
Coefficient de géométrie favorable

PROJET 2003-04

PAR : VITAL PEARSON , M.Sc.A., ing.

Juin 2007



AVERTISSEMENT

Ce document présente certains résultats des travaux de recherche du CONSOREM (Consortium de Recherche en Exploration minérale) rendus publics pour le bénéfice de l'ensemble de la communauté géologique, ceci après la période de confidentialité prévue aux règlements généraux du CONSOREM.

Bien que ce document ait subi un processus d'évaluation interne, des erreurs ou omissions peuvent s'y retrouver et seul CONSOREM en assume la responsabilité.

Le contenu du document demeure la propriété de son auteur et du CONSOREM et peut être reproduit en totalité ou en partie à des fins non-commerciales en citant la référence suivante :

Pearson, V. 2007. Coefficient de géométrie favorable, rapport du projet CONSOREM 2003-04, 86 p.

Toutefois, la reproduction multiple de ce document, en tout ou en partie, pour diffusion à des fins commerciales est interdite, sauf avec la permission écrite de CONSOREM.

CONSOREM

Université du Québec à Chicoutimi
555, boulevard de l'Université
Chicoutimi, QC, G7H 2B1

Tél. : (418) 545-5011 poste 5634

Courriel : consorem@uqac.ca
Site Web: www.consorem.ca

RÉSUMÉ

Ce rapport présente un nouvel outil permettant l'appréciation de la « favorabilité » économique d'une ressource au stade d'exploration. Les applications visées sont pour les gisements se situant dans le contexte de la Sous-province archéenne de l'Abitibi.

Le processus d'évaluation d'un gisement peut être divisé en deux parties communément traitées de façon indépendante. Une première partie évalue la ressource en fonction de paramètres techniques et géologiques (faisabilité technique), alors que la seconde évalue la viabilité du projet en fonction de l'économie actuelle (faisabilité économique).

La démarche choisie pour construire un outil d'évaluation appliqué au contexte particulier de l'Abitibi et aux besoins spécifiques de l'exploration profite de l'historique des exploitations sur ce territoire. Cette démarche s'énonce par trois assertions : une prémisse, une majeure et une subordonnée présentées ci-dessous.

1. Les gisements, producteurs actuels et anciens de l'Abitibi, constituent une population statistique ayant des paramètres de distribution relatifs à la géométrie, au tonnage, à la teneur, etc.
2. Les paramètres statistiques des nouveaux gisements qui seront découverts dans le futur appartiennent à cette même distribution.
3. Il est possible de déterminer les paramètres de base de la population historique et de caractériser les portions de cette population ayant une « valeur économique » peu, modérément ou fortement attrayante en fonction de la géométrie.

Une application logicielle, permettant d'apprécier la « favorabilité » d'un gîte ou d'un indice a été développée. Le produit présenté se limite à un champ d'application très spécifique et se veut un outil d'aide à la décision pour le développement de ressources à un stade précoce de développement. Dans un tel contexte, peu de paramètres sont connus et l'utilisation d'une méthode d'évaluation traditionnelle nécessite de fixer des valeurs hypothétiques pour de nombreuses variables. Afin de remédier à ce manque d'information, un nombre restreint de variables a été sélectionné. Ces variables sont les dimensions géométriques (tridimensionnelles) de la minéralisation, la profondeur apicale de la lentille, la profondeur ultime, le pendage et l'angle de chute.

L'hypothèse de cette approche est de stipuler que les variables sélectionnées ont une incidence marquée sur l'ensemble du projet. Cette hypothèse est qualitativement validée en étudiant la distribution, la géométrie et la valeur économique des gisements historiques.

Il est donc possible de comparer un gîte ou indice en développement à des gisements ayant une géométrie similaire et d'apprécier, selon le niveau de connaissance des gisements anciens, si le projet a un potentiel de rentabilité. Cet outil permet également d'estimer le tonnage minimal, pour atteindre les paramètres d'une géométrie similaire à l'archétype choisi.

TABLE DES MATIÈRES

Avertissement	i
Résumé	ii
TABLE DES MATIÈRES	iii
LISTE DES FIGURES	iv
LISTE DES TABLEAUX	iv
1 Introduction.....	1
1.1 Problématique	1
1.2 Objectif.....	1
1.3 Méthodologie.....	1
2 Généralités	3
3 Définition des paramètres géométriques	4
4 Favorabilité géométrique	5
4.1 Notion de « favorabilité » géométrique	5
4.2 Coefficient de géométrie favorable (CGF).....	5
4.3 Résultats anticipés et limitations	7
4.4 Analyse de la distribution des gisements.....	7
4.4.1 Analyse des résultats de calculs	8
4.4.2 Analyse des sulfures massifs volcanogènes (SMV).....	8
4.4.3 Analyse des sulfures magmatiques	10
4.4.4 Analyse des gisements aurifères disséminés	10
4.4.5 Analyse des gisements aurifères filoniens.....	11
4.5 Discussion sur la relation entre le CGF et les gisements historiques	12
4.6 Exemple d'utilisation du CGF	14
5 CONCLUSIONS ET AVENUES DE RECHERCHE.....	18
5.1 Avenues de recherche et de développement.....	18
6 REMERCIEMENTS	20
RÉFÉRENCES	20
RÉFÉRENCES SUPPLÉMENTAIRES SUR LE WEB	36
CAHIER DES FIGURES	38
TABLEAUX	51
Annexe I : Liste des paramètres utilisés dans l'évaluation du CGF	68
Annexe II : Liste des gisements utilisés pour l'évaluation du CGF	77
ANNEXE III: METHODOLOGIE DE CALCUL ET ALGORITHMES.....	85

LISTE DES FIGURES

Figure 1 : Facteurs fondamentaux contrôlant les variables de l'évaluation économique d'un gisement.....	38
Figure 2 : Définition des paramètres du modèle ellipsoïde.....	38
Figure 3 : Exemple de modèle ellipsoïde pour une lentille minéralisée. Longitudinale de la mine Francoeur.....	39
Figure 4 : Cheminement critique synthétique permettant la séquence de calcul pour évaluer les différentes variables du CGF appliquées sur un gisement de forme géométrie modélisée.....	40
Figure 5 : Relation entre la géométrie d'une lentille et le choix d'une méthode d'exploitation.	41
Figure 6 : Formulaire de capture de l'information pour le calcul du CGF.	41
Figure 7 : Diagramