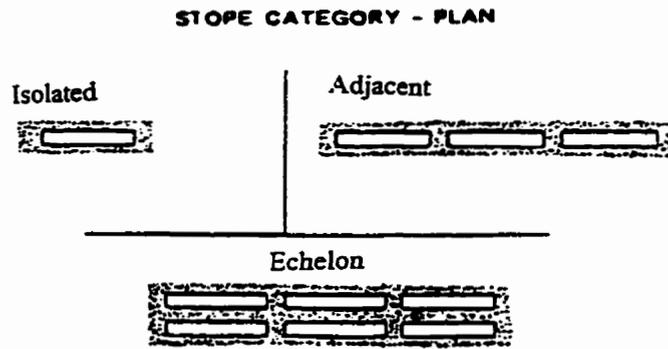


Figure 3.14 : Disposition des chantiers
(Source : Pakalnis et al., 1995)

Le fait saillant de cette approche est illustré par la figure 3.15. Il s'agit de la coïncidence des valeurs, calculées analytiquement, de la dilution allant de 0 à 5% avec la zone stable et celles dépassant les 15% avec la zone instable ou la zone d'effondrement de l'abaque de stabilité modifiée de Mathews.

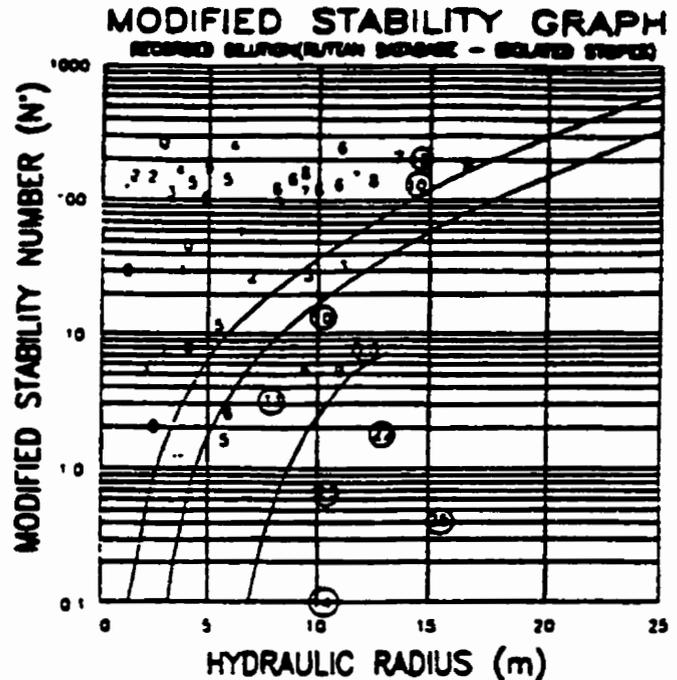


Figure 3.15 : Dilution calculée selon l'approche préventive et l'abaque de stabilité
(Source : Pakalnis et al., 1995)

- **Approche basée sur les mesures des volumes à l'aide d'un dispositif de laser**

Le CTN a développé un dispositif laser qui permet de mesurer le volume réel des excavations (Miller et al, 1992).

En balayant l'ouverture d'un chantier, un lecteur de laser transmet les coordonnées de différents points de cette ouverture à un ordinateur. Celui-ci reconstitue alors, en trois dimensions, cette excavation sur un écran. Subséquemment, le volume de cette excavation peut être calculé.

La comparaison du volume réel de l'excavation par rapport à celui planifié du chantier (figure 3.16) conduit au calcul du volume de minéral et du stérile à extraire. Ensuite, en connaissant leurs poids volumiques, la dilution et les pertes additionnelles des réserves peuvent être calculées.

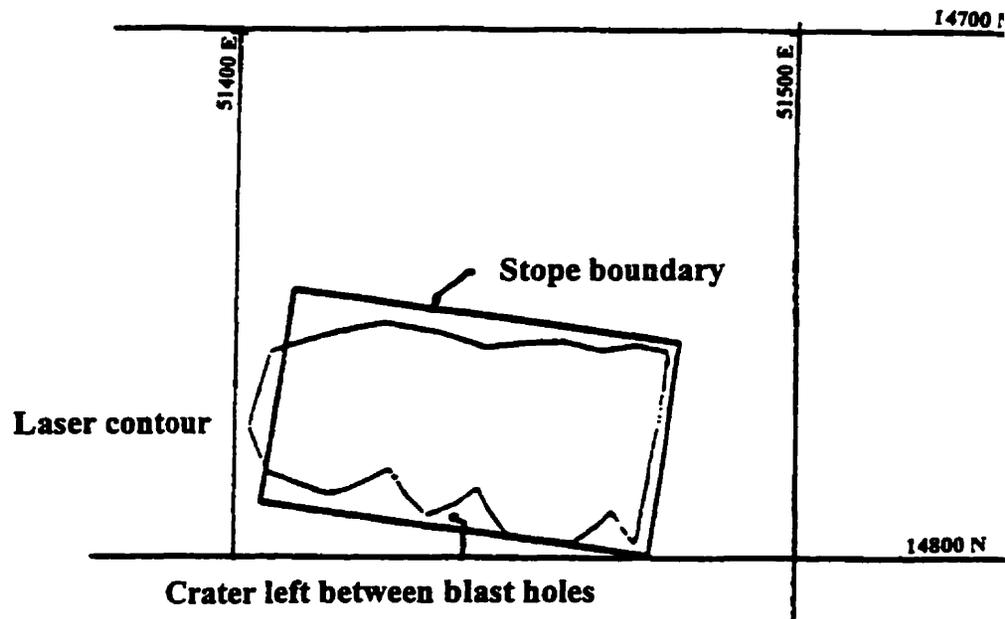


Figure 3.16 : Limites réelles (délimitées à l'aide du dispositif laser) et planifiées du chantier
(Source : Miller et al., 1992)

3.4.2. Manières d'estimer les pertes

3.4.2.1. Pertes planifiées

On estime au niveau souterrain les pertes des réserves par la multiplication des dimensions des piliers, leurs nombres et le poids volumique du matériel (minéral) qui les constitue.

Alors qu'au niveau de l'usine de traitement, on détermine le facteur de récupération suite à un ensemble d'essais effectués, dans une usine pilote, sur plusieurs échantillons en vrac. À titre d'exemple, ce facteur

était de 92,65% pour la mine Lac Shortt (1983). Donc le pourcentage des pertes planifiées était de 7,35% (100% - 92,65%).

3.4.2.2. Pertes additionnelles

Au niveau souterrain les pertes des réserves additionnelles peuvent être calculées actuellement en se basant sur les données de l'arpentage au laser, tel qu'expliqué précédemment. Cette technique se répand de plus en plus dans l'industrie minière canadienne.

Alors qu'au niveau de l'usine de traitement, elles ne peuvent être estimées qu'après avoir établi le bilan métallurgique (quotidien, hebdomadaire, mensuel ou annuel).

3.5. Méthodes de réduction et de prévision de la dilution et des pertes

3.5.1. Dilution

3.5.1.1. Dilution planifiée

L'enjeu de la réduction de la dilution planifiée, notamment pour les gisements filoniens, se joue au niveau du choix d'équipement pour opérer, soit au niveau des travaux préparatoires, soit au niveau des chantiers d'abattage. L'industrie minière a intérêt, donc, à sensibiliser les manufacturiers à ses besoins plus précisément à fabriquer des engins de petites tailles par exemple.

3.5.1.2. Dilution additionnelle

L'enjeu de la réduction de la dilution additionnelle se dessine aux niveaux de la conception de la méthode d'abattage et du choix de la séquence de l'exploitation et pourrait continuer jusqu'à l'usine de traitement (par l'utilisation des procédés de séparation, par exemple).

a) Au niveau de la conception, les choix de la méthode d'abattage et de la séquence de l'exploitation sont des éléments décisifs pour assurer une meilleure distribution des contraintes, autour des ouvertures, afin de maintenir une bonne stabilité des éponges et de minimiser leurs effondrements. Pour la conception des méthodes et des séquences d'exploitation, trois catégories de méthodes sont en usage actuellement : analytique, empirique et numérique (Pakalnis, 1995; Planeta, 1993). Dans ce qui suit nous présentons : l'approche numérique et l'approche empirique.

Approche numérique. Le but principal de cette approche est d'envisager différentes configurations de l'exploitation afin d'examiner la possibilité de rupture des massifs rocheux en fonction de certains critères de rupture. Cette approche nous permet de prévoir l'impact des différentes séquences d'exploitation et les dimensions des chantiers sur l'état des contraintes autour des excavations ou des ouvertures. Et par conséquent, nous devons choisir la meilleure séquence ainsi que les dimensions optimales des chantiers qui minimisent les effondrements des éponges et, par le fait même, qui permet de réduire la dilution additionnelle et améliorer la sécurité des employés. La méthode la plus répandue est la simulation tridimensionnelle utilisant la méthode d'éléments frontières (Logiciel MAP 3D et BEAP) (Planeta, 1993).

Approche empirique. La méthode de l'abaque de stabilité (stability graph method) développée par Mathews et adaptée, pour le contexte minier, par Potvin est l'outil de design le plus répandu (Pakalnis et al, 1995). Elle constitue un moyen empirique de planifier le dimensionnement d'un chantier de type chambre vide (Hadjigeorgiou et Leclair, 1993). Elle se base sur le principe de détermination de la valeur d'un indice de stabilité, modifié N' , en fonction d'un rayon

hydraulique donné (paramètre géométrique). En fonction de la valeur de ces deux paramètres, on qualifie les différentes zones du terrain stable, instable ou de transition (figure 3.17). Ci-après, nous examinons les caractéristiques de ces trois zones :

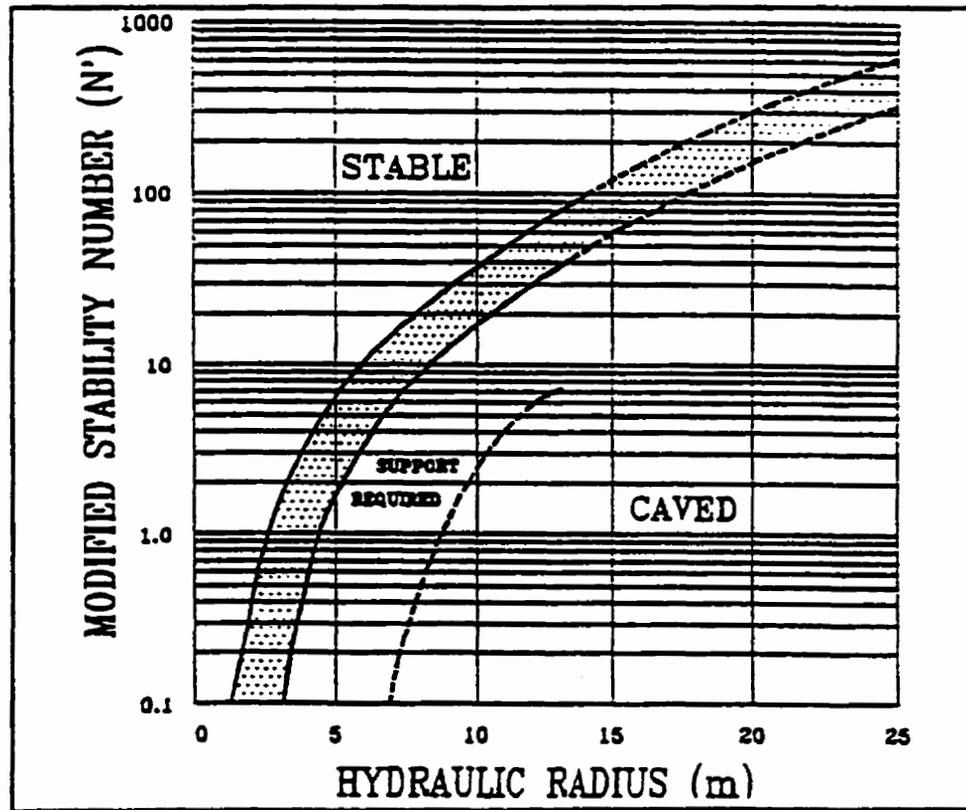


Figure 3.17 : Abaque modifiée de stabilité
(D'après Potvin, 1988)

- **zone stable (stable) :** Généralement, les épontes sont stables. Parfois, l'installation des supports est requise. Dans cette zone, pour réduire la dilution additionnelle, on doit porter une attention particulière à la précision des trous de forage et à la manutention du minerai et du remblai.

• **zone de transition** : À ce niveau, on doit veiller à contrôler les épontes de cette zone, des problèmes de stabilité peuvent surgir d'un instant à l'autre.

• **zone instable (caved)** : Est une zone où les effondrements des épontes peuvent être fréquents. Le choix des soutènements et des méthodes d'exploitation adéquats est recommandé.

b) Au niveau de l'abattage, le défi reste le même qu'auparavant, mais il revêt une autre forme. À ce stade, on fait face, directement, au problème de la dilution. Sa réduction se joue, alors, sur deux fronts. D'abord sur un front technique et puis sur un autre géotechnique. Sur le premier front, le patron de forage doit être suivi à la lettre du point de vue de nombre et de précision des trous de forage ainsi que le respect des quantités prescrites d'explosifs. Sur le deuxième front, on doit continuer à veiller à l'étude du comportement du massif rocheux, et des épontes en particulier, afin de maîtriser et de contrôler toutes les zones d'effondrement imprévu. Ce contrôle s'exerce par le biais de plusieurs techniques à savoir les techniques de boulonnage, de câblage et de boisage. En outre des soutènements naturels ou artificiels peuvent être considérés à cet égard.

Enfin, un dernier recours reste à envisager pour réduire la dilution. Il s'agit **des processus de séparation**. En se basant sur des principes physiques tels que la gravité, la densité, le magnétisme, etc. des unités de séparation ont été conçues pour séparer le stérile du minerai afin d'avoir, à l'usine de traitement, un minerai enrichi (Planeta et al, 1996).

3.5.2. Pertes

3.5.2.1. Pertes planifiées

La réduction des pertes des réserves s'effectue, dans un premier temps par le choix du meilleur design, conception optimale en terme de nombre de piliers par exemple, des dimensions des chantiers et de la planification des séquences d'exploitation et dans un deuxième temps par la substitution des soutènements naturels (piliers constitués du minerai) par d'autres soutènements artificiels tels que le remblayage par exemple.

Certes, la réduction des pertes planifiées du métal passe par des solutions technologiques. Ces dernières ne font pas l'objet de notre travail.

3.5.2.2. Pertes additionnelles

En plus des problèmes de la dilution que les effondrement des épontes peuvent créer, ces derniers entraînent aussi des pertes additionnelles des réserves. Pour contrôler ce type de pertes, il faut agir de la même façon que dans le cas de la réduction de la dilution additionnelle au niveau du design et au niveau des chantiers d'abattage.

En ce qui concerne les pertes additionnelles de métal, il n'y a pas des solution miraculeuses. Mais la recherche d'une relation, au niveau de l'usine de traitement, entre le pourcentage de dilution dans le tout-venant et le pourcentage des pertes de métal, peut permettre de réduire ces dernières.

3.6. Préviation de la dilution et des pertes des réserves

La dilution a joui de beaucoup de travaux touchant plusieurs facettes de sa problématique. Deux approches mérites d'être mentionnées ici et que nous qualifions d'approche qualitative et d'approche quantitative.

La première approche, c'est-à-dire l'approche qualitative, est celle de Mathew et Potvin (présentée ci-dessus). À l'aide des qualificatifs qu'elle attribue aux différentes zones, nous pouvons avoir une idée sur le comportement du massif rocheux et par conséquent sur les problèmes de la dilution auxquels on pourrait faire face. À titre d'exemple, on peut s'attendre, à la zone instable et à celle de transition, que l'origine de la dilution peut être essentiellement géotechnique : effondrement des épontes. Par contre pour la zone stable l'origine de la dilution peut être plus technique, accidentellement géotechnique.

Quoique cette approche nous donne une idée globale sur la nature des problèmes de la dilution auxquels on pourrait faire face, elle reste muette sur la quantification de ce problème. Donc, l'approche de Mathew-Potvin est une approche très subjective par rapport au problème de la dilution (Pakalnis et al 1995).

L'autre approche est celle développée par Pakalnis et al (1995). Elle consiste à calculer, à l'aide des données géotechniques et géométriques d'une situation minière donnée, par le biais de certaines formules analytiques, la dilution correspondante à une telle situation.

4. Différentes approches de l'analyse économique de l'impact de la dilution et des pertes des réserves

4.1. Introduction

Souvent, l'exploitation souterraine ne se déroule pas selon les plans établis. Des difficultés d'ordre technique et géotechnique font surgir les problèmes de la dilution et des pertes des réserves minières. Ainsi, ils influencent directement les coûts d'opération et la réalisation des profits anticipés soit par le manque à gagner, soit par l'augmentation des coûts d'opération ou soit par les deux ensembles. Dans ce qui suit, nous allons d'abord analyser les différents travaux existant dans la littérature et qui couvrent l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves, ensuite nous élaborons une méthodologie visant à évaluer l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves.

Dans cette analyse on souligne essentiellement les travaux d'Agraham (1968) et d'Almgren (1986) qui ont analysé l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves sous des angles différents. Le premier s'est contenté de démontrer d'une manière très simple les coûts générés par la dilution alors que deuxième a analysé d'une manière plus enrichissante l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves en considérant plusieurs paramètres technico-économiques dans le but de démontrer l'avantage économique d'exercer un contrôle presque systématique de ces deux phénomènes.

4.2. Travaux d'Agraham (1968)

Pour analyser l'impact économique de la dilution, Agraham (1968) s'est basé essentiellement sur l'évaluation du coût d'une tonne de stérile. Pour lui une tonne de stérile se voit soutiré, transporté et traité. Donc, le coût d'une tonne de stérile correspond à la somme des coûts de manutention et de traitement d'une tonne de minerai. Delà, il a estimé ce coût à 2,32 \$ par tonne, pour la mine Whalesback, comparativement à 3 \$ par tonne de minerai.

À titre d'exemple, pour une tonne de minerai dont elle vient 0,25 de tonne de stérile, et qui représente 20% de dilution selon la définition qu'Agraham utilise (0,25/1,25), le coût du minerai ainsi dilué est de \$3,58 ($3 + 0,25 * 2,32$). En estimant la valeur d'une tonne de minerai non dilué à 10 \$/t, le profit est donc de 6,42 \$ au lieu de \$7 pour une tonne de minerai non dilué. **Donc, selon Agraham (1968), le profit unitaire, diminue au fur et à mesure que la dilution augmente.**

Quoique cette conclusion, à laquelle Agraham est arrivé, est intéressante, il convient de souligner qu'il a négligé certains paramètres technico-économiques comme la valeur du concentré par rapport à celle du minerai, la valeur de l'argent dans le temps, les pertes des réserves, etc.

4.3. Travaux d'Almgren (1986)

Les travaux d'Almgren ont pallié un peu ces lacunes en tenant compte, dans son analyse économique de l'impact de la dilution, des pertes des réserves et de plusieurs paramètres technico-économiques.

Son travail consistait principalement à mettre en lumière l'ampleur des coûts exorbitants de la dilution et des pertes des réserves relativement à ceux de leur contrôle.

D'abord, pour des fins d'illustration, l'auteur a supposé le cas d'une mine de cuivre dont la production annuelle est de 300 kt et la durée de vie est de 20 ans. L'investissement s'échelonne sur trois ans dont la valeur est de 10 M\$ par an ($I_1 = I_2 = I_3 = 10 \text{ M\$}$). Les coûts d'opération sont 25 \$/t et le prix est de 300 \$ par tonne de concentré (1 tonne de minerai donne 0,11 tonne de concentré). Il a considéré aussi dans ces calculs un taux d'actualisation de 10%.

Pour élaborer son analyse économique, Almgren a d'abord distingué deux cas extrêmes. Le premier cas est celui d'une exploitation souterraine qui engendre

uniquement des pertes des réserves alors que le deuxième est celui d'une exploitation souterraine qui fait face à la dilution seulement. Cette dichotomie n'est pas nécessairement vraie dans la réalité minière, mais c'est une façon plus simple pour mettre en relief l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves.

Puis, pour chacun des deux cas précédents, il a envisagé deux situations qui se distinguent par le tonnage annuel d'extraction. Dans une première situation, selon que le scénario est avec dilution uniquement ou avec pertes seulement, il considère le tonnage annuel d'extraction des réserves minières constant quelque soit le pourcentage de la dilution ou des pertes des réserves. Pour cette situation, dans le cas du scénario avec dilution, le tonnage annuel d'extraction du tout-venant varie en fonction de la dilution.

Dans une deuxième situation, le tonnage annuel d'extraction des réserves minières diminue en fonction des pertes des réserves minières. Pour cette situation, pour le scénario avec dilution, le tonnage annuel d'extraction du tout-venant demeure constant quelque soit le pourcentage de la dilution.

4.3.1. Cas d'un scénario avec pertes uniquement

Le tableau 4.1 montre la différence entre la valeur actualisée nette d'un scénario sans pertes et celle d'un scénario avec pertes des réserves (Δ VAN). Ainsi, il reflète l'impact des pertes des réserves sur la rentabilité minière dans les deux situations ci-dessus analysées.

Pertes des réserves (%)	0%	5%	10%	15%
Situation I				
Tonnage annuel des réserves minières (kt)	300	300	300	300
Durée de vie (ans)	20	19	18	17
Δ VAN des coûts (M)	0	-0.3	-0.6	-1
Situation II				
Tonnage annuel des réserves minières (kt)	300	285	270	255
Durée de vie (ans)	20	20	20	20
Δ VAN des revenus (M\$)	0	-3.2	-6.4	-9.6

Tableau 4.1 : Impact des pertes sur la rentabilité minière

Par exemple pour 5% de pertes, la valeur actualisée nette, de la situation où le tonnage annuel est maintenu constant, diminue de 0,3 M\$ (2%) par rapport à la valeur actualisée nette d'un scénario sans pertes. Alors que cette baisse est de 3,2 M\$ (20%) dans le cas où le tonnage annuel diminue en fonction des pourcentage de pertes des réserves encourues. La différence est de taille.

Il convient donc, dans une telle situation, de prendre les mesures nécessaires afin de maintenir le tonnage d'extraction constant pour minimiser l'impact négatif des pertes sur la rentabilité minière.

4.3.2. Cas d'un scénario avec dilution uniquement

Pour le cas de l'exploitation avec dilution (tableau 4.2), les coûts de la dilution dans la situation I, selon Almgren, sont presque égaux aux revenus qui manquent dans la situation II pour un pourcentage donné de dilution. Par exemple, dans le cas où la dilution est de 5 %, les coûts actualisés additionnels

de la dilution sont de 2,8 M\$ (dans la situation I) alors que les revenus actualisés qui manquent (dans la situation II) sont de 2,3 M\$. Les coûts actualisés sont un peu plus élevés que les revenus, perdus, actualisés parce que, d'après Almgren, les coûts de traitement sont un peu plus élevés.

Dilution des réserves (%)	0%	5%	10%	15%
Situation I				
Tonnage annuel du tout-venant (kt)	300	315	330	345
Tonnage annuel des réserves minières (kt)	300	300	300	300
Durée de vie (ans)	20	20	20	20
Δ VAN des coûts (M\$)	0	-2,8	-5,6	-8,4
Situation II				
Tonnage annuel du tout-venant (kt)	300	300	300	300
Tonnage annuel des réserves minières (kt)	300	285	270	255
Durée de vie (ans)	20	21	22	23
Δ VAN des revenus (M\$)	0	-2.3	-4.6	-7.4

Tableau 4.2 : Impact de la dilution sur la rentabilité minière

L'élément le plus intéressant dans les travaux d'Almgren est le fait de mettre en relief l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur la durée de vie de la mine. Et par conséquent, la possibilité d'évaluer, dans ce contexte, l'impact de ces deux phénomènes sur la rentabilité des opérations minières à long terme. Mais, il reste que parmi les éléments qui manquent dans ses analyses est le fait, d'abord, de négliger l'impact de l'augmentation ou du diminution du tonnage annuel extrait ou produit sur la structure des coûts d'opération.

Dans le cas des pertes par exemple, pour la situation (I) ou il a augmenté l'extraction annuelle des réserves par autant des quantités perdues de ses réserves, afin de maintenir un taux de production annuelle planifié, on constate qu'il n'a apporté aucun changement dans la structure des coûts de production. Or, dans une telle situation, les coûts fixes diminuent et les coûts variables augmentent. Car chaque tonne extrait nécessite des travaux préparatoires, des travaux d'abattage et des quantités d'explosif en plus. Dans le chapitre 5, on

explique davantage ce changement de la structure des coûts ainsi que l'augmentation.

Par contre dans le cas de la dilution, il a effectivement augmenté non seulement les investissements nécessaires pour la modification du processus de production mais aussi les coûts d'opération mais, dans ce dernier cas, il a considéré que le coût d'une tonne de stérile est le même que celui d'une tonne de minerai. Or, comme le sait très bien, d'après les travaux d'Agraham (1968) que ce dernier est plus élevé que le coût du stérile.

De plus, il a estimé l'investissement nécessaire pour modifier le processus de production, afin de répondre à un tonnage plus élevé, à 3.3 M\$ alors qu'il n'a fourni aucune justification sur l'estimation de cet investissement. D'autant plus que la taille de production augmente normalement avec l'augmentation du taux de production annuelle (cas du scénario avec dilution situation II) et par conséquent l'investissement doit augmenter aussi, ce qui n'est pas le cas dans les travaux d'Almgren.

Une autre faiblesse qu'on peut soulever aussi, c'est le fait de se contenter de traiter séparément l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves. Or, l'exploitation minière fait face souvent à l'effet combiné de ces deux phénomènes. Donc, il a fallu analyser aussi l'effet combiné de la dilution et des pertes des réserves sur les coûts, sur les revenus ainsi que sur la rentabilité des opérations minières.

Il convient donc de développer une méthodologie permettant d'évaluer l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves et qui mettrait en lumière d'abord et avant tout, l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves, séparément et conjointement, sur la structure des coûts, sur les revenus

et par conséquent sur les profits et, enfin, sur la rentabilité des opérations minières à long terme.

5. Analyse de l'impact économique de la dilution et des pertes additionnelles

5.1. Introduction

Après avoir présenté certaines approches d'analyse de l'impact de la dilution et des pertes des réserves dans le chapitre précédent, il est temps maintenant d'effectuer l'analyse de leurs impacts selon la méthodologie présentée dans le premier chapitre de ce mémoire. Il convient de rappeler ici, que cette analyse s'effectue pour deux contextes différents. Le premier est celui d'une nouvelle mine et le deuxième et celui d'une mine en opération.

Dans le premier cas, nous mettons, d'abord, en perspective, pour les différents scénarios d'exploitation, l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur les différents paramètres économiques. Ensuite, nous mettons en relief leur impact sur la rentabilité de l'exploitation souterraine.

Dans le deuxième cas, nous présentons d'abord l'aspect technique de la dilution et des pertes des réserves. Ensuite, nous traitons l'aspect économique.

Avant de se lancer dans ces analyses, il convient de préciser que le taux réel d'extraction ne dépasse en aucun cas le tonnage annuel planifié quel que soit la dilution ou les pertes des réserves. Cette restriction engendre les deux précisions suivantes.

La première est que pour un scénario d'exploitation avec dilution seulement, le tonnage annuel en termes de réserves minières extraites est modifié en fonction du taux de la dilution qui affecte les opérations minières.

Par exemple, pour une extraction annuelle constante de 750 000 tonnes de minerai, avec un taux de dilution annuel de 10%, les réserves minières à préparer pour l'extraction sont alors de 681818 t/an ($750000 / 1.1$), si ce taux est de 20% les réserves à extraire sont de 625 000 t/an ($750 000 / 1.2$), etc.

La deuxième restriction exige que, pour un scénario d'exploitation avec pertes des réserves seulement, il convient d'ajuster le tonnage annuel des réserves à extraire, en l'augmentant, en fonction de la moyenne des pertes que la mine subit annuellement.

À titre d'exemple, si la moyenne des pertes s'élève annuellement à 10%, les réserves à préparer pour l'extraction seront alors de 825 000t (750 000t*1.1), si elle est de 20%, elles seront alors de 900 000t (750 000 * 1.2), etc.

5.2. Impact de la dilution et des pertes additionnelles : cas d'une nouvelle mine

L'analyse effectuée dans cette section se base essentiellement sur le cas d'une mine de taille moyenne dans les paramètres technico-économiques sont calculés à l'aide des modèles empiriques (annexes A.2.6, A.2.7, A.2.8 et A.2.9) présenté dans Mining Engineering Handbook (1992). L'essentielle de ces paramètres est présenté dans le tableau 5.1.

Tableau 5.1 : Paramètres technico-économiques de la nouvelle mine

Items	Valeurs
réserves minières (t)	8 232 314
Teneur (g/t)	8
extraction annuelle (t/an)	750 000
Prix (\$can/oz)	540
Investissement (\$)	112 201 053
Taux d'actualisation (%)	12
Coût d'opération (\$/t)	75,36

Dans les annexes C.5.1 et C.5.2, on présente plus de détails concernant le calcul de certains paramètres technico-économiques. Il reste à préciser que les coûts unitaires sont répartis en coûts fixes et en coûts variables. Les premiers sont de l'ordre de 65.75 \$/t et les deuxièmes sont de 9.61 \$/t. Les coûts variables sont constitués du coût de préparation d'une tonne de minerai dans les chantiers et de 20% du coût de minage.

Ces 20% représentent le pourcentage des coûts d'explosif, de forage et de sautage d'une tonne des réserves minières relativement au coût d'opération.

À propos de taux d'actualisation, il est de 12%, dont, il est composé d'un taux d'intérêt de 3%, un taux de risque de 9% (moyen) et un taux d'inflation nul (0%). Pour plus de détails touchant le taux de rendement consulter l'annexe C.5.3. On a choisi un taux de risque moyen (9%), parce qu'on suppose que ce nouveau projet a une bonne délimitation des réserves.

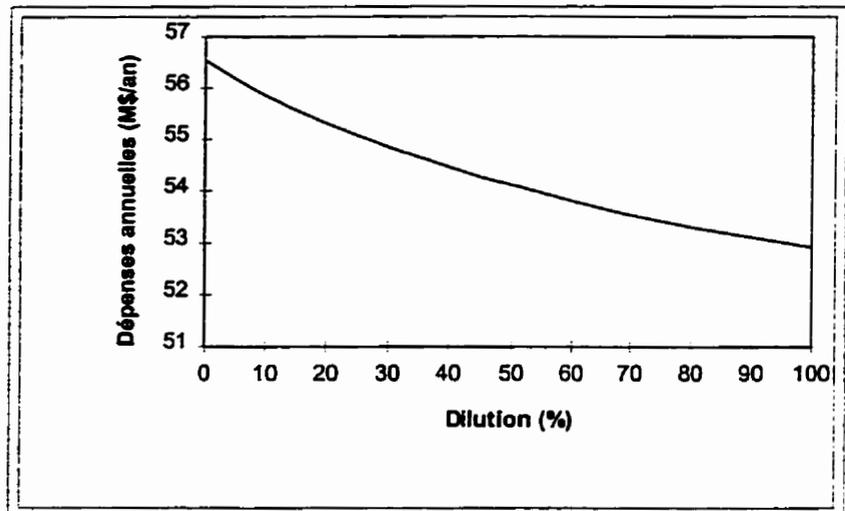
5.2.1. Analyse générale de l'impact de la dilution et de pertes des réserves sur les différents paramètres économiques

5.2.1.1. Pour les scénarios d'exploitation sans pertes et avec dilution et celui avec pertes et sans dilution

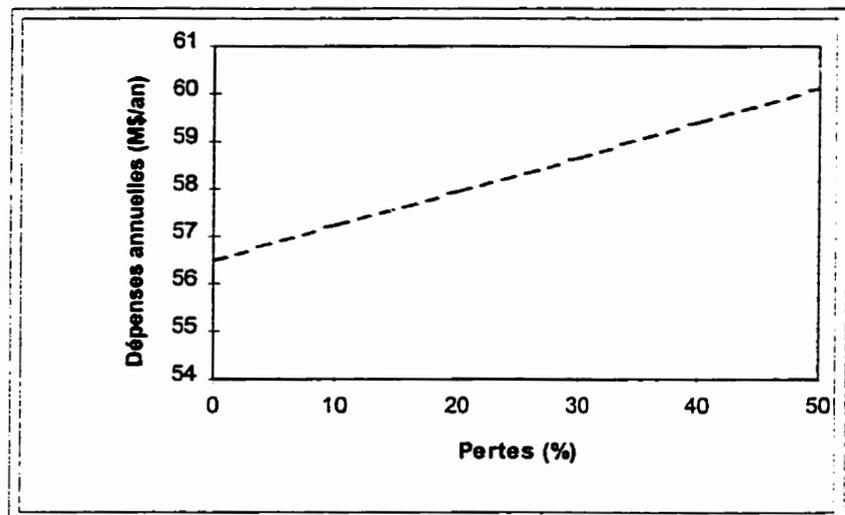
Dans cette section, nous analysons l'impact de la dilution comparativement à celui des pertes des réserves sur les dépenses, sur les revenus et par conséquent sur les profits ainsi que sur la durée de vie de la mine pour deux extrêmes scénarios d'exploitation souterraine : scénario d'exploitation souterraine sans pertes et avec dilution et celui avec pertes et sans dilution.

Pour ces deux scénarios, les dépenses annuelles liées au soutirage, au hissage et au traitement du tout-venant restent les mêmes. Par contre, l'évolution des dépenses liées à la préparation des réserves est complètement différente. Pour le scénario avec dilution seulement, elles diminuent avec l'augmentation du taux de dilution. Alors que pour celui avec pertes seulement, elles augmentent avec l'augmentation des pertes.

Donc, on s'attend que les dépenses annuelles, pour un scénario d'exploitation avec pertes seulement, soient plus élevées que celles pour un scénario avec dilution seulement (figure 5.1).



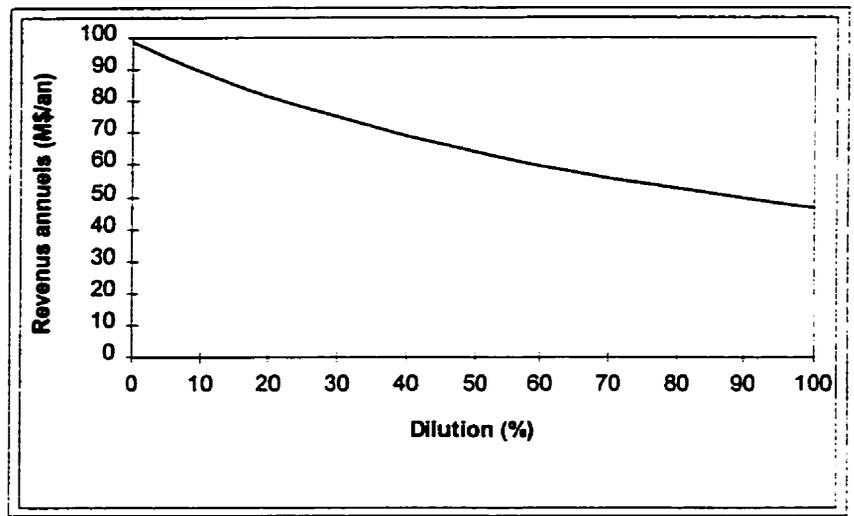
(a) : Scénarios sans pertes et avec dilution



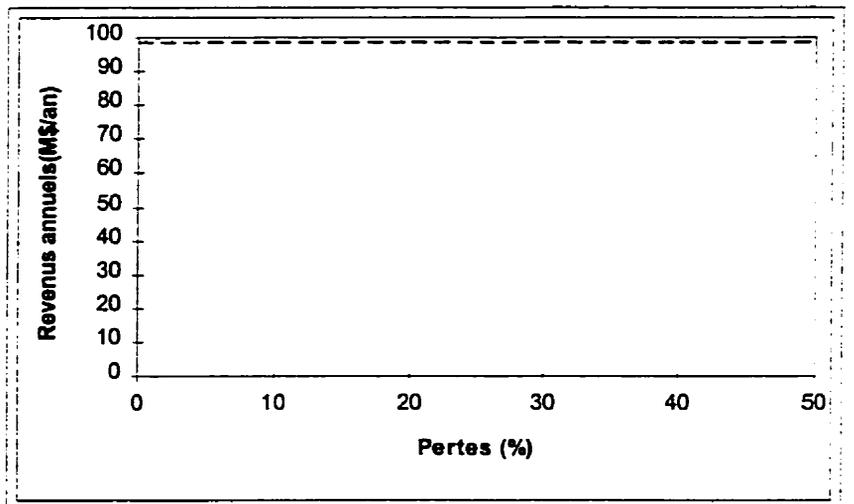
(b) : Scénario avec pertes et sans dilution

Figure 5.1: Dépenses annuelles des deux scénarios d'exploitation

Examinons maintenant l'impact de ces deux scénarios sur les revenus. Dans le cas d'un scénario d'exploitation avec dilution seulement, les revenus diminuent au fur et à mesure que le taux de la dilution augmente (figure 5.2 a). Alors que dans le cas d'un scénario avec pertes les revenus restent constants quel que soit le pourcentage des pertes, (figure 5.2 b)



(a) : Scénario sans pertes et avec dilution

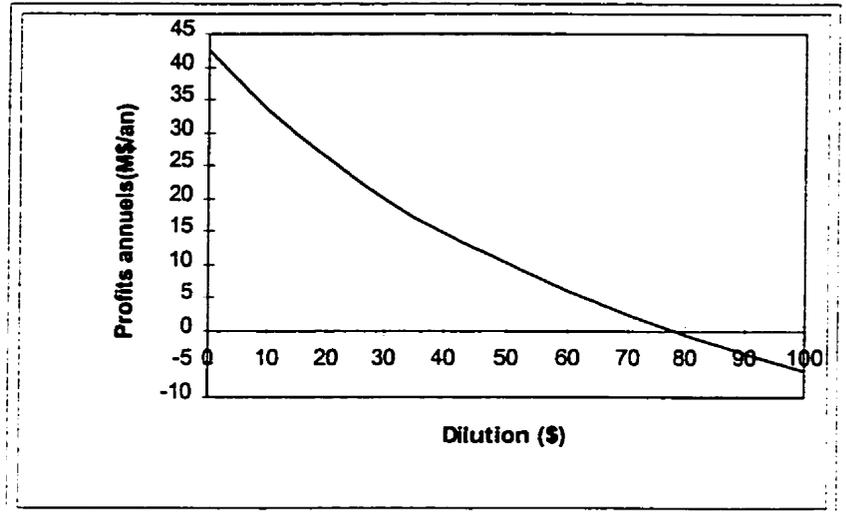


(b) : Scénario avec pertes et sans dilution

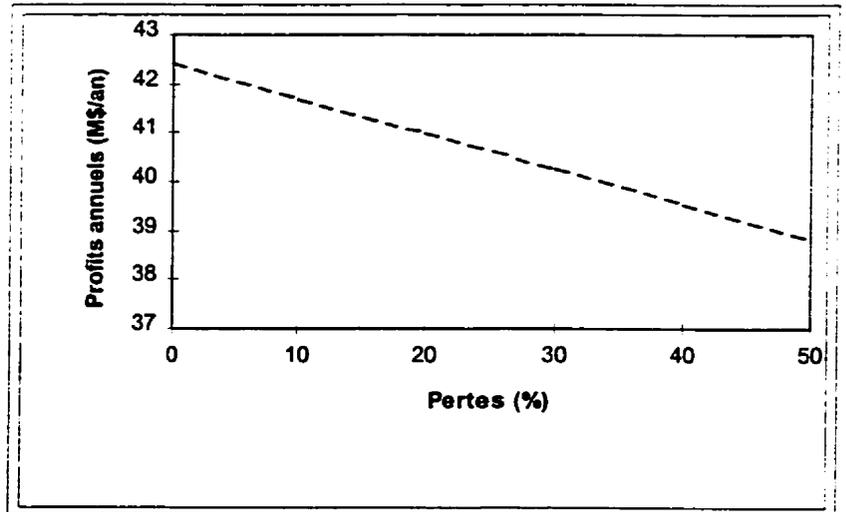
Figure 5.2 : Revenus annuels des scénarios d'exploitation a et b

On s'attend, donc, que les profits dans le cas des deux scénarios d'exploitation diminuent au fur et à mesure que le pourcentage de la dilution ou des pertes des réserves augmente. Cependant, il est difficile pour le moment de se prononcer d'une manière assez précise sur l'évolution des profits : les revenus ainsi que les dépenses ont tendance à diminuer au fur et à mesure que le taux de la dilution augmente.

Dans tous les cas, une chose est sûre, c'est que la conséquence de tout changement dans les dépenses et les revenus se traduit par une variation positive ou négative des profits d'opération. Dans le cas de l'exemple d'application dont on a choisit, l'allure des profits pour les deux scénarios d'exploitation est présenté dans la figure 5.3.



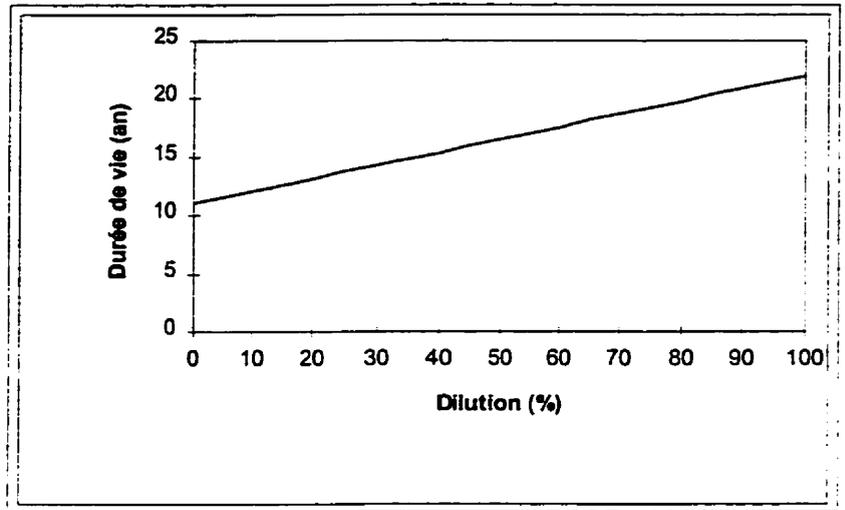
(a) : Scénario sans pertes et avec dilution



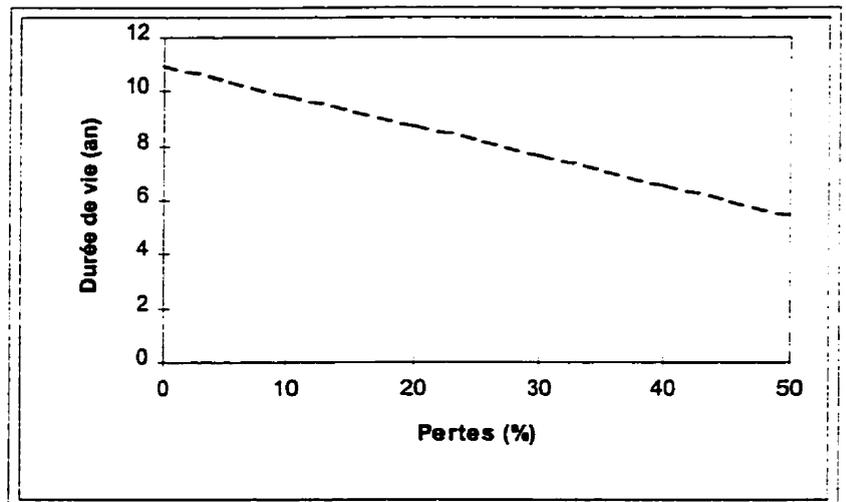
(b) : Scénario avec pertes et sans dilution

Figure 5.3 : Profits annuels pour les deux scénarios d'exploitation

À propos de la durée de vie, il est évident que les pertes des réserves la diminuent alors que la dilution l'augmente comme nous le constatons dans le graphique de la figure 5.4.



(a) : Scénario sans pertes et avec dilution



(b) : Scénario avec pertes et sans dilution

Figure 5.4 : Durée de vie pour les deux scénarios d'exploitation

5.2.1.2. Pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

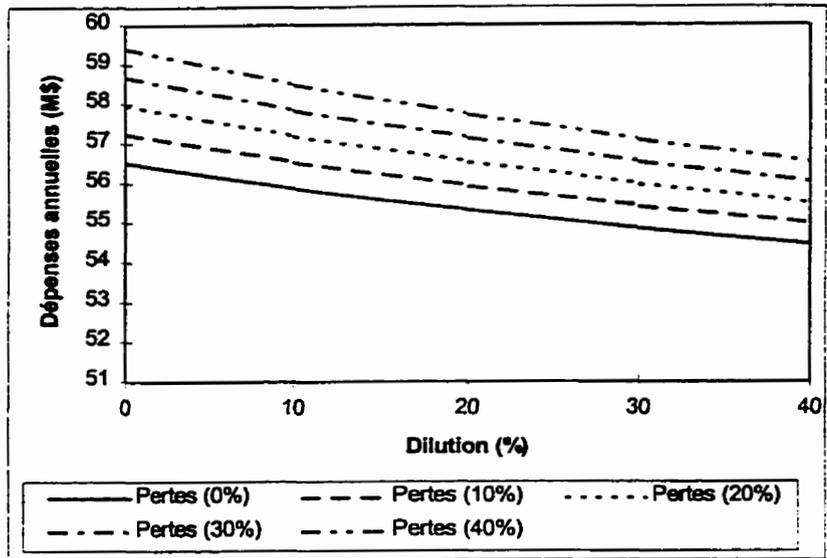
Dans la section précédente, nous avons examiné séparément l'impact de la dilution et des pertes des réserves sur les différents paramètres économiques. Rendu à ce stade-ci, il faut préciser que cette analyse n'a été faite que dans le souci de montrer l'impact économique de chacun des deux phénomènes.

Mais vraisemblablement, le scénario d'exploitation qui reflète la réalité de l'exploitation est celui avec pertes et avec dilution. De ce fait, il convient d'examiner l'effet combiné de la dilution et des pertes des réserves sur les différents paramètres économiques.

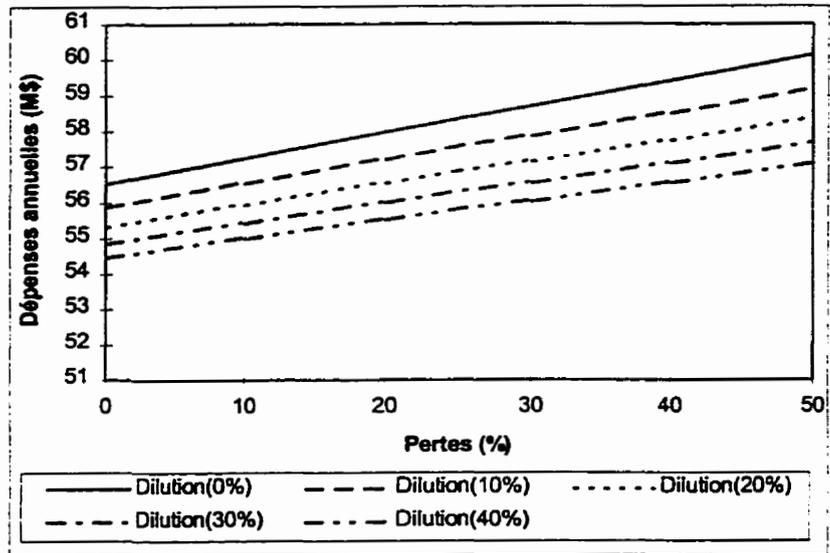
D'abord sous l'angle de la dilution : nous fixons le pourcentage des pertes puis nous faisons varier le pourcentage de la dilution. Ensuite sous un angle de pertes : nous fixons la dilution et nous faisons varier le pourcentage des pertes.

Cette façon de faire permet de présenter, sous deux angles différents l'influence conjuguée des pertes des réserves et de la dilution sur les dépenses, sur les revenus, sur les profits ainsi que sur la durée de vie.

Dans le cas des dépenses, nous constatons d'après la figures 5.5 que les dépenses augmentent avec l'augmentation des pertes et diminuent avec l'augmentation de la dilution.



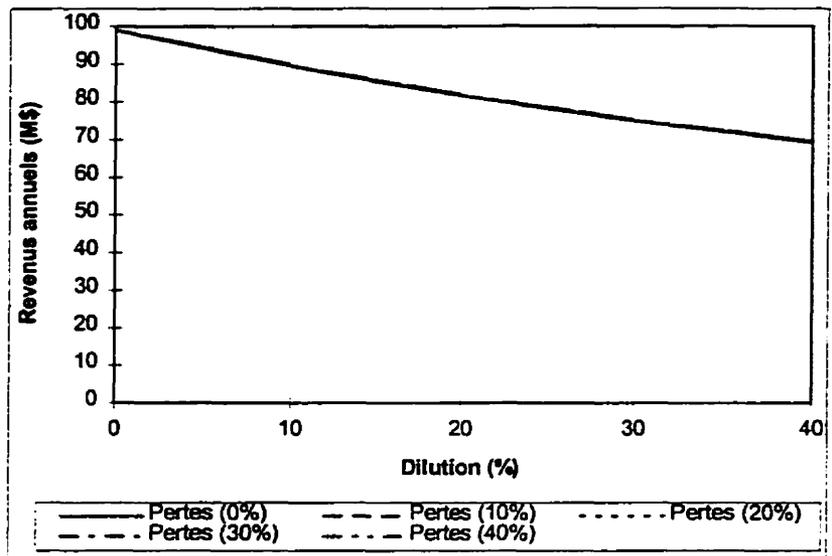
(a) Variante en fonction de la dilution



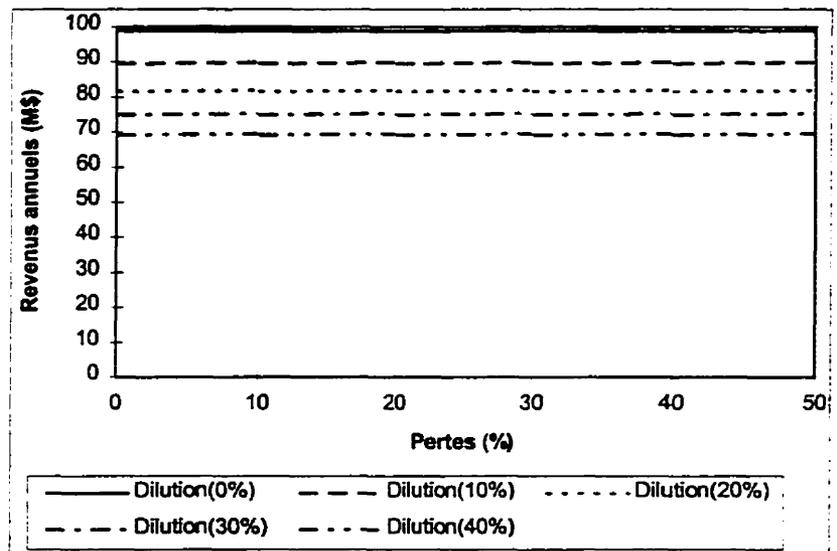
(b) Variante en fonction des pertes

Figure 5.5 : Dépenses annuelles pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

Dans le cas des revenus, nous constatons d'après les figures 5.6 qu'ils restent constants quelles que soient les pertes (les courbes correspondants aux différents pourcentage de pertes sont superposées) et diminuent avec l'augmentation de la dilution.



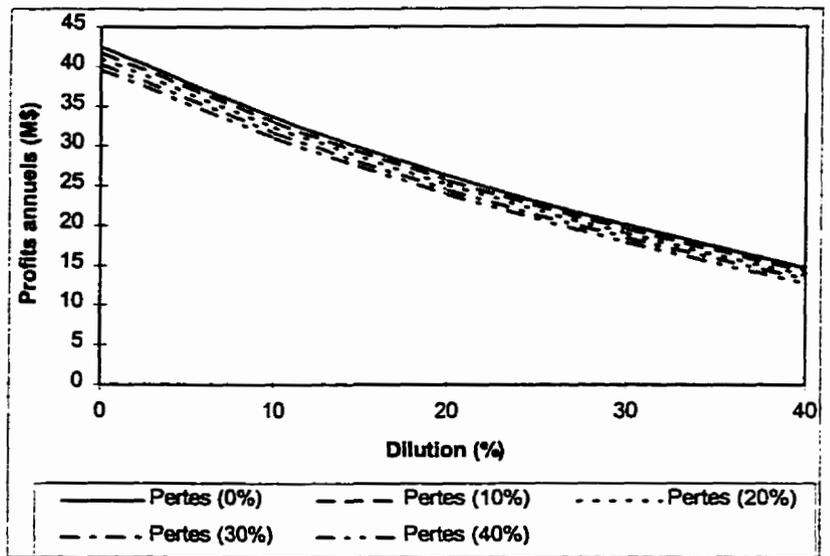
(a) Variante en fonction de la dilution



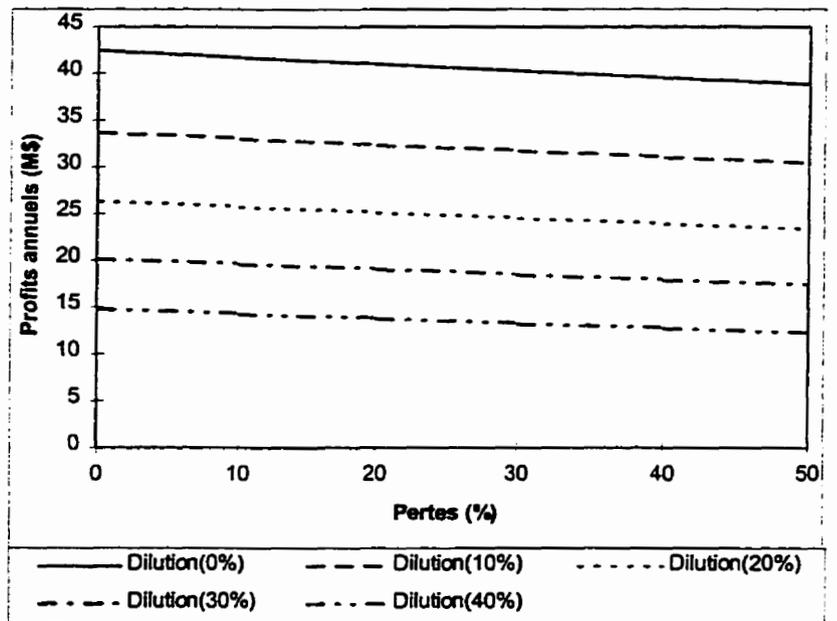
(b) Variante en fonction des pertes

Figure 5.6 : Revenus annuels pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

Dans le cas des profits annuels, nous constatons d'après les figures 5.7 qu'ils diminuent avec l'augmentation de la dilution et l'augmentation des pertes.



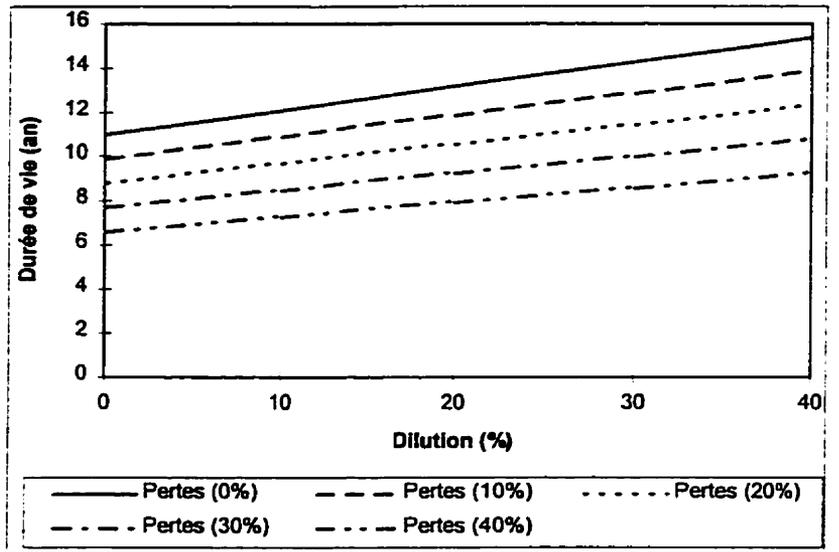
(a) : Variante en fonction de la dilution



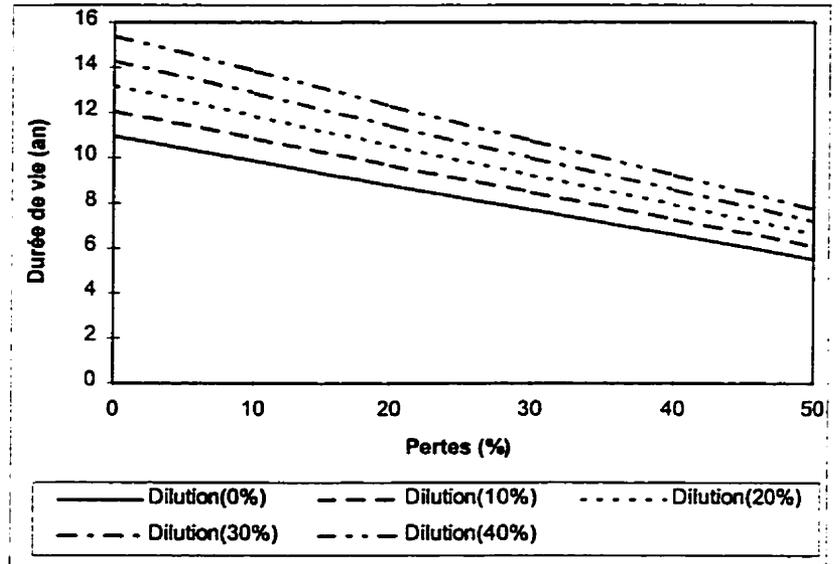
(b) Variante en fonction des pertes

Figure 5.7 : Profits annuels pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

En ce qui concerne la durée de vie de la mine, nous constatons qu'elle diminue avec les pertes et augmente avec la dilution (figure 5.8).



(a) Variante en fonction de la dilution



(b) Variante en fonction des pertes

Figure 5.8 : Durées de vie pour un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

5.2.2. Impact de la dilution et des pertes des réserves sur la rentabilité minière

Précédemment, nous avons analysé l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves, séparément et conjointement, sur chacun des paramètres économiques pris isolément. Maintenant, par le biais du critère de la valeur actualisée nette, nous serons en mesure d'étudier l'impact du phénomène de la dilution et des pertes des réserves sur la rentabilité du projet.

Pour cela, dans un premier lieu, nous présentons un tableau récapitulatif donnant les VAN des différents scénarios d'exploitation. Puis, en deuxième lieu, nous effectuons une analyse comparative entre les différents scénarios pour un pourcentage donnée de dilution et de pertes de réserves.

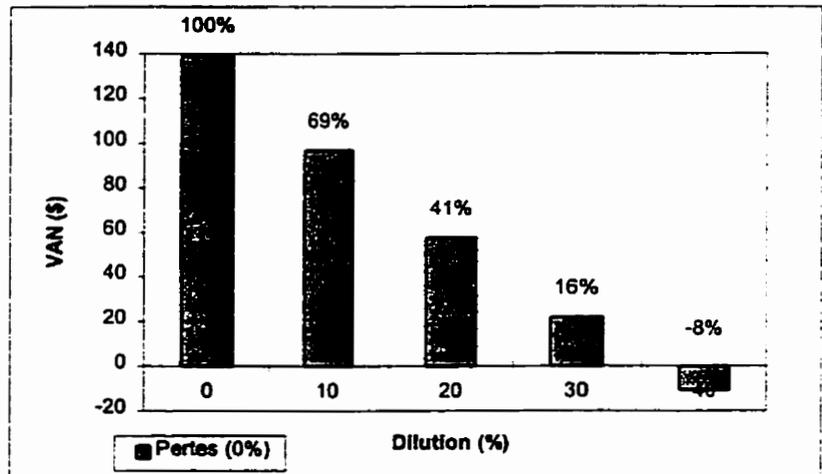
Le tableau 5.2 donne les valeurs actualisées nettes des quatre scénarios d'exploitation souterraine : le point où le pourcentage des pertes et celui de la dilution est nulle représente la VAN du scénario idéal d'exploitation, les valeurs de la ligne et de la colonne ombrées représentent, respectivement, les VAN des scénarios d'exploitation avec pertes et sans dilution et celui sans pertes et avec dilution pour différents pourcentage de pertes et de dilution, et les combinaisons restantes des valeurs sont les VAN d'un scénario d'exploitation mixte, c'est-à-dire un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution.

Tableau 5.2 : VAN des quatre scénarios d'exploitation

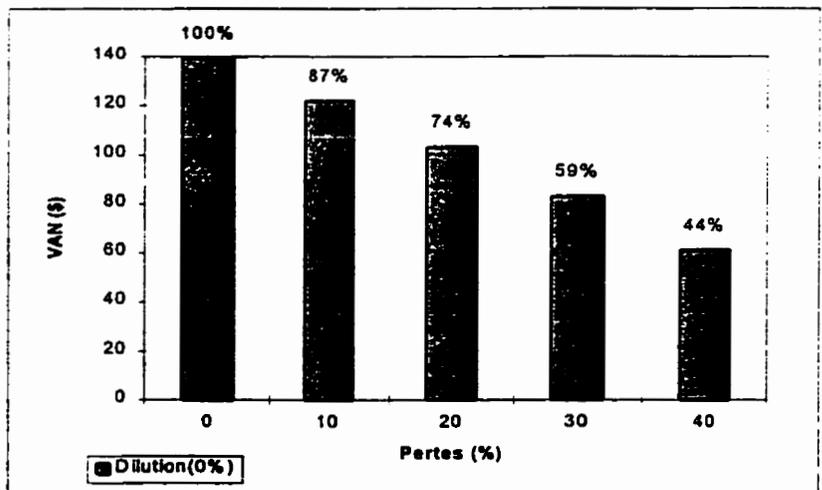
		Valeurs actualisées nettes (en M\$)			
		10	20	30	40
Dilution / Pertes, (%)					
		82,35	45,94	12,44	-18,41
		66,96	33,47	2,43	-26,34
		50,38	20,03	-8,30	-34,76
		32,48	5,52	-19,85	-43,72

Dans ce qui suit nous présentons graphiquement l'évolution des valeurs actualisées nettes (VAN) des différents scénarios d'exploitation.

La figure 5.9 montre la nature de l'impact séparé des phénomènes de la dilution et des pertes des réserves sur la valeur actualisée nette. Nous constatons que cette dernière diminue au fur et à mesure que le pourcentage de pertes ou de dilution augmente. Toutefois, cette diminution est plus prononcée pour un scénario sans pertes et avec dilution.



(a) sans pertes et avec dilution



(b) avec pertes et sans dilution

Figure 5.9 : Valeurs actualisées nettes pour les deux scénarios d'exploitation

Pour nuancer l'effet de chacun des deux phénomènes comparativement à l'autre sur la valeur actualisée nette et afin d'illustrer l'importance de ce impact, nous traçons un graphique (figure 5.10) qui représente le pourcentage de diminution de la valeur actualisée nette pour différents pourcentages de dilution ou de pertes des réserves.

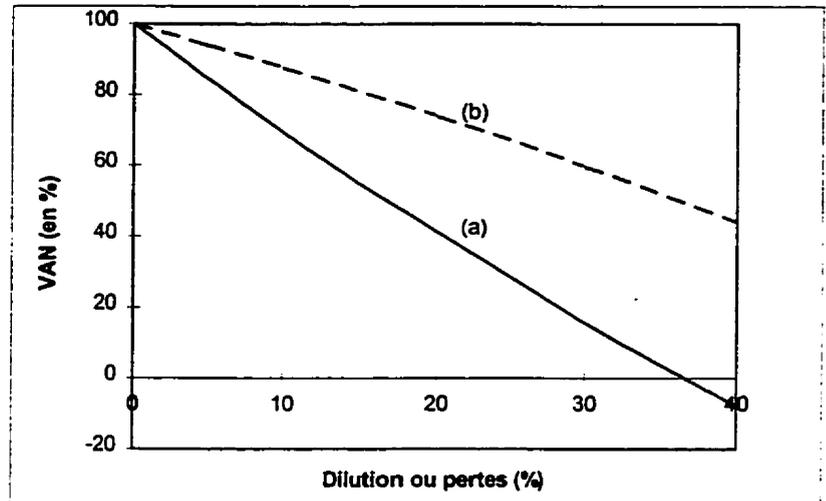


Figure 5.10 : Variations des valeurs actualisées nettes (%) pour les deux scénarios d'exploitation :

- (a) sans pertes et avec dilution
- (b) avec pertes et sans dilution

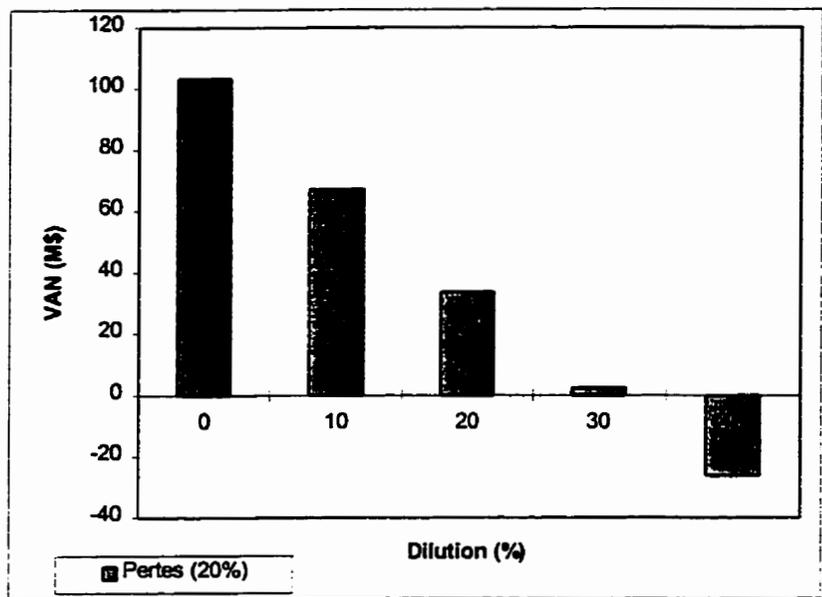
Nous constatons, d'après ce graphique, que la valeur actualisée nette est très affectée dans le cas d'un scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution en comparaison avec celui avec pertes et sans dilution.

Théoriquement, nous pouvons conclure que si nous avons à maintenir, par des piliers supplémentaires, le toit afin d'éviter 10 % ou plus de dilution, il est préférable d'abandonner jusqu'à 10 % des réserves minières pour cette fin plutôt que d'encaisser ce pourcentage de dilution.

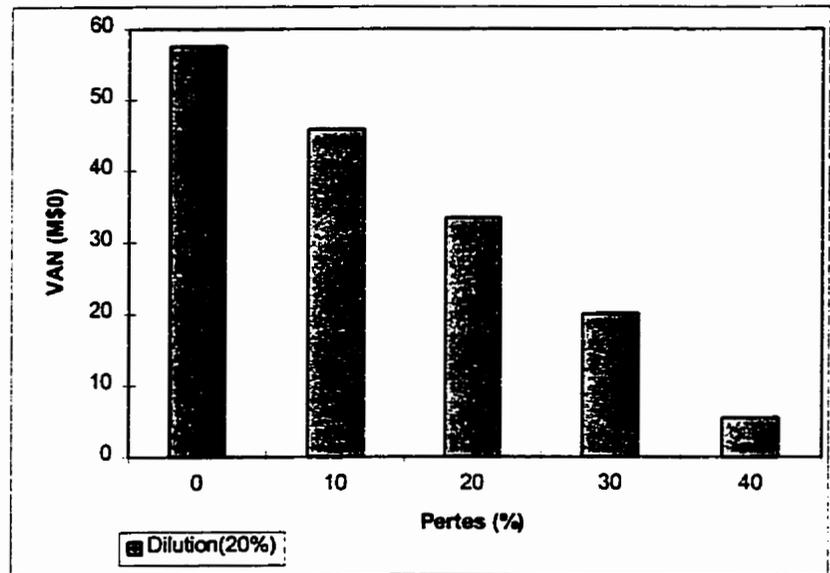
Donc ce graphique peut servir d'un outil qui guide la philosophie du contrôle de la dilution et des pertes des réserves.

Maintenant, nous traitons le cas du scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution. Nous présentons la VAN de deux manières. La première en fixant le pourcentage de la dilution et nous faisons varier celui de la dilution. La deuxième, en fixant le pourcentage des pertes et nous varions celui de la dilution.

Nous constatons, d'après les graphiques de la figure 5.11, que l'effet double de la dilution et des pertes des réserves a impact considérable sur la VAN. Cette dernière diminue d'une manière spectaculaire au fur et à mesure que la dilution ou les pertes augmentent.



(a) Pourcentage fixe de pertes



(b) Pourcentage fixe de dilution

Figure 5.11 : Valeur actualisées de deux variantes d'un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution

La figure 5.12 nous donne une image de la valeur actualisée nette des quatre scénarios d'exploitation :

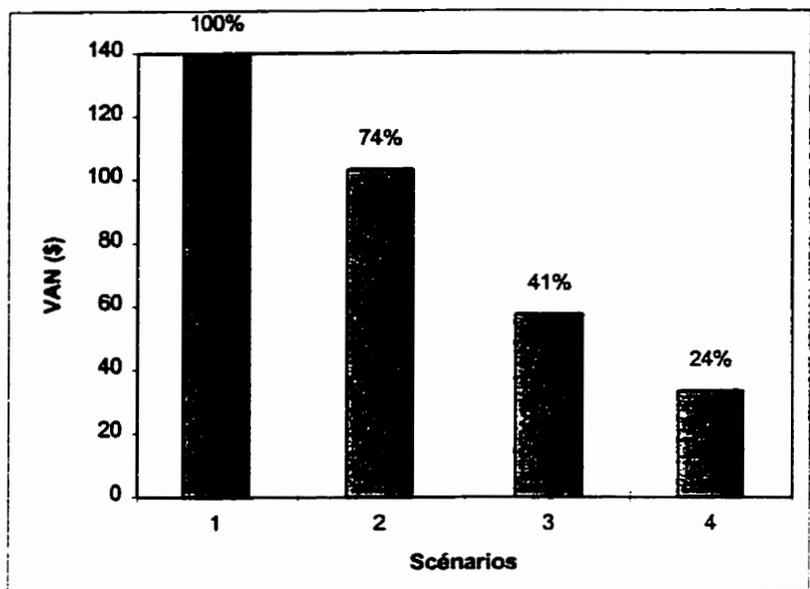


Figure 5.12 : Valeurs actualisées nettes des quatre scénarios d'exploitation :
 1- scénario d'exploitation sans pertes et sans dilution,
 2- scénario d'exploitation avec (20%) pertes et sans dilution,
 3- scénario d'exploitation sans pertes et avec (20%) dilution,
 4- scénario d'exploitation avec (20%) pertes et avec (20%) dilution.

Ce portré est dressé en fixant le pourcentage de la dilution ou celui des pertes à 20% pour tous les scénarios d'exploitation sauf, bien sûr, celui d'une exploitation sans défaut.

Le pourcentage présenté sur les quatre colonnes de cette figure représente le pourcentage de la VAN d'un scénario d'exploitation relativement à la VAN du scénario idéal d'exploitation.

Comparativement au scénario idéal, nous constatons qu'un scénario d'exploitation avec : 1) 20% de pertes diminue la VAN de 26% ; 2) 20% de dilution diminue la VAN de 59%; 3) 20% de pertes et 20% de dilution diminue la VAN de 76%.

5.2.3. Analyse de sensibilité

Après avoir montré l'ampleur de l'impact de la dilution et des pertes additionnelles, il conviendrait alors de tenir compte de leur impact sur la rentabilité dans les analyses de sensibilité, comme tout autres paramètres tels que le prix, le coût en capital, etc. La figure 5.13 présente une telle analyse.

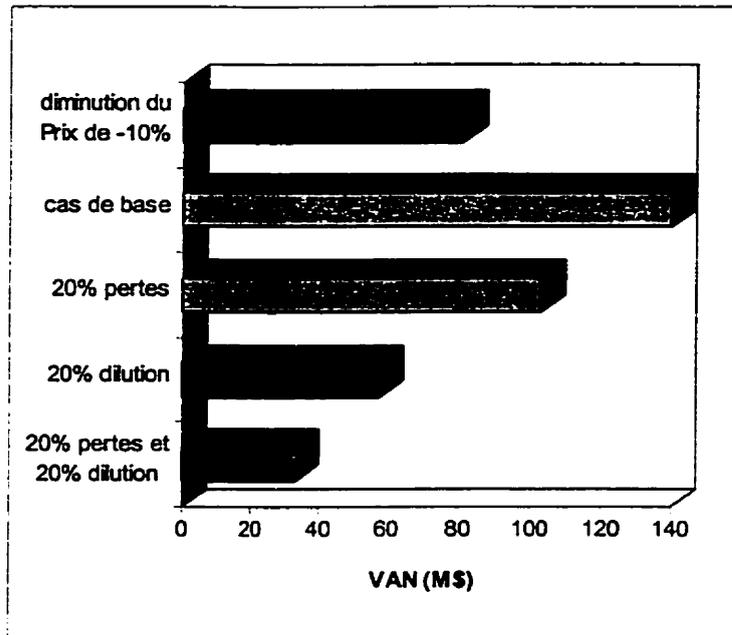


Figure 5.13 : Analyse de sensibilité

En comparaison à la VAN de la situation de base (139.51 M\$), où on a estimé de tous les paramètres technico-économiques, nous constatons que l'impact de la dilution et des pertes additionnelles sont aussi importantes que la variation du prix.

5.3. Impact de la dilution et des pertes additionnelles : cas d'une mine en opération

5.3.1. Aspect technique de la dilution et des pertes des réserves

La dilution et les pertes des réserves peuvent être influencées par plusieurs éléments tels que la méthode d'exploitation, la séquence d'exploitation, les problèmes d'ordre technique, etc. Dans ce chapitre, nous essayons de mettre en relief l'effet de la séquence d'exploitation par rapport à ces deux phénomènes.

Afin de faciliter l'exploitation d'un gisement minier, celui-ci est souvent divisé en plusieurs parties, qu'on convient d'appeler phases d'exploitation. Chaque phase est à son tour divisée en plusieurs chantiers. Ces derniers sont abattus alors selon une séquence, bien déterminée, qui n'est en fait que l'ordre d'exploiter les chantiers d'une phase d'exploitation. Cet ordre est déterminé en fonction des conditions du terrain et de la forme géométrique du gisement.

Nous essayons d'analyser l'effet, en termes de dilution et de pertes des réserves, d'alterner l'exploitation des différentes parties ou phases d'un gisement, ainsi que l'effet de la séquence de l'exploitation à l'intérieure d'une phase. Nous prenons pour étude le cas de la mine Bousquet 2 (les données concernant la dilution et les pertes sont présentées dans les annexes C.5.4 et C.5.5).

On met en analyse deux phases d'exploitation (figure 5.14). La première est comprise entre les niveaux 6 et 5 et la deuxième est confinée entre les niveaux 8 et 6. L'exploitation de la première phase est déjà achevée, alors que la deuxième est en voie d'exploitation. Si la division du gisement en phases est dictée par des facteurs technico-économiques, il convient aussi de diviser, d'une manière artificielle, le gisement en trois zones (Z1, Z2 et Z3) afin de pouvoir mettre en lumière l'effet d'une zone, déjà exploitée, du gisement de la mine voisine, Agnigo Eagle, adjacente au gisement de la mine Bousquet 2.

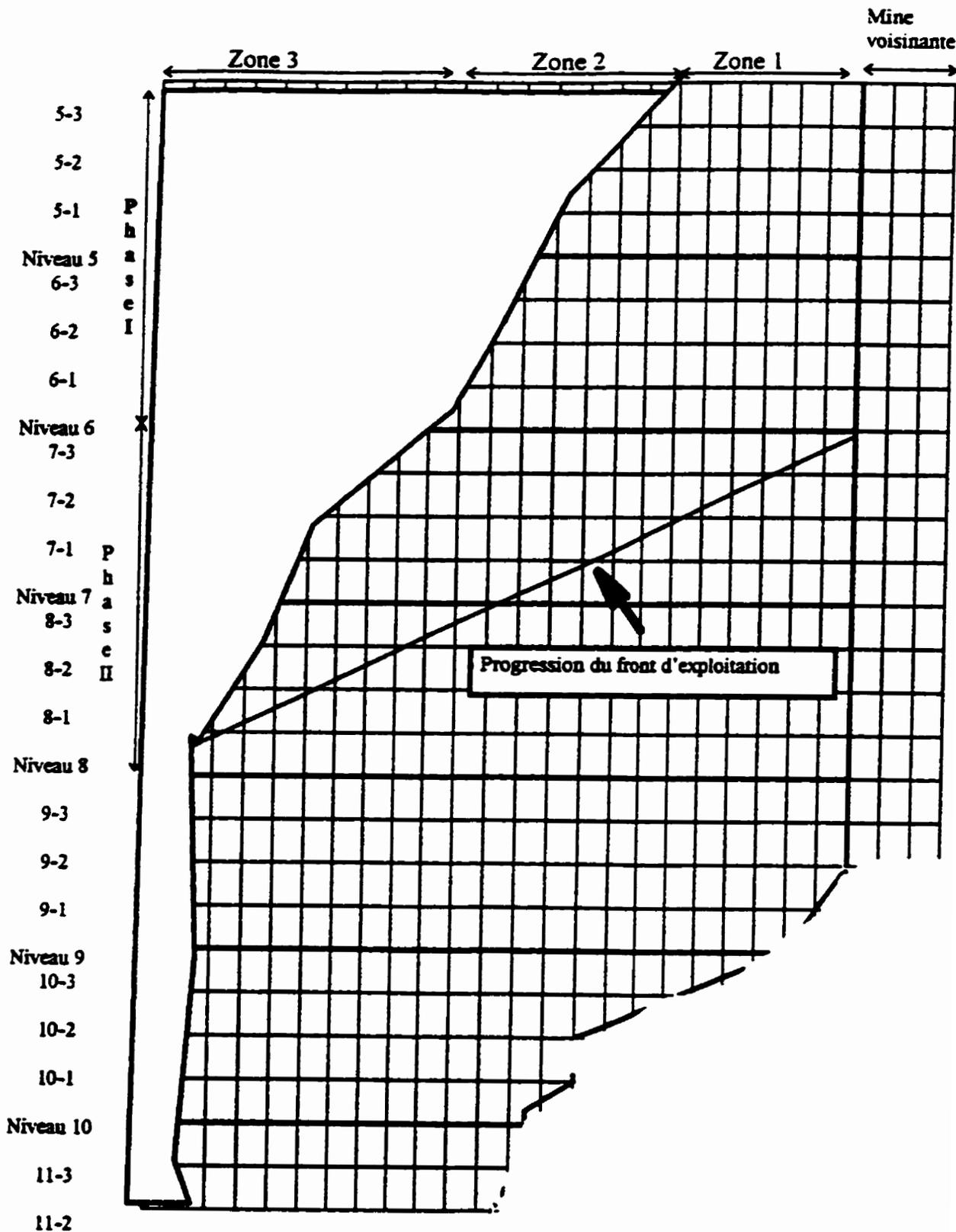


Figure 5.14 : Différents phases et niveaux d'exploitation de la mine Bousquet 2

- Effet de l'exploitation de la mine voisinate

Les figures 5.15 et 5.16 illustrent respectivement les profils de la dilution et des pertes des réserves de la mine Bousquet 2 pour la zone 1, 2 et 3. Dans ce qui suit, nous analysons les profils de chaque zone.

Dilution et pertes pour la zone 1 :

L'effet de pilier causé par les travaux d'exploitation de la zone voisinate est évident. Plus le front de l'exploitation dans la zone 1 progresse vers cette zone plus la dilution est plus élevée (figure 5.15, courbe de la dilution du zone 1 (Dil Z1), du niveau 80 vers 70).

Quant aux pertes, on constate une tendance à la baisse (5.16) due probablement à la possibilité de récupérer davantage les réserves minières étant donnée qu'au niveau de cette partie du gisement l'exploitation de la mine voisinate n'a pas encore commencée et par conséquent le terrain est moins affecté.

Dilution et pertes pour la zone 2:

Nous constatons d'abord que les courbes de la dilution et des pertes des réserves des figures 5.15 et 5.16, respectivement, de cette zone sont divisées en deux parties qui ne sont pas liées entre elles. C'est tout simplement parce que certains chantiers ne sont pas encore exploités au niveau de la phase 2. Ceci étant dit, il convient de remarquer que le niveau de la dilution à la phase 1 est plus élevé que celui de la phase 2. Cela indique que des efforts considérables ont été déployés afin de minimiser la dilution.

L'examen d'une carte de planification de la production confirme justement ce que nous avançons. Il ressort, effectivement, que les chantiers secondaires de cette zone ont été remblayés avec du remblai cimenté, on constate donc une adaptation de la méthode d'exploitation aux conditions difficiles du terrain. Or

il est de pratique général que les chantiers de ce type soient remblayés par un remblai non cimenté.

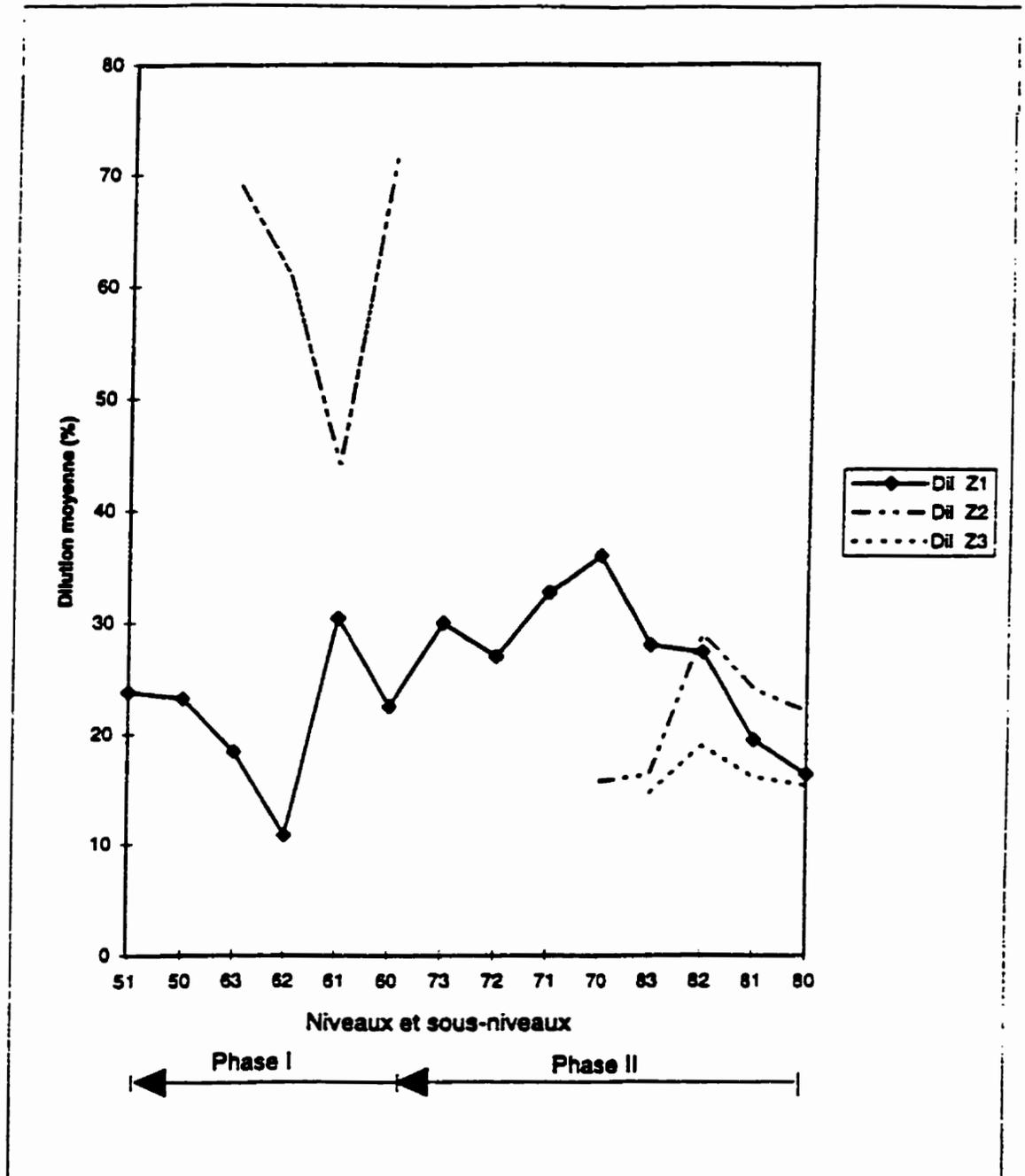


Figure 5.15 : Profil de la dilution pour les deux phases d'exploitation

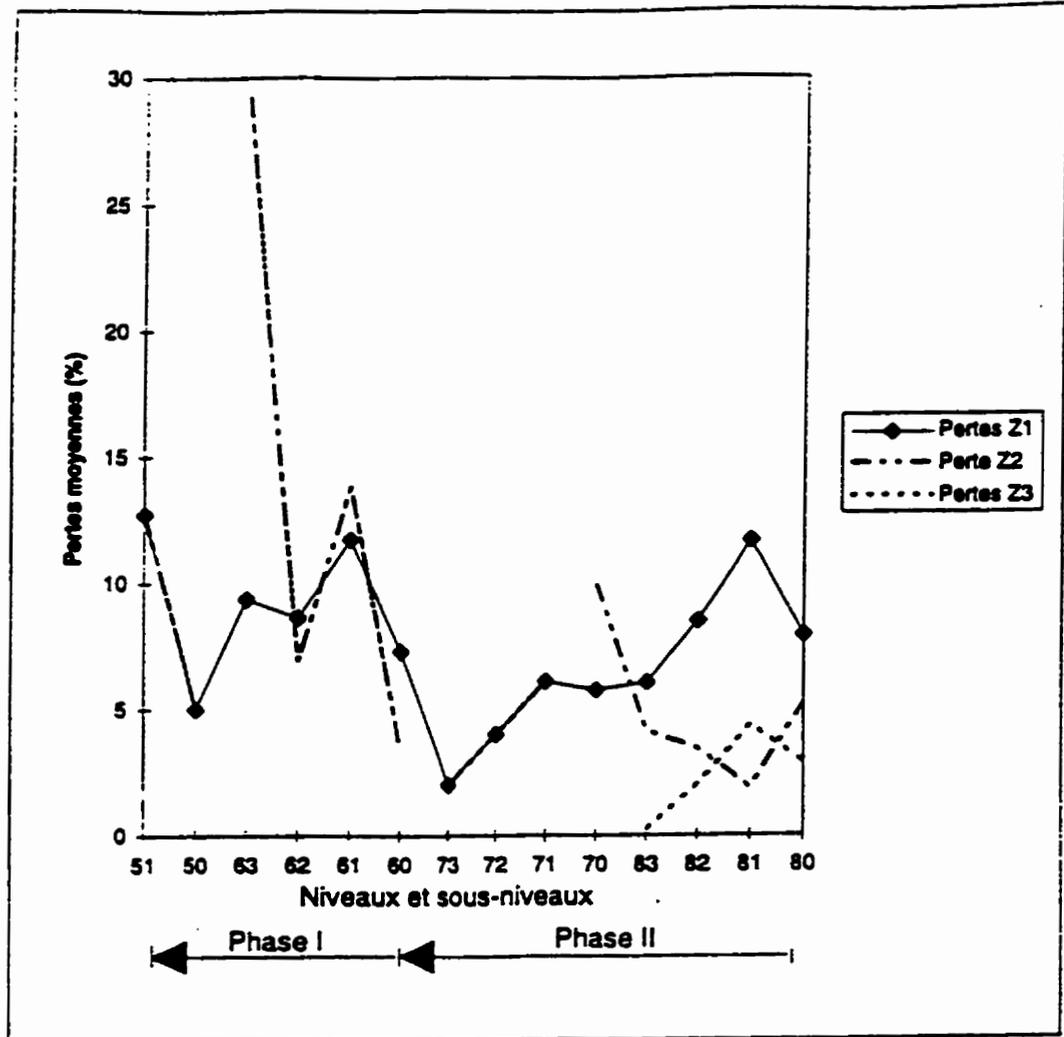


Figure 5.16 : Profil des pertes pour les deux phases d'exploitation

En plus, une discussion avec l'équipe technique de la mine Bousquet 2 nous a confirmé que le contrôle de la dilution est maintenant systématique par l'utilisation de différents moyens: remblayage cimenté, câblage, contrôle du chargement des trous de forage par l'explosif, etc.

Même constatation pour ce qui concerne les pertes des réserves. Comparativement à la phase II, ces dernières sont plus élevées dans la phase I.

L'explication que nous avons avancée ci-dessus est applicable pour le cas des pertes aussi.

Dilution et pertes pour la zone 3:

Il est évident que pour cette zone le niveau de la dilution soit moins élevé que dans les zones précédentes. Car la zone a été moins soumise aux travaux d'exploitation.

Constatations globales

La figure 5.17 illustre le profil de la dilution entre les trois zones pour chacune des phases. On constate bien qu'au niveau de la phase deux, la dilution est à la baisse en allant de la zone 1 vers la zone 2.

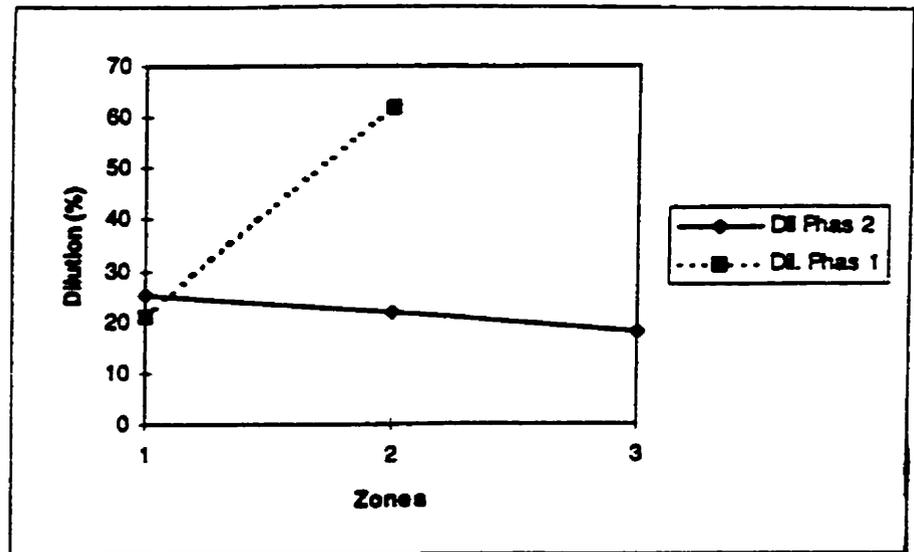


Figure 5.17 : Profil de la dilution à l'intérieur des phases d'exploitation

Effet de la séquence d'exploitation

L'analyse de l'effet de la séquence d'exploitation s'effectue normalement au sein de chacune des phases d'exploitation en comparant les niveaux de la dilution ou

des pertes entre les deux types de chantiers de la séquence à savoir les chantiers primaires et les chantiers secondaires.

Les données, de la mine Bousquet 2, dont on dispose, nous permettent justement d'analyser l'effet de la séquence d'exploitation en termes de dilution et des pertes des réserves.

Effet de la séquence d'exploitation en terme de dilution

L'analyse de l'effet de la séquence d'exploitation pour la première phase, nous indique que le niveau de la dilution dans les chantiers secondaires est plus élevé que celui des chantiers primaires (figure 5.18). Il varie entre 24 et 60 % dans le premier cas et de 23 à 37 % dans le deuxième cas. Ce fait peut être expliqué par l'effet de pilier causé par l'exploitation des chantiers primaires en premier lieu.

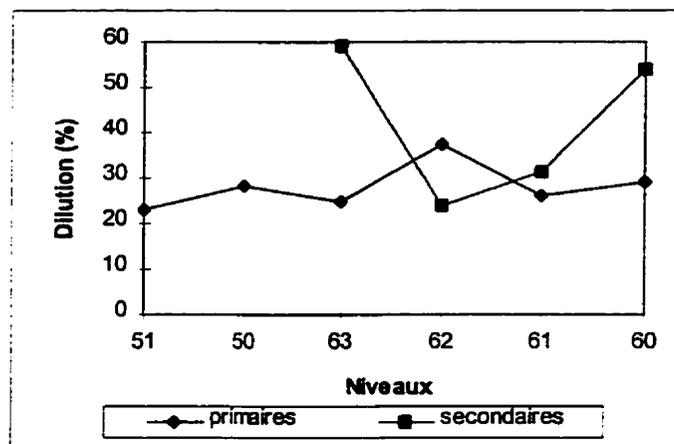


Figure 5.18 : Taux de la dilution dans les chantiers primaires et secondaires dans la phase I de l'exploitation

Le contraire est constaté dans le cas de la deuxième phase, c'est-à-dire que le niveau de la dilution dans les chantiers primaires est plus élevé que celui des chantiers secondaires (figure 5.19). Il va de 20 à 40% dans le premiers cas et de 10 à 30% dans le deuxième cas. En plus, le niveau de la dilution dans les chantiers de la deuxième phase est moins élevé que celui de la première phase.

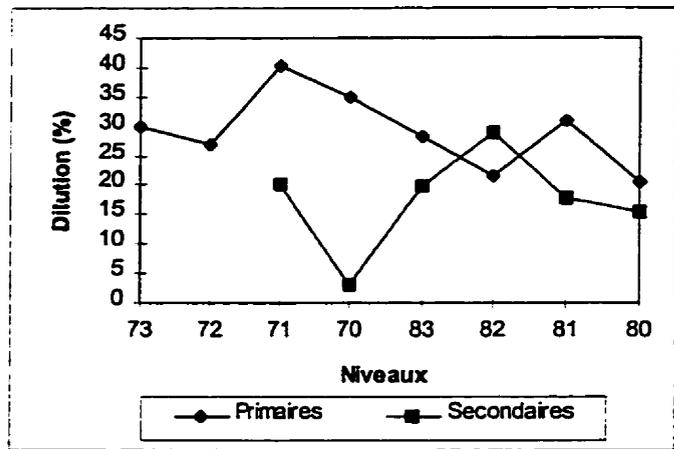


Figure 5.19 : Taux de la dilution dans les chantiers primaires et secondaires dans la phase II de l'exploitation

Ces deux constatations peuvent être expliquées par le fait qu'au niveau de la deuxième phase le contrôle de la dilution a été renforcé d'abord par le remblayage des chantiers secondaires par un remblai cimenté et ensuite par l'introduction du système de câblage et de contrôle de toutes les sources de problèmes d'ordre techniques telles que la déviation des trous, la quantité de charges d'explosifs, etc.

5.3.2. Aspect économique de la dilution et des pertes des réserves

Nous tenons à préciser que l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves sur les différents paramètres économiques est le même que celui d'une mine en opération. La même analyse s'applique pour les deux contextes. Cependant, l'évaluation de la rentabilité de l'exploitation souterraine en cours diffère.

Étant donné que le développement général nécessaire pour l'exploitation de la mine est déjà réalisé, il convient alors d'analyser la rentabilité de la mine en fonction des dépenses futures uniquement. De ce fait au lieu de travailler avec la valeur actualisée nette (VAN), il est plus commode de travailler avec la valeur actualisée de profits (VAP).

Pour le calculs des profits unitaires et des valeurs actualisée des profits, on se base sur les données de l'année 96 du plan budgétaire 1996-2000 (annexe C.5.6) de la mine Bousuquet 2. Le tableau 5.2 présente l'essentiel des paramètres technico-économiques.

Tableau 5.2 : Paramètres technico-économiques de la mine Bousuquet 2

Items	Valeurs
réserves minières (t)	2 825 000
Teneur (g/t)	8
extraction annuelle (t/an)	565 000
Prix (\$can/oz)	540
Taux d'actualisation (%)	12
Coût d'opération (\$)	93,88

La structure des coûts unitaires est constituée de 76.86 \$/t comme coûts fixes et 17.02 \$/t comme coûts variables.

Le graphique 1 de la figure 5.20 représente les profits et la VAP correspondante est présentée par le graphique 1 de la figure 5.20.

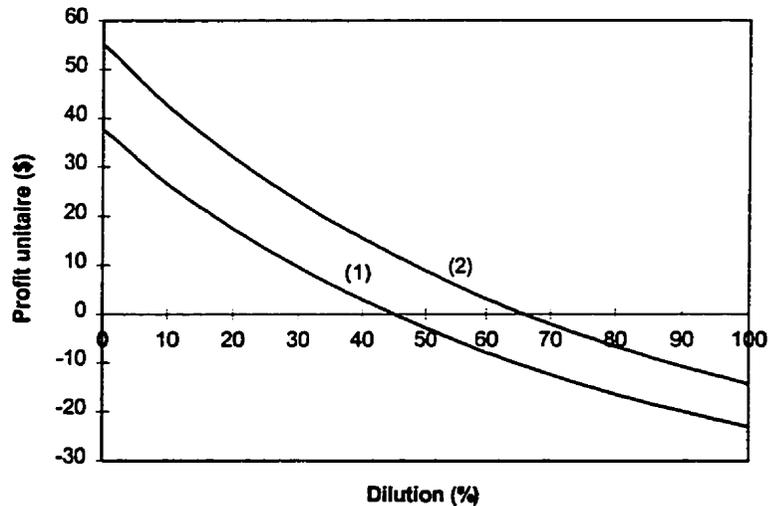


Figure 5.20 : Évolution des profits unitaires pour le scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution :
 1- avec tous les coûts initiaux d'opération,
 2- sans les coûts incrémentaux

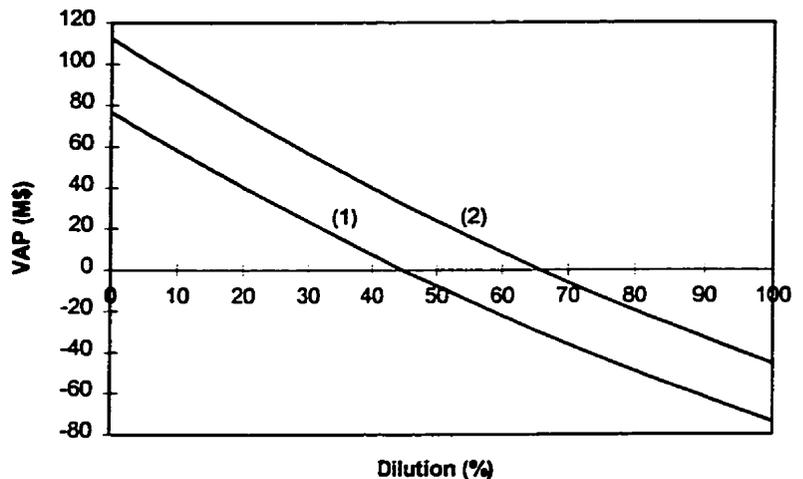


Figure 5.21 : Évolution de la valeur actualisée de profits pour le scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution :
 1- avec tous les coûts initiaux d'opération,
 2- sans les coûts incrémentaux

Nous constatons, d'après les deux dernières figures, que l'impact de la dilution sur les profits est identique à son impact sur les VAP. De ce fait, il suffit, dans le cas d'une mine en opération, de s'intéresser au coûts d'opération, ce qui va nous permettre d'ailleurs d'assurer le suivi des opérations courantes (voir chapitre 6). Ce point de vu, nous conduit aussi à pousser l'analyse afin de proposer une façon couvrant la gestion courante de la dilution et des pertes des réserves. Pour cela nous omettons les coûts incrémentaux (les coûts qui sont déjà encourus). Ce qui donne l'allure du profits unitaire illustré par le graphique 2 de la figure 5.20 et l'allure de la VAP présentée par le graphique 2 de la figure 5.21.

6. Chapitre de suivi des opérations minières courantes

6.1 Introduction

Afin de mettre en relief l'impact économique de la dilution et des pertes des réserves, nous avons effectués, dans le chapitre 5, plusieurs simulations. Il reste qu'on peut se demander, par exemple, qu'est-ce qui fait que les dépenses totales, dans le cas des pertes, augmentent alors qu'elles diminuent dans le cas de la dilution? Comment se fait-il que les revenus totaux demeurent les mêmes pour différents pourcentages de pertes? Si les profits ou les VAN ou VAP diminuent dans les deux cas, lequel des deux phénomènes qui a plus d'impact? En plus, suite aux résultats des simulations et leurs analyses, est-il possible d'élaborer une façon permettant justement d'assurer le suivi des opérations souterraines, en vue d'évaluer et de maintenir une certaine performance technique et économique? Ci-après, nous analysons de près ces différentes questions.

6.2 Analyse de l'impact de la dilution et des pertes sur les dépenses, les revenus et les profits annuels

D'après les résultats des simulations effectuées dans le chapitre 5, nous constatons ce qui suit :

- 1- Les pertes augmentent les dépenses annuelles alors que la dilution les diminuent.
- 2- Les revenus annuels demeurent constants suite aux pertes des réserves alors qu'ils diminuent dans le cas de la dilution.
- 3- Les profits annuels et les valeurs actualisées nettes ou les valeurs actualisées de profits diminuent dans un cas comme dans un autre.
- 4- La durée de vie de la mine diminue avec les pertes et augmente avec la dilution.

Certaines de ces constatations apparaissent évidentes d'autres ne le sont pas. Maintenant, afin de comprendre qu'est-ce qui fait que les dépenses annuelles augmentent avec l'accroissement des pertes et diminuent avec l'augmentation de la dilution, il faut savoir d'abord que ces deux

phénomènes ont un impact sur le volume des travaux de préparation et des opérations d'abattage du gisement.

La dilution additionnelle diminue l'ampleur des travaux préparatoires et ceux d'abattage alors que les pertes des réserves additionnelles l'augmente pour aller chercher une quantité de minerai égale en tonnage à celle perdue, dans le but de maintenir le tonnage annuel planifié.

Dans le cas des revenus annuels, leur diminution s'explique par le fait que les activités minières d'exploitation sont affrontées à un pourcentage annuel de dilution, ce qui oblige les dirigeants à diminuer le taux d'extraction annuel des réserves minières afin que le tonnage de tout-venant, acheminé à la surface, ne dépassent en aucun cas la capacité de l'usine de traitement. Donc le tonnage d'extraction annuelle des réserves minières est en quelque sorte en fonction du tonnage de la dilution à laquelle la mine fait face annuellement. Au fur et à mesure que le tonnage du stérile, contenu dans le tout-venant, augmente, le tonnage annuel des réserves minières à extraire diminue. Par conséquent, les revenus baissent.

Dans le cas des pertes des réserves c'est l'inverse qui se produit. Dès que des pertes sont encourues, des travaux de préparation et d'abattage supplémentaires sont effectués afin d'extraire une quantité de réserves minières, égale en tonnage à celle perdue. De ce fait, les revenus resteront constants pour différents pourcentages de pertes.

Donc, la dilution additionnelle diminue les dépenses ainsi que les revenus. Dans le cas de pertes additionnelles, les dépenses augmentent et les revenus demeurent constants. Mais dans un cas comme dans un autre, les profits diminuent.

Dans le cas de la dilution additionnelle, la diminution des revenus est plus prononcée que celle des dépenses. Dans le cas des pertes additionnelles, il est clair que les profits diminuent. La tendance des dépenses vers la hausse et des revenus à demeurer constants réduit les profits, au fur et à mesure que les pertes augmentent.

Mais la diminution des profits dans le cas d'un scénario de dilution seulement est plus prononcée que celle des profits d'un scénario avec des pertes uniquement. Cette diminution

est plus prononcée encore, relativement aux deux scénarios précédents, dans le cas d'un scénario où les deux phénomènes s'opèrent simultanément. Donc, l'effet combiné de ces deux phénomènes est plus dramatique pour l'économie de l'activité minière, comme vous pouvez le constater à travers les figures représentant les profits et les VAN ou les VAP dans le cinquième chapitre.

Les dépenses, les revenus et les profits annuels comme indicateurs de l'impact de la dilution et des pertes des réserves sont moins évidents pour le suivi des opérations courantes afin de maintenir une certaine performance technique et économique en souterrain. De ce fait, nous analysons, ci-après, le cas des coûts, des revenus et des profits unitaires.

6.3 Impact de la dilution et des pertes des réserves sur les coûts, les revenus et les profits unitaires :suivi des opérations minières courantes

Parmi ces trois paramètres utilisés au niveau du suivi des opérations souterraines, en vue d'évaluer et de maintenir une certaine performance technique et économique, on se sert le plus souvent, du coût unitaire d'extraction du tout-venant. Selon les besoins, ce dernier peut être calculé, comme un coût moyen, pour chaque chantier d'abattage ou pour l'extraction annuelle.

Habituellement, le coût unitaire est déterminé, dans les mines souterraines, par rapport au tonnage du tout-venant. Ainsi le coût unitaire annuel moyen d'extraction à la mine est calculé comme étant le rapport des dépenses totales annuelles sur le tonnage annuel d'extraction du tout-venant.

Quoique cette manière de les calculer est facile et utile, les coûts unitaires déterminés ainsi ne permettent, cependant, pas d'apprécier rapidement, surtout pour les gestionnaires de la première ligne, les performances techniques et économiques réelles en souterrain.

Le stérile additionnel contenu dans le tout-venant, va contribuer simplement à l'augmentation du tonnage du tout-venant et à la diminution des coûts unitaires. La figure 6.1 montrant le profil des coûts unitaires, calculés par rapport au tout-venant, du scénario d'exploitation avec pertes et sans dilution, de celui avec dilution et sans pertes et de celui avec pertes et avec

dilution, nous permet de constater que l'augmentation de la dilution additionnelle, par exemple, pourrait donc laisser à présager une amélioration des performances technique et économique, ce qui n'aurait pas eu lieu en réalité.

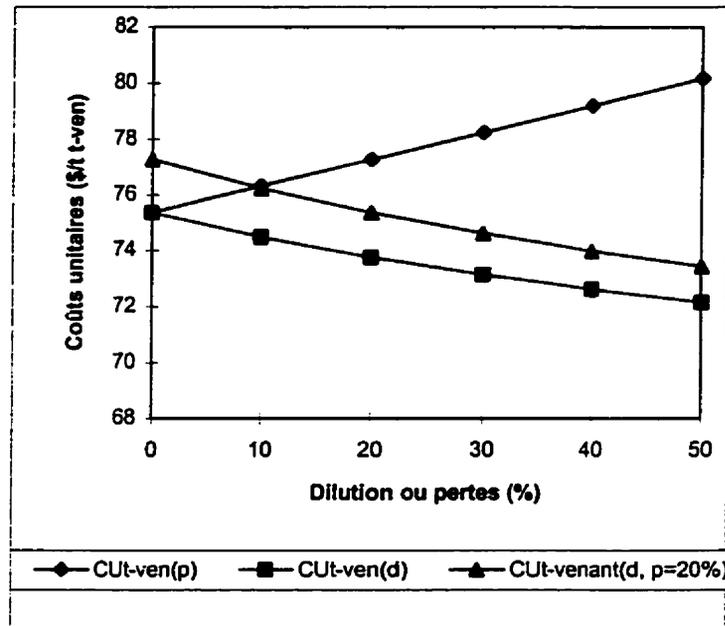


Figure 6.1 : Coûts unitaires, calculés par rapport au tout-venant (t-ven), pour les trois scénarios :

- a) avec pertes et sans dilution (Cut-ven (p)),
- b) sans pertes et avec dilution (Cut-ven(d)) et
- c) avec (20%) de pertes et avec dilution (Cut-ven(d, p=20%))

En effet, le but de l'exploitation est d'extraire une substance utile (réserves minières) et non pas le stérile.

Il semble donc tout-à-fait légitime de s'interroger sur la manière de déterminer le coût unitaire d'extraction de la substance utile (minerai) seulement.

Dans les paragraphes qui suivent nous allons procéder différemment pour le calcul des coûts unitaires. Ces derniers vont être calculés par rapport aux réserves minières extraites.

La figure 6.2 montre le profil des coûts unitaires, calculés cette fois-ci en fonction des réserves extraites, des trois scénarios d'exploitation précédents, ainsi que le revenu d'une tonne de minerai extraite.

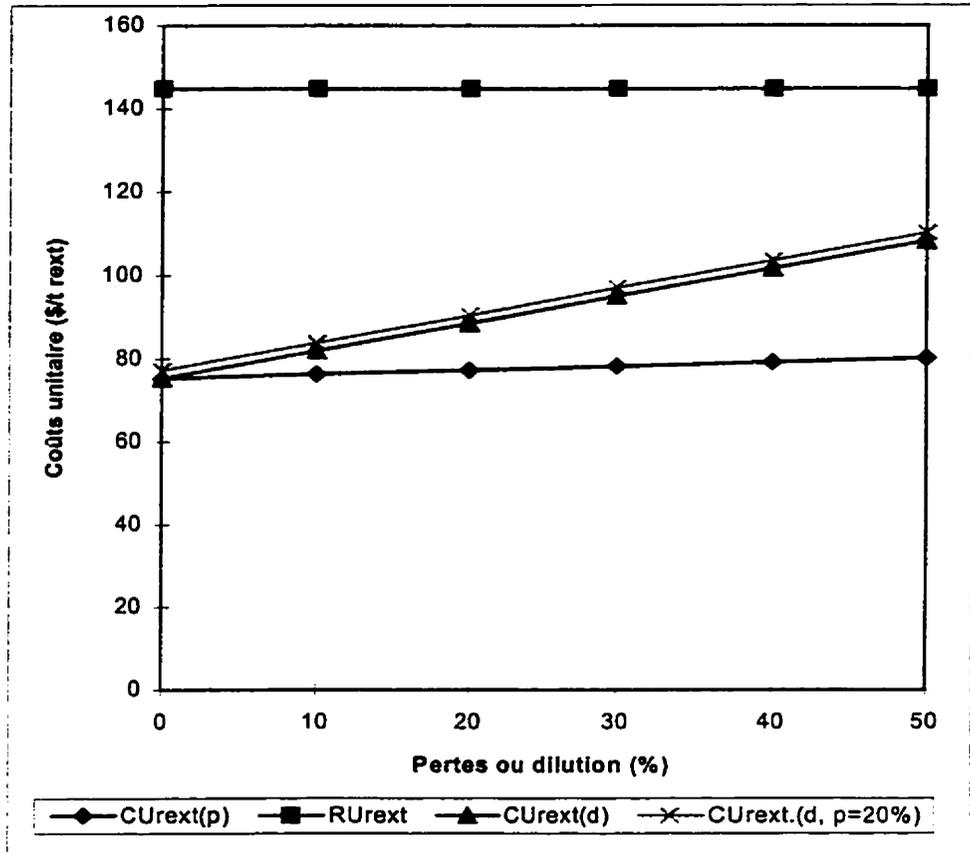


Figure 6.2 : Revenus (Rurex.) et coûts unitaires calculés par rapport aux réserves extraites pour les trois scénarios :

- avec pertes et sans dilution (CUrex (p)),
- sans pertes et avec dilution (CUrex(d)) et
- avec (20%) de pertes et avec dilution (Curex (d, p=20%)

Nous constatons que les coûts par tonne de réserves extraites ((Curex(d) dans le cas d'un scénario avec dilution seulement, (Curex(p) dans le cas d'un scénario avec pertes seulement et (Curex(d, p=20%) dans le cas d'un scénario avec 20% de pertes et avec dilution.) augmentent, à des degrés différents pour les trois scénarios d'exploitation, au fur et à mesure que le pourcentage, selon le scénario d'exploitation, de la dilution ou des pertes augmente.

Cette augmentation est due, dans le cas des scénarios avec dilution, au fait qu'il y a une partie du tonnage acheminé à la surface qui a été soutiré, transporté et traité alors qu'elle n'a aucune valeur économique (c'est le cas où la dilution est due à des effondrements). Alors que dans le cas des scénarios avec pertes, elle est due au fait que certaines dépenses ont été effectuées sans pour autant extraire toutes les réserves minières.

En outre, nous constatons que par rapport au revenu d'une tonne des réserves extraites, les profits correspondant à un scénario avec pertes et avec dilution sont moins élevés que ceux des deux autres scénarios d'exploitation. Et les profits d'un scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution sont moins élevés que ceux d'un scénario d'exploitation avec pertes et sans dilution. Et dans un cas comme dans un autre, les profits diminuent au fur et à mesure que le pourcentage, selon le scénario d'exploitation, de la dilution, des pertes, ou les deux ensembles augmente.

CONCLUSION

L'analyse effectuée dans ce mémoire porte sur l'impact économique de la dilution et des pertes additionnelles des réserves pour deux contextes différents. Le premier est celui d'une nouvelle mine et le deuxième est celui d'une mine en opération.

Notre étude nuance l'effet de la dilution et des pertes additionnelles de celui de la dilution et des pertes planifiées. Autrement dit, elle se situe en aval de l'étude de faisabilité. C'est-à-dire qu'elle part du principe que le projet est viable économiquement au niveau de l'étude de faisabilité. De plus, elle analyse la sensibilité de cette viabilité économique à la dilution et aux pertes additionnelles. En outre, afin d'apprécier les performances technique et économique de l'exploitation souterraine, elle suggère de procéder d'une manière plus appropriée et plus efficace dans le cas d'une mine en opération.

Les simulations et les analyses effectuées dans les chapitres 5 et 6, pour un tonnage d'extraction annuelle constant, nous permettent de constater qu'en général :

- les pertes augmentent les dépenses annuelles alors que la dilution les diminue.
- les revenus annuels demeurent constants dans le cas d'un scénario avec pertes uniquement alors qu'ils diminuent dans le cas d'un scénario avec dilution.
- Les profits annuels diminuent dans un cas comme dans un autre.
- La durée de vie de la mine diminue avec les pertes et augmente avec la dilution.

Dans le cas d'une nouvelle mine, l'impact de la dilution et des pertes additionnelles sur les dépenses, les revenus et les profits annuels ainsi que sur la durée de vie se traduit par une détérioration de la rentabilité minière (VAN). Le degré de cette détérioration varie selon le scénario d'exploitation. Pour un scénario d'exploitation sans pertes et avec dilution, la rentabilité minière est plus affectée que dans le cas d'un scénario d'exploitation avec pertes et sans dilution. Pour le cas d'un scénario d'exploitation avec pertes et avec dilution la VAN est plus affectée que dans le cas des deux scénarios d'exploitation précédents. En plus, pour donner un ordre de grandeur de cet impact, nous

constatons que dans le cas de ce dernier scénario la VAN est moins élevée, de 70%, que la VAN d'un scénario idéal d'exploitation (scénario d'exploitation sans pertes et sans dilution). Donc, la dilution et les pertes additionnelles affectent grandement la rentabilité minière.

De ce fait, il est suggéré de tenir compte, ce qui n'est pas le cas actuellement, dans les études de faisabilité des projets des nouvelles mines, de l'impact économique de la dilution et des pertes additionnelles sur la rentabilité comme tous les autres paramètres économiques tels que le prix du métal, le coût de capital, le coût d'opération, le taux de change, etc.

Pour le cas d'une mine en opération, nous constatons que la dilution et les pertes des réserves ont un impact négatif sur la rentabilité minière (la VAP dans ce cas) et il est semblable à leurs impacts sur les profits. De ce fait, il conviendrait, dans le cas d'une mine en opération de s'intéresser davantage aux coûts unitaires d'opération pour améliorer la rentabilité minière. D'ailleurs, c'est la meilleure façon permettant d'assurer le suivi des opérations minières courantes afin d'apprécier les performances technique et économique du déroulement des travaux d'exploitation.

Cependant, ce coût unitaire moyen est calculé habituellement par rapport au tout-venant. Calculé ainsi, ce coût, d'après nos analyses, ne permet pas d'apprécier les performances technique et économique de l'exploitation souterraine. Par contre, nous constatons que si ce coût est calculé par rapport aux réserves extraites, il serait de loin le meilleur indicateur des performances technique et économique de l'exploitation souterraine, au niveau de la gestion courante.

Enfin, nous terminons cette conclusion en mentionnant le fait suivant : pour une mine déjà en opération, malgré les nombreuses données, dont on dispose sur le niveau de la dilution et des pertes des réserves, il était impossible de trouver une corrélation entre elles. Ce fait est dû principalement, à notre avis au manque de discernement entre les sources des pertes et celles de la dilution. Par contre, dans le cas où ces dernières sont

dues principalement à des problèmes techniques, il serait possible d'établir une relation entre elles. Cette dernière va nous permettre de mieux comprendre le phénomène de la dilution et des pertes des réserves. De ce fait, il est suggéré de noter, dans les fiches du suivi quotidien des opérations de l'exploitation souterraine, en plus du pourcentage de la dilution et celui des pertes, leurs sources.

Bibliographie

- * Agraaham, P. (1968). Low Cost, High-Dilution Mining. The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, jul. 1968. pp. 847-853.
- * Almgren, G. (1986). Rock mechanics and economics of cut-and-fill mining. Application of rock mechanics to cut-and-fill mining. The institutions of Mining and Metallurgy. Editors Ove Stephansson and Michael J. Jones, pp. 28-34.
- Asheroft, J.W. (1991). Dilution a total quality improvement opportunity. 93rd Annual General Meeting of CIM, Vancouver, April 28-May 91, pp.2-47.
- Bawden, J.W., Nantel, J., Sprott, D. (1984). Practical rock engineering in the optimisation of stope dimensions - application and cost effectiveness. CIM Bulletin, June, pp. 63-64.
- Bawden, J.W., Nantel, J., Sprott, D. (1989). Practical rock engineering in the optimisation of stope dimensions - application and cost effectiveness. CIM Bulletin, Vol. 82, No. 926, pp. 63-71.
- Benefit-cost analysis guide. Planning Branch, Treasury Board Secretariat, March 1976, 26. Ministry of Supply and services Canada 1989.
- * Bullis H.R., Hureau R.A., Soares P.D. (1994). Dilution measurement and control at Lupin Operations, N.W.T. Bulletin CIM, Vol. 87, No. 982, July-August, pp. 73-79.
- * Cavender B. (1992). Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques. Technical papers, Mining Engineering. Vol. 44, No. 10. pp. 1262-1268.
- David, M., Toht, E. (1984) : Grad control problems dilution and geostatistics: choosing the required quality and number of samples for grad control. CIM Bulletin, Novembre pp. 53-58.
- *Dowd P. A (1994). Risk assessment in reserve estimation and open-pit planning. Trans. Instn Min. Metall. (Sect. A: Min. industry), 103, A105-113.
- Dowd P. A. and Onur A. H. (1993). Open-pit Optimisation-part 2: production scheduling and inclusion of roadways. Trans. Instn Min. Metall. (Sect. A: Min. industry), 102, A105-113.
- Dowd P.A. (1976). Application of dynamic and stochastic programming to optimize cutoff grades and production rates. Trans. Instn Min. Metall. (Sect. A: Min. industry), 85, A22-31.
- * Elbrond, J. (1994). Economic effects of ore losses and rock dilution. CIM Bulletin. Vol. 87. No. 978, pp. 131-134.
- * Elbrond, J. et Demers, J. (1992). Les pertes de métal d'une exploitation minière; *In* Les innovations dans le monde minier québécois, par Gilles St-Pierre, Gratien G. Gélinas et Marcel Vallée (1992). Gaëtan Morin, ed. Cap. 12, pp. 217-239.

Gentry D. W. and O'Neil T.J. Mine investment analysis (New York: Society of Mining Engineers, American Institute of Mining, Metallurgy, and Petroleum Engineering, Inc., 1984), 322-4.

* Good, J.R., Davie, M.J., Smith, L.D. et Lattanzi, C.R. (1991). Back to basics : the feasibility study. CIM Bulletin. Vol. 84, No 953, pp. 53-61.

* Good, J.R., Evelyn King. et Smith, L.D.(1994). Global opportunities and risks in mining the consulting engineer's perspective. CIM Bulletin. Vol. 87, No 982, pp. 82-84.

* Projet Grevet, (1992). Programme souterrain d'exploitation.

* Hadjigeorgiou, J., Leclair, J., G (1993). Guide d'utilisation de la méthode Mathews-Potvin. 8ème Colloque de l'Association Minière du Québec. Val-d'Or.

Hedberg B. Influence of capital costs on modern underground mining. In Exploitation and beneficiation of mineral raw materials by the mining industry, a key to progress: proceedings of IX World Mining Congress, Federal Republic of Germany, 1976 (Essen: Glückauf, 1976),111-119p.

Ingler, D. (1975): Rock dilution in underground stopes. World mining, Vol. 28, No 9, August pp.54-55.

* Lac-Shortt project (1983). Project feasibility study, Corporation Falcombridge Copper.

* Le Bel, G.(1993), Determination of the optimum lifetime of a mining project using discounted cash flow and option pricing techniques. Discussion, Mining Engineering. Vol. 44, No. 10.,pp. 1409-1412.

Lerchs H. and Grossmann I. F. (1965). Optimum design of open-pit mines. CIM Bull., Vol. 58, 47-54.

* Marcel, V. et Côté D. (1992). Le guide d'évaluation des gisements d'or : approche théorique et innovation. In Les innovations dans le monde minier québécois, par Gilles St-Pierre, Gratien G. Gélinas et Marcel Vallée (1992). Gaëtan Morin, ed. Cap. 11, pp. 191-226.

* Mathews, K.E. (1990): Planning to reduce dilution. Points to the future. Not published, pp. 1-6.

* Miller, F., Potvin, Y., Jacob, D. (1992). Laser measurement of open stope dilution. Présentation no. 186, 93ème Congrès annuel de l'institut Canadien des mines. Vancouver 28 avril - 2mai.

Krayenbuehl T. E. Country risk, assessment and monitoring, 2nd edn (Cambridge, England: Woodhead-Faulkner Ltd., Simon & Schuster International Group, 1988), 26-32; 77-83.

Onur A. H. and Dowd P. A. (1993). Open-pit Optimisation-part 1: optimal open-pit design. Trans. Instn Min. Metall. (Sect. A: Min. industry), 102, A95-104.

* Pakalnis R.C., Poulin R. Hadjigeorgiou. (1995). Quantifying dilution the cost of dilution in underground mines. Mining Engineering, december 1995, pp. 1136-1141..

* Pakalnis R.C., Poulin R., Sprott D. (1989): " Quantifying dilution for Underground Mine Operations" Communication No. 7.2 présentée au 97ème Congrès Annuel de l'ICM, Halifax, Canada, 14-18 mai, 13 pages.

* Pakalnis R.C., (1986). Empirical Stope Design in Canada, Ph. D. Thesis, Univesity of British Columbia, 276 pp.

* Planeta, S. (1995). Sources de dilution dans les mines souterraines : méthodes de calcul, communication présentée au Congrès annuel de l'ICM à Halifax (Canada), 15 pages, pp. 14-18 mai.

* Planeta, S., Pouey, S., Soto, H. et Djelloud H (1996). Étude de pré-faisabilité sur la dilution des rejets miniers par la séparation du stérile en milieu dense. Projet réalisée dans le cadre de l'Entente Auxilaire Canada-Québec sur le développement minéral 1992-1998. Département mines et métallurgie. Université Laval.

* Planeta, S. (1993): Aspect géotechnique de la dilution du minerai dans les mines métallifères, souterraines au Canada. 4e Colloque Franco-Polonais " Géotechnique et environnement". Édité par J.P. Piguet et F. Homand, Nancy, 16-17 novembre, France, pp. 3-11.

Quesnel, W.J.F., Ley, G.M.M. (1991). The developement of mine design guidelines for dilution control, Bousquet Devision No.1 Shaft Lac Minerals Ltd. The 93 rd Annual General Meeting, Vancouver, April 28-May 2.

Sauriol G. (1991). Les coûts de la dilution. Editorial du Centre technologie de Noranda, Pointe-Claire (Québec), 2 pages.

* Smith, L. D (1997). Acritical examination of the methods and factors affecting the selection of an optimum production rate. CIM Bulletin. Vol. 90. No.1007 , pp. 48-54.

* Smith, L. D(1995). Discount rates and risk, assessment in mineral project evaluations. CIM Bulletin. Vol. 88. No. 989, pp. 34-43, and Transactions of the institution of Mining and Metallurgy, (section A : Mining industry), Vol. 103, sept.-Dec. 1994, pp. A137-154.

* Thompson, J. V., (1993). The feasibility Study. Engineering and Mining Journal. Vol. 194. No. 9. pp 23-27.

* Tintor N. (1988). Why some mines fail to work. The Northern Miner Journal, October.

ANNEXES

PROJET GREVET
PROGRAMME SOUTERRAIN D'EXPLORATION ET PRÉPRODUCTION
BUDGET 1992-1995

SECTEUR	1992 (\$)	1993 (\$)	1994 (\$)	1995 (\$)	TOTAL (\$)
INFRASTRUCTURE SURFACE	1,245,400	419,000	7,655,300	201,400	9,521,100
CONCENTRATEUR ET PARC	0	0	22,636,400	9,052,100	31,688,500
BÂTIMENTS	713,500	1,855,600	2,271,900	61,500	4,902,500
ÉQUIPEMENT SURFACE ET STATIONNAIRE	255,000	3,355,000	935,000	0	4,545,000
ÉQUIPEMENT SOUS TERRE	0	1,423,000	1,384,000	2,503,000	5,310,000
PUITS	296,100	7,371,900	3,078,400	0	10,746,400
DÉVELOPPEMENT SOUS TERRE	0	1,969,800	10,489,500	4,241,800	16,701,100
FRAIS INDIRECTS ET ÉTUDES	406,000	3,011,500	5,840,500	1,800,800	11,058,800
CONTINGENCES (10 %) (Infrastructures* et bâtiments)	123,000	185,600	2,792,900	931,500	4,033,000
SOUS-TOTAL	3,039,000	19,591,400	57,083,900	18,792,100	98,506,400
FRAIS DE GESTION (7 %)	212,700	1,371,400	3,995,900	1,315,400	6,895,400
TOTAL	3,251,700	20,962,800	61,079,800	20,107,500	105,401,800

*Excluant ligne électrique

19-Oct-92

PROJET GREVET
PROGRAMME SOUTERRAIN D'EXPLORATION

BUDGET 1992-1994

SECTEUR	1992 (\$)	1993 (\$)	Janv. 1994 (\$)	TOTAL (\$)
INFRASTRUCTURE SURFACE	1,245,400	419,000	0	1,664,400
BATIMENTS	713,500	1,855,800	0	2,569,100
ÉQUIPEMENT SURFACE ET STATIONNAIRE	255,000	3,355,000	0	3,610,000
ÉQUIPEMENT SOUS TERRE	0	1,423,000	0	1,423,000
PUITS	296,100	7,371,900	557,200	8,225,200
DÉVELOPPEMENT SOUS TERRE	0	1,969,800	511,300	2,481,100
FRAIS INDIRECTS ET ÉTUDES	406,000	3,011,500	491,000	3,908,500
CONTINGENCES (10 %) (Infrastructures* et bâtiments)	123,000	185,600	0	308,600
SOUS-TOTAL	3,039,000	19,591,400	1,559,500	24,189,900
FRAIS DE GESTION (7 %)	212,700	1,371,400	109,200	1,693,300
TOTAL	3,251,700	20,962,800	1,668,700	25,883,200

Excluant ligne électrique

19-Oct-92

ANNEXE A.2.3

PROGRAMME DE PRÉPRODUCTION BUDGET 1994-1995

SECTEUR	1994	1995	TOTAL
Infrastructures de surface	7 655 300 \$	201 400 \$	7 856 700 \$
Concentrateur et parc	22 636 400 \$	9 052 100 \$	31 688 500 \$
Bâtiments	2 271 900 \$	61 500 \$	2 333 400 \$
Équipements de surface et stationnaires	935 000 \$		935 000 \$
Équipements sous terre	1 384 000 \$	2 503 000 \$	3 887 000 \$
Puits	2 521 200 \$		2 521 200 \$
Développement sous terre	9 978 100 \$	4 241 800 \$	14 219 900 \$
Frais indirects et études	5 349 500 \$	1 800 800 \$	7 150 300 \$
Contingences (10 %) (Infrastructures* et bâtiments)	2 792 900 \$	931 500 \$	3 724 400 \$
Sous-total	55 524 300 \$	18 792 100 \$	74 316 400 \$
Frais de gestion (7 %)	3 886 700 \$	1 315 400 \$	5 202 100 \$
TOTAL	59 411 000 \$	20 107 500 \$	79 518 500 \$

* Excluant ligne électrique

ANNEES DE PRODUCTION		1	2	3	4	5	6	7	8
REVENUS BRUTS	Cu				3 780 040	6 557 703	7 533 440	8 570 800	8 381 050
	Zn				87 371 032	118 337 714	129 546 778	134 356 473	128 415 558
	Ag				807 350	1 813 894	1 864 820	2 488 332	3 028 351
TRANS., FONDERIE, RAFF.	Cu				1 348 580	3 400 178	3 206 117	4 443 374	4 180 338
	Zn				30 478 308	54 228 714	58 887 854	81 353 448	58 808 225
	Ag				184 118	345 276	424 834	534 822	647 393
REVENUS (NSR)	Cu	0	0	1 810 480	3 157 527	3 827 362	4 126 835	3 881 018	
	Zn	0	0	38 583 024	85 108 001	70 878 825	73 303 027	70 807 332	
	Ag	0	0	713 232	1 268 617	1 560 185	1 864 311	2 375 858	
REVENUS (NSR) TOTAUX		0	0	39 116 716	89 535 145	75 866 482	78 384 173	76 877 008	
REVENUS (NSR) (DIFFERE 4 MOIS)					18 558 358	65 815 122	73 756 038	78 218 276	77 716 364
REVENUS NETS					18 558 358	65 815 122	73 756 038	78 218 276	77 716 364
FRAIS D'EXPLOITATION									
F. DEF. PREP & EXTR.	\$6.89	0	0	3 541 460	6 187 555	6 187 555	6 187 555	6 187 555	
REMBLAIS	\$3.56	0	0	1 328 940	3 202 220	3 202 220	3 202 220	3 202 220	
SOUTIRAGE	\$2.36	0	0	1 213 040	2 122 820	2 122 820	2 122 820	2 122 820	
SERVICES GENERAUX	\$8.42	0	0	4 327 880	7 573 780	7 573 780	7 573 780	7 573 780	
ING. ET GEO.	\$1.82	0	0	832 680	1 457 180	1 457 180	1 457 180	1 457 180	
ADMINISTRATION	\$1.75	0	0	888 500	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	
SOUS-TOTAL MINE		\$24.60	0	0	12 844 400	22 127 700	22 127 700	22 127 700	22 127 700
USINAGE	\$10.84	0	0	5 571 780	9 750 580	9 750 580	9 750 580	9 750 580	
ENVIRONNEMENT	\$1.00	0	0	514 000	888 500	888 500	888 500	888 500	
S-TOTAL USINE		\$11.84	0	0	6 085 780	10 650 080	10 650 380	10 650 080	10 650 080
EXPLOITATION TOT.		\$36.44	0	0	18 730 180	32 777 780	32 777 780	32 777 780	32 777 780
SERVICES TECHNIQUES (projet)					75 000	75 000	75 000	75 000	75 000
REVENUS (PERTES) D'OPERATION					753 188	33 082 342	48 803 258	45 385 488	44 843 284

	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	TOTAL
13 480	8 370 808	8 381 058	10 893 545	11 428 603	10 888 254	8 738 413	11 604 458	20 247 102	17 182 937	2 281 343		0	127 547 750
14 778	134 358 473	128 415 558	122 214 758	123 883 328	118 328 318	143 780 888	155 657 488	118 357 178	88 555 258	21 817 888		0	1 477 821 278
14 828	2 488 232	3 028 351	2 488 384	2 481 318	2 250 341	2 510 648	2 884 182	2 888 548	2 588 303	427 438		0	28 388 208
6 117	4 443 374	4 180 338	5 848 315	5 821 525	5 531 501	4 528 840	8 018 823	10 488 145	8 714 557	1 182 878		0	88 133 848
7 854	81 353 448	58 888 225	55 538 082	58 284 303	53 832 787	85 335 830	70 732 818	52 737 881	43 878 388	8 858 838		0	871 342 475
4 834	534 822	847 383	527 888	513 738	481 438	537 128	578 388	818 888	518 853	81 448		0	8 004 484
7 382	4 128 835	3 881 018	5 245 230	5 488 308	5 138 752	4 208 573	5 587 533	8 748 857	8 278 388	1 088 484		0	81 414 181
1 825	73 383 827	70 887 332	88 878 878	87 588 824	84 383 521	78 444 738	84 824 581	83 318 185	52 878 581	11 858 158		0	888 278 753
1 185	1 884 311	2 375 858	1 838 734	1 887 588	1 788 883	1 973 518	2 117 773	2 278 881	1 977 548	335 881		0	22 881 722
4 882	78 384 173	78 877 888	73 882 848	74 875 812	71 288 177	84 824 828	82 828 887	75 345 884	82 135 321	13 382 885		0	888 754 578
036	78 218 278	77 718 284	74 887 438	74 884 821	72 524 555	88 182 844	88 381 528	81 188 825	87 385 215	34 337 712		0	888 754 578
036	78 218 278	77 718 284	74 887 438	74 884 821	72 524 555	88 182 844	88 381 528	81 188 825	87 385 215	34 337 712		0	888 754 578
555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	8 187 555	1 222 431		0	72 838 888
220	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	3 282 228	831 818		0	37 885 878
828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	2 122 828	418 714		0	24 882 774
788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	7 573 788	1 483 885		0	88 133 455
188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	1 457 188	287 422		0	17 148 182
125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	1 574 125	318 487		0	18 525 382
100	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	22 127 788	4 384 557		0	288 413 857
88	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	8 758 588	1 823 244		0	114 751 384
88	888 588	888 588	888 588	888 588	888 588	888 588	888 588	888 588	888 588	177 421		0	18 585 821
88	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	18 858 888	2 188 885		0	125 337 385
88	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	32 777 788	6 485 221		0	385 758 881
88	75 388	75 388	75 388	75 388	75 388	75 388	75 388	75 388	75 388	18 388		0	818 388
58	48 385 488	44 883 284	42 814 858	41 751 841	38 871 875	47 338 184	57 188 748	48 253 845	34 152 435	27 854 488		0	583 885 815

ANNEES DE PRODUCTION		1	2	3	4	5	6	7	
FRAIS GENERAUX (VSM)		112.500	225.000	225.000	225.000	225.000	225.000	225.000	
REV. (PERTES) OPER. (VSM)		(112.500)	(225.000)	(225.000)	302.239	223.6630	28.407.270	31.530.847	
DEPENSES EN CAPITAL (projet)									
EXPLORATION & PREPRO.		640.800	11.828.800	17.880.800	8.229.500				
INFRASTRUC. & EQUIP. mine		2.388.500	7.331.000	13.040.030	2.805.300	184.000	184.200	728.500	
INFRASTRUC. & EQUIP. usine			431.500	26.052.800	8.957.300				
DEVELOPPEMENT DIFF.					451.200	1.429.200	1.429.200	3.112.100	
FRAIS DE GESTION 7%		212.737	1.371.388	3.985.881	1.315.447				
TOTAL CAPITAL (projet)		3.251.837	20.982.788	61.078.591	20.558.747	1.583.200	1.583.200	3.840.800	
FLUX MONETAIRE av IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT (projet)		(3.251.837)	(20.982.788)	(61.078.591)	(19.805.548)	31.468.142	39.310.058	41.524.886	
FLUX ACT (projet)	0.15	(3.140.178)	(20.588.753)	(55.322.503)	(15.588.929)	21.552.364	23.410.778	21.504.180	
DEPENSES EN CAPITAL (VSM)									
EXPLORATION & PREPRO.		640.800	11.828.800	12.583.560	4.220.650	0			
INFRASTRUC. & EQUIP. mine		2.388.500	4.871.300	8.128.021	1.863.710	114.800	114.800	508.350	
INFRASTRUC. & EQUIP. usine		0	302.050	18.237.330	8.870.110	0	0	0	
DEVELOPPEMENT DIFF.		0	0	0	315.840	1.000.440	1.000.440	2.178.470	
TOTAL CAPITAL (VSM)		3.029.300	17.002.250	38.958.911	13.470.310	1.115.240	1.115.240	2.686.820	
FLUX MONETAIRE av IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT (VSM)		(3.151.600)	(17.227.250)	(40.183.811)	(13.168.371)	21.803.389	27.292.038	28.842.427	
FLUX ACTUALISE (VSM)	15%	(3.043.383)	(16.928.889)	(36.386.084)	(10.371.224)	14.832.558	16.253.548	14.836.407	
FINANCEMENT									
PRET EN \$			0	0	0	0	0	0	
INTERETS @ 10%	0.1		0	0	0	0	0	0	
FLUX MONETAIRE av IMPOTS & DROITS & FINANCEMENT (VSM)		(3.151.600)	(17.227.250)	(40.183.811)	(13.168.371)	21.803.389	27.292.038	28.842.427	
DROITS MINIERES (VSM)		0	0	0	0	0	0	880.000	
IMPOTS FED. & PROV. (VSM)		0	0	0	0	0	0	2.118.000	
FLUX MONETAIRE NET (VSM)		(3.151.600)	(17.227.250)	(40.183.811)	(13.168.371)	21.803.389	27.292.038	25.844.427	
FLUX MONETAIRE CUMUL.		(3.151.600)	(20.378.850)	(60.562.661)	(73.730.932)	(51.927.133)	(24.635.094)	1.208.333	
FLUX ACTUALISE (VSM)	0.09	(3.084.427)	(17.042.870)	(37.804.087)	(11.365.413)	17.284.788	18.828.509	17.224.653	
FLUX ACTUALISE (VSM)	0.12	(3.063.581)	(16.984.928)	(37.083.888)	(10.850.291)	16.040.777	17.927.478	15.157.858	
FLUX ACTUALISE (VSM)	0.15	(3.043.383)	(16.928.889)	(36.386.084)	(10.371.224)	14.832.558	16.253.548	13.383.858	

TAUX RENDEMENT INTERNE PROJET

27.1% avant IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT
 XXXX apres IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT

TAUX RENDEMENT INTERNE (VSM)

26.8% avant IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT
 21.3% apres IMPOTS, DROITS & FINANCEMENT

7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	TOTAL
225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	225 000	0	3,487,500
31,530,847	31,178,299	29,165,255	29,001,288	27,545,312	32,806,115	30,751,118	33,552,881	33,661,705	18,273,143	0	348,872,431
											38,489,800
728,500	164,000	164,000	164,000	2,134,000	164,000	164,000	164,000	0			28,749,330
3,112,100	3,112,100	3,112,100	3,112,100	4,379,700	6,284,300	4,018,700	0	0			38,441,700
											30,429,700
											8,885,443
3,840,800	3,278,100	3,278,100	3,278,100	6,513,700	6,428,300	4,182,700	164,000	0	0	0	138,886,973
1,524,888	41,587,184	38,738,550	38,475,741	33,158,175	40,901,864	52,326,340	48,089,845	34,552,435	27,854,490	0	383,388,642
1,504,180	18,727,338	15,168,177	13,101,101	8,817,787	10,530,867	11,849,409	8,362,308	5,781,873	4,100,428	0	70,248,138
											28,283,710
508,350	114,800	114,800	114,800	1,483,800	114,800	114,800	114,800	0	0	0	21,283,881
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	25,508,180
178,470	2,178,470	2,178,470	2,171,470	3,985,780	4,385,010	2,813,080	0	0	0	0	21,294,480
688,420	2,293,270	2,293,270	2,281,270	4,559,580	4,489,310	2,327,880	114,800	0	0	0	87,371,071
842,427	28,886,028	26,591,885	26,704,018	22,885,722	28,408,305	36,823,228	33,437,881	23,661,705	18,273,143	0	251,301,360
838,487	13,007,814	10,530,318	8,081,158	8,805,831	7,313,748	8,244,212	6,509,810	4,009,378	2,837,178	0	47,735,087
0	0										0
0	0										0
42,427	28,886,028	26,591,885	26,704,018	22,885,722	28,408,305	36,823,228	33,437,881	23,661,705	18,273,143	0	251,301,360
80,000	2,875,000	3,812,000	4,001,000	3,377,000	4,535,000	5,713,000	4,478,000	3,184,000	454,000	0	33,287,000
18,000	4,579,000	5,302,000	8,831,000	6,415,000	8,803,000	10,572,000	7,873,000	5,385,000	985,000	0	58,755,000
44,427	21,432,228	17,777,885	15,761,018	13,183,722	15,068,305	20,538,228	21,288,881	15,122,705	17,854,143	0	158,248,360
18,333	22,841,362	40,418,347	56,181,365	68,379,088	84,447,382	104,385,821	126,272,512	141,395,218	159,248,360		
4,653	13,104,487	9,972,708	8,111,834	8,229,381	8,527,028	8,161,...	7,760,888	5,758,258	5,478,783	0	58,428,534
7,658	11,223,037	8,312,117	6,581,825	4,817,881	5,014,838	6,102,871	5,647,435	3,582,205	3,778,387	0	38,308,854
3,854	8,851,188	8,981,474	5,360,375	3,908,522	3,879,823	4,588,228	4,144,208	2,580,124	2,628,287	0	21,528,377

□
□

ANNEXE A.2.6

1 - PARAMÈTRES TECHNIQUES

<p>1.1 <i>Taux d'extraction optimal (en tonnes courtes) :</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Rm : tonnage (tonnes courtes) estimé du minerai dilué (réserves prouvées et probables) • Jan : nombre de jours de fonctionnement à pleine capacité par année 	$T = 4.88 * Rm^{0.75} / Jan$
<p>1.2 <i>Personnel requis :</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Pour la mine • Pour le moulin • Services • Administration + services techniques 	$\Rightarrow Nmn = 0.75 * T^{0.7}$ $\Rightarrow Nml = 0.78 * T^{0.6}$ $\Rightarrow Nsv = 37.5\% * (Nmn + Nml)$ $\Rightarrow Nat = 12\% * (Nmn + Nml + Nsv)$
<p>1.3 <i>Electricité</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Puissance max (en kW) • Consommation par jour (en kWh) 	$\Rightarrow Pel = 165 * T^{0.5}$ $\Rightarrow 1800 * T^{0.57}$
<p>2.4 <i>Préparation du site</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Pour la mine (en acres) • Pour le moulin (en acres) 	$\Rightarrow Amn = 0.011 * T^{0.7}$ $\Rightarrow Aml = 0.05 * T^{0.5}$
<p>1.5 <i>Exhaure (puissance des pompes en chevaux)</i></p> <p><i>Ventilation :</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Air requis (en pieds³/minute) • Puissance (en chevaux) <p><i>Air comprimé requis (en pieds³/minute)</i></p>	$\Rightarrow Pe = 26 * T^{0.5}$ $\Rightarrow 1,400 * T^{0.8}$ $\Rightarrow Pv = 0.88 * T^{0.9}$ $\Rightarrow C = 130 * T^{0.5}$
<p>1.6 <i>Hissage</i></p> <ul style="list-style-type: none"> • Vitesse du câble (en pieds/minute) pour hisser T tonnes par jour d'une profondeur Pp • Diamètre (en pouces) • Puissance (en chevaux) • Chambre de his sage (en pieds²) • Chevalement (en pieds) • Masse (en livres) 	$\Rightarrow V = 1.6 * Pp^{0.5} * T^{0.4}$ $\Rightarrow D = 4.13 * Pp^{0.14} * T^{0.3}$ $\Rightarrow Hp = 0.5 * (D/100)^{2.4} * V$ $\Rightarrow Ac = 0.10 * D^{2.2}$ $\Rightarrow H = 8 * T^{0.3} + 1.2 * V^{0.5}$ $\Rightarrow Pds = 0.12 * H^3 * (D/100)^2$
<p>1.7 <i>Section du puits (en pieds²)</i></p>	$\Rightarrow S = 24 * T^{0.3}$

2 - COÛT EN CAPITAL

2.1 Pour la mine

2.1.1 - Préparation du site	$\Rightarrow 2,000 * Amn^{0.9}$
2.1.2 - Fonçage du puits Installations de hissage	$\Rightarrow 140,000 * S^{0.25} + 139 * S^{0.45} * Pp^{1.05}$
• Matériel	$\Rightarrow 540 * D^{1.4} * Hp^{0.2}$
• Installation	$\Rightarrow 64 * D^{1.8}$
• Construction	$\Rightarrow 4.9 * Ac^{1.4}$
• Chevalement	$\Rightarrow 19 * W^{0.9}$
• Autres	$\Rightarrow 700 * T^{0.7}$
2.1.3 Développement	
• Développement général	$\Rightarrow 11,000 * T^{1.2} / W^{0.9}$
Préparation des chantiers	$\Rightarrow 2,400 * T^{1.06} / W^{0.6}$
2.1.4 - Equipement de minage	$\Rightarrow 24,600 * T^{0.8} / W^{0.3}$
2.1.5 - Ventilation	
Exhaure	$\Rightarrow 14,000 * Pv^{0.6}$
Réseau d'eau	$\Rightarrow 3,400 * Pe^{0.7}$
	$\Rightarrow 5,300 * T^{0.4}$
2.1.6 - Concassage	
• Concasseur	$\Rightarrow 1,370 * T^{0.6}$
• Installation	$\Rightarrow 210 * T^{0.7}$
2.1.7 - Atelier souterrain	
Compresseur d'air	$\Rightarrow 14,600 * T^{0.4}$
Réseau air/eau sous pression	$\Rightarrow 920 * C^{0.7}$
Réseau électrique	$\Rightarrow 2.8 * (1,276 * T^{0.4} / W^{0.4})^{0.9} * C^{0.3}$
	$\Rightarrow 1,600 * Pe^{0.9}$

ANNEXE A.2.8

2.2 Pour le moulin

2.2.1 - <i>Route</i>	$\Rightarrow 280,000$ par mile.
2.2.2 - <i>Construction</i>	
• Préparation du site	$\Rightarrow 2,000 * A_{ml}^{0.9}$
• Terrassement (D_0 : profondeur du terrassement en pieds)	$\Rightarrow 1,000 * A_{ml}^{0.8} * D_0$
• Remblai compacté	$\Rightarrow 75 * (A_{ml} * D_0)^{0.7}$
• Fondations	$\Rightarrow 30,000 * T^{0.5}$
• Bâtiments	$\Rightarrow 27,000 * T^{0.6}$
2.2.3 - <i>Equipement et installation</i>	
• Concasseur fin	$\Rightarrow 18,000 * T^{0.7}$
• Broyeur	$\Rightarrow 20,000 * T^{0.7}$
• Process	$\Rightarrow 47,300 * T^{0.5}$
2.2.4 - <i>Parc à résidus</i>	$\Rightarrow 20,000 * T^{0.7}$
2.2.5 - <i>Réseaux</i>	
• Eau	$\Rightarrow 14,000 * T^{0.6}$
• Electricité	$\Rightarrow (580 + 1,150) * P_{el}^{0.8}$
2.2.6 - <i>Services généraux</i>	
• Administration	$\Rightarrow 155 * (35 * Nat^{1.3})^{0.9}$
• Maintenance du moulin	$\Rightarrow 102 * (85 * N_{sv})^{0.9}$
• Vestiaire	$\Rightarrow 125 * (24 * N_{mn})^{0.9}$
• Magasin	$\Rightarrow 5,750 * T^{0.4}$
• Divers	$\Rightarrow 10,000 * T^{0.5}$

2.3 Coûts généraux

• Tot = somme des coûts en capital pour la mine et le moulin.	
• Ingénierie	$\Rightarrow 2.3 * Tot^{0.8}$
• Coûts généraux	$\Rightarrow 0.31 * Tot^{0.9}$
• Supervision du projet	$\Rightarrow 1.8 * Tot^{0.8}$
• Administration	$\Rightarrow 1.5 * Tot^{0.8}$

ANNEXE A.2.9

3 COÛTS D'OPERATION

	Coût total par jour	Coût par tonne
Pour la mine		
<i>Minage</i>	$160 * T^{0.6} * (W_a/W)^{0.4}$ (1)	$160 * T^{0.4} * (W_a/W)^{0.4}$ (1)
<i>Préparation des chantiers</i>	$19.20 * T^{1.06} / W^{0.6}$	$19.20 * T^{0.06} / W^{0.6}$
<i>Concassage</i>	$2.00 * T^{0.8}$	$2.00 * T^{0.2}$
<i>Hissage</i>	$4.70 * T^{0.8}$	$4.70 * T^{0.2}$
<i>Services généraux</i>	$75 * T^{0.8}$	$75 * T^{0.2}$
<i>Supervision</i>	$12 * T^{0.7}$	$12 * T^{0.3}$
<i>Remblai</i>		
• <i>Fabrication</i>	⇒ dépend des conditions	⇒ dépend des conditions
• <i>Mise en place</i>	⇒ $12.00 * T^{0.7}$	⇒ $12.00 * T^{0.3}$
Pour le moulin		
<i>Concassage secondaire</i>	$12.60 * T^{0.6}$	$12.60 * T^{0.4}$
<i>Broyage</i>	$4.90 * T^{0.8}$	$4.90 * T^{0.2}$
<i>Traitement</i>	$65.00 * T^{0.6}$	$65.00 * T^{0.4}$
<i>Echantillonnage</i>	$1.27 * T^{0.8}$	$1.27 * T^{0.2}$
<i>Supervision. maintenance</i>	$40.80 * T^{0.6}$	$40.80 * T^{0.4}$
<i>Parc à résidus</i>	$0.92 * T^{0.8}$	$0.92 * T^{0.2}$
Autres		
<i>Electricité</i>	$164 * T^{0.56}$	$164 * T^{0.44}$
<i>Services de surface</i>	$157 * N_{sv}$	$157 * N_{sv} / T$
<i>Administration et services techniques</i>	$222.60 * N_{at}$	$222.60 * N_{at} / T$

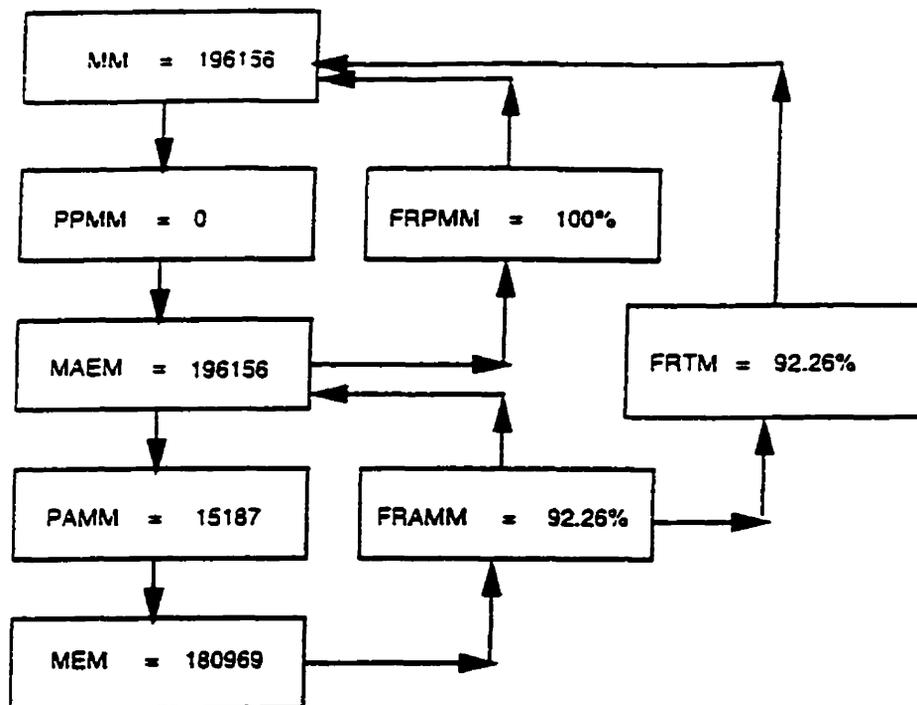
(1) : W = largeur supposée du chantier.

W_a = largeur supposée = dilution planifiée, estimée à 20 %.

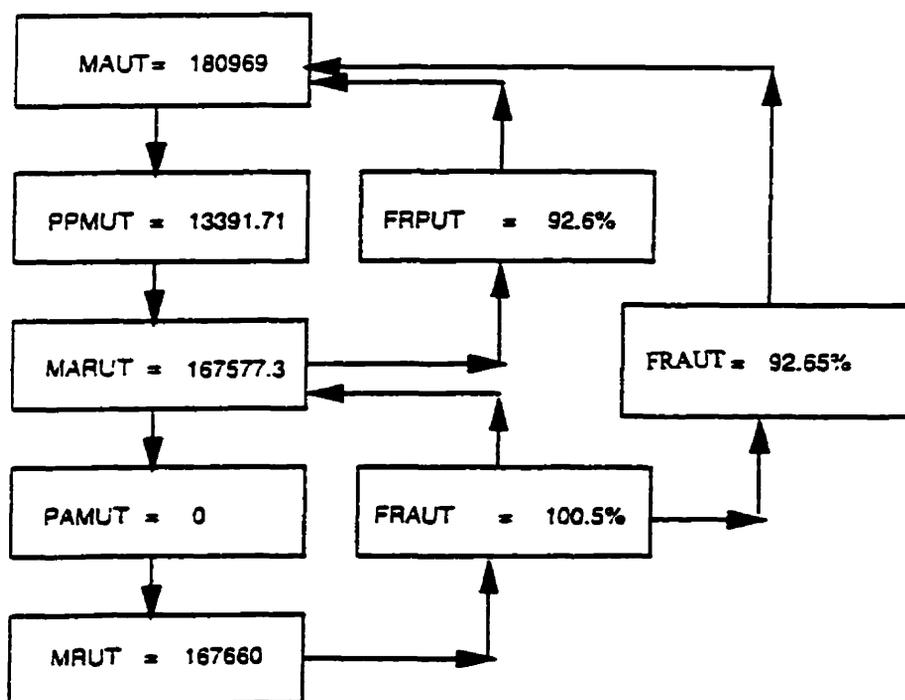
Nouvelle mine

Niveaux	Réserves initiales Étude de faisabilité (Dilution inc. 15% à 1 g/t)		Réserves minières après définition (Dilution 15% à 1 g/t)		Alimentation Usine de traitement		Production finale
	Tonnes	Onces	Tonnes	Onces	Tonnes	Onces	Onces
SURF - 250	842 562	166 525	798 221	142 453	785 961	144 902	134 246
250 - 500	1 397 034	215 767	1 300 957	196 156	1 267 240	180 969	167 660
Sous-total							
SURF - 500	2 239 596	382 292	2 099 178	338 609	2 053 201	325 871	301 906
500 - 700	503 745	78 738	403 260	67 346	419 357	49 805	46 142
700 - 830	300 145	41 033	201 314	26 175	226 307	24 410	22 615
Sous-total							
500- 830	803 890	119 771	604 574	93 521	646 164	74 215	68 757
TOTAL:							
SURF - 830	3 043 486	502 063	2 703 752	432 130	2 699 365	400 086	370 663

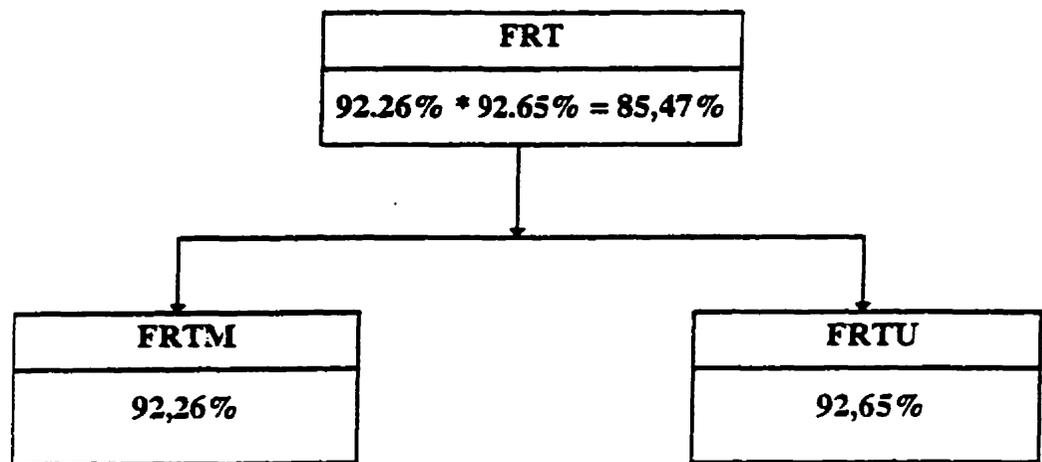
Bilan métallurgique de la mine Lac Shortt



Facteurs de récupération partiels et total à la partie comprise entre les niveau 250 et 500 à la mine (Cas de la mine Lac Shortt)



Facteurs de récupération partiels et total à l'usine de traitement (Cas de la mine Lac Shortt)



**Facteur de récupération totale pour la partie comprise entre les niveaux 250 et 500
à la mine Lac Shortt**

ANNEXE C.5.1

Paramètres techniques

Taux d'extraction optimal (T) (en tonnes courtes/jour) :	3000
Personnel requis	
• pour la mine	203,72
• pour le moulin	78
• pour les services	106
• pour adm. et serv. techniques	46
Électricité	
• Puissance Max (P_{el}) (en kW)	9037,42
• Consommation journalière (en kWh)	172675,86
Préparation du site	
* pour la mine (en acres)	2,99
* pour le moulin (en acres)	2,31
Ventilation	
• Exhaure (puissance des pompes en chevaux) (P_e)	1424,08
• Air requis en (pieds ³ /minute)	846886,17
• Puissance (en chevaux) (P_v)	1185,47
• Air comprimé requis (C) (en pieds ³ /minute)	7120,39
Hissage	
• Vitesse du câble (en pieds/minute) (V) pour hisser T tonnes/jour d'une profondeur Pp	205,90
• Diamètre (D) (en pouces)	137,33
• Puissance (Hp) (en chevaux)	220,42
• Chambre de hissage (Ac) (en pieds ²)	5047,37
• Chevalement (en pieds) (H)	105,57
• Masse (Pds) (en livres)	266290,14
Dimensions	
• Section du puits (en pieds ²)	265,06209
• profondeur du puits (pieds)	2625,038
Développement	75640,29
Développent général (en pieds)	13186,21
Développent spécifique (en pieds)	12244,86

ANNEXE C.5.2

Coût en capital

Items	Coûts (\$)
Mine	55527245,47
Moulin	37753561,64
Coûts généraux	17920246,42
Total	112 201 052,53

Coûts d'opération

Items	Coûts d'opération (\$/t)
Pour la mine	
Minage	10,20
Préparation des chantiers	7,57
Concassage	0,59
Hissage	1,38
Services généraux	22,05
Supervision	1,58
Remblai	
Mise en place	1,58
Sous-total	44,96
Pour le Moulin	
Concassage secondaire	0,85
Broyage	,54
Traitement	4,41
Échantillonnage	0,40
Supervision, maintenance	2,77
Parc à résidus	0,29
Sous-total	10,26
Autres	
Électricité	7,06
Services de surface	8,05
Adm. et services techniques	5,02
Total des coûts d'opération	75,36

ANNEXE C.5.3

	<u>Constant Dollar Evaluation Rates</u>				<u>Nominal Dollar Evaluation Rates</u>			
	<u>Real</u>				<u>Real</u>			
	<u>Inflation</u>	<u>Yield</u>	<u>Risk</u>	<u>Total</u>	<u>Inflation</u>	<u>Yield</u>	<u>Risk</u>	<u>Total</u>
Low Risk								
Equipment replacements, opening new stops etc. at existing operations	-	3%	5%	8%	7%	3%	5%	15%
Medium Risk								
Mines or projects in settled locations where ore reserves, etc. have received a high degree of confirmation, expansion of existing operations	-	3%	9%	12%	7%	3%	9%	19%
High Risk								
Projects which are in remote locations, poli- tically sensitive areas, etc.	-	3%	15%	18%	7%	3%	15%	25%

The Lac Shortt Project should be considered as a medium-risk project.

ANNEXE C.5.4

Dilution et pertes des réserves de la mine Bouquet 2

Chambre	Tv	Séquence	Pertes(%)	Dilution(%)	
	503	20243	P	6	23
	505	14036	P	3	24
	515	16757	P	13	24
	601	22300	P	16	20
	602	17652	S	0	15
	603	22184	P	1	24
	604	27213	S	13	14
	605	28324	P	0	35
	606	30118	S	2	71
	607	11824	P	2	8
	608	17056	S	5	132
	609	6981	P	7	31
	60A	3855	S	43	32
	611	20704	P	17	27
	612	16823	S	30	36
	613	27717	P	12	58
	614	30290	S	9	9
	615	33882	P	2	26
	616	20750	S	16	18
	617	14000	P	2	11
	618	15664	S	2	66
	619	5435	P	70	107
	621	14421	P	17	7
	622	16336	S	17	5
	623	25017	P	4	10
	624	26163	S	10	9
	625	33653	P	3	17
	626	23676	S	0	53
	627	16614	P	8	63
	628	5766	P	33	89
	631	20603	P	8	13
	633	46182	P	7	22
	635	35856	P	13	16
	636	26078	S	16	63
	637	18095	P	37	66
	638	8658	S	63	43
	601	8043	P	13	24
	602	9252	S	11	23
	604	12026	S	8	12
	605B	27400	P	6	9
	606	45707	S	3	15
	608	16612	S	13	17
	611	6750	P	13	12
	614	10823	S	10	10
	618	30657	S	10	9
	701	12000	P	0	40
	711	7400	P	0	58
	831	6100	P	0	57
	821	8300	P	0	31
	732	15121	P	2	36
	722	22236	P	4	27
	802	6100	S	11	26
	822	10200	S	17	10
	832	12987	S	3	14
	812	8250	S	25	20
	702	7807	S	13	3
	703	8660	P	6	66
	713	12691	S	12	20
	803	8600	S	12	22

ANNEXE C.5.5

Dilution et pertes des réserves de la mine Bouquet 2

Chentier	Tv	Séquence	Pertes(%)	Dilution(%)
813	8350	S	11	11
823	12150	S	25	28
833	13805	S	0	49
824	8300	S	0	12
834	9150	S	3	18
815A	8850	P	6	16
835A	8200	P	15	14
805A	10400	P	0	14
825A	11000	P	5	50
715A	14203	P	4	31
705A	14283	P	5	35
825B	16671	S	2	30
835B	6122	S	28	1
815B	17888	S	9	35
828	17200	P	9	15
838	23200	P	1	33
808	5561	P	0	50
708	8343	P	15	20
817	17800	P	0	81
807	21450	P	2	19
837B	14000	P	21	33
707B	6847	P	3	10
827B	10000	P	0	12
827A	15000	S	0	40
828	21610	S	1	37
838	21884	S	4	11
808A	30500	P	0	11
818A	9700	P	0	32
819B	8420	S	10	10
828A	15080	P	0	16
809B	7732	S	1	11
819B8X	4259	S	3	5
809B8X	12877	S	5	9
819A8X	18900	P	0	51
829A8X	15365	P	0	16
8010	39000	P	7	19
8110	31000	P	0	13
8310	18400	P	0	13
8011	20800	S	0	10
8111	8838	S	8	27
8011B8X	2171	S	0	0
8111B8X	13177	S	9	8
8312	5846	P	1	20
8212	10013	P	2	19
8112	25880	P	0	18
8012	18200	P	0	20
8013	10081	S	0	10
8013B8X	12077	S	0	11
8114	25600	P	0	14
8014	21380	P	0	13
8115	9850	S	28	1
8015	8185	S	20	1
8015B8X	8388	S	1	7
8116	8000	P	35	54
8016	8480	P	1	88
8017FW	788	S	7	18
8018FW	8843	S	4	28
8023HW	8800	S	1	31
8018HW	8281	S	6	11
8020HW	5487	S	0	43
8021HW	7388	S	2	23

ANNEXE C.5.6

BARRICK GOLD CORPORATION

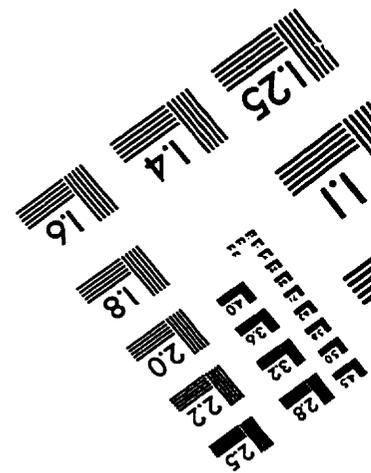
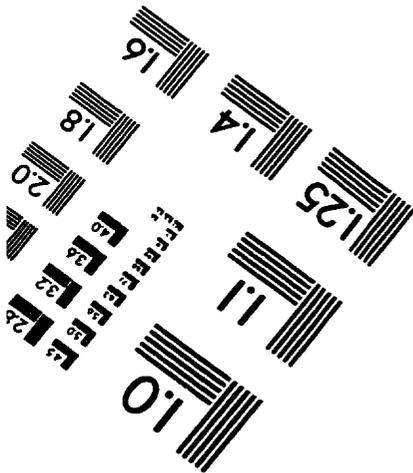
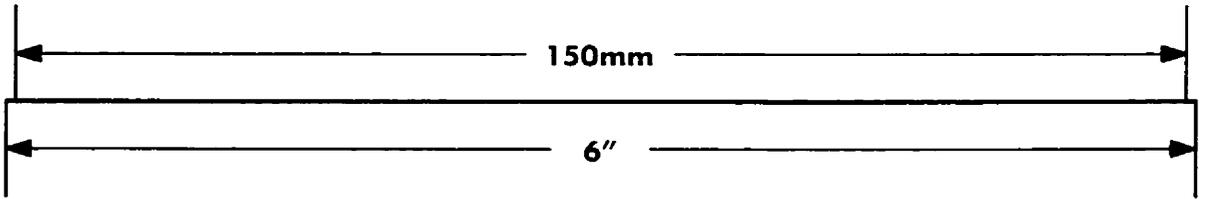
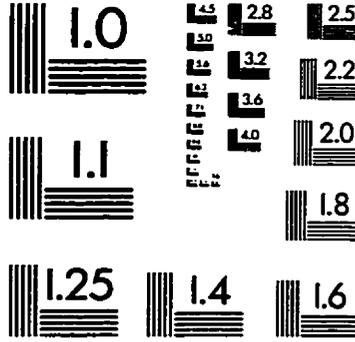
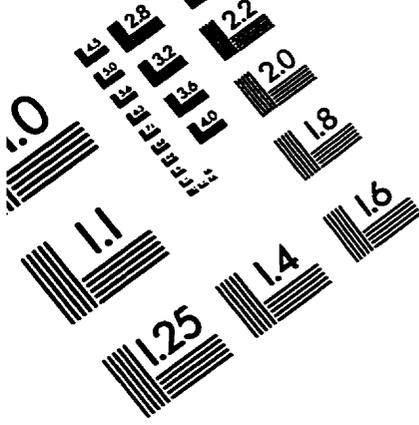
Operation: BOUSQUET NO.

5 YEAR PLAN
BASE CASE

Tonnes Milled	577,500	561,000	559,000	562,700	564,900	2,325,300
Gold Grade (Grams/Tonne)	10.240	9.580	9.790	9.780	7.990	9.94

Operating Cost Detail / Tonne

	<u>1996</u>	<u>1997</u>	<u>1998</u>	<u>1999</u>	<u>2000</u>	<u>TOTAL</u>
Mining						
Diamond Drilling	0.62	0.45	0.27	0.27	0.09	3.3
Development	9.14	4.30	4.10	2.49	2.11	4.4
Stopeing	9.14	7.87	7.37	7.22	8.42	7.8
Mine Services	14.12	13.07	13.07	13.07	13.07	13.2
Total Mining	33.03	25.69	24.81	23.05	21.69	25.6
Milling						
Milling	23.18	22.99	22.74	22.98	22.90	22.7
Trucking	4.41	4.41	4.41	4.41	4.41	4.4
Other Treatment Charges	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.9
Total Milling	28.07	27.80	27.65	27.57	27.51	27.6
Maintenance	16.50	15.03	16.08	13.13	12.69	14.4
General Exp. & Administration / Mine	11.95	10.96	11.00	10.58	10.53	11.0
General Exp. & Administration / Mill	2.01	2.06	2.07	2.06	2.05	2.0
Total General & Adm.	13.96	13.02	13.07	12.64	12.58	13.0
Safety	(0.75)	(0.75)	(0.75)	(0.75)	(0.75)	(0.6)
Site Reclamation	2.79	2.64	2.61	2.60	2.36	2.5
<u>SUB-TOTAL</u>	<u>84.34</u>	<u>83.13</u>	<u>82.46</u>	<u>78.23</u>	<u>76.08</u>	<u>82.9</u>
Smelter Costs & Trucking	20.12	14.50	16.19	16.23	14.49	16.3
Copper by-product	(28.29)	(16.22)	(16.74)	(16.93)	(16.63)	(19.8)
Silver by-product	(2.82)	(2.43)	(2.50)	(2.49)	(2.23)	(2.5)
<u>TOTAL COSTS</u>	<u>53.25</u>	<u>48.96</u>	<u>57.41</u>	<u>53.64</u>	<u>51.64</u>	<u>56.7</u>



APPLIED IMAGE, Inc
1653 East Main Street
Rochester, NY 14609 USA
Phone: 716/482-0300
Fax: 716/288-5989

© 1993, Applied Image, Inc., All Rights Reserved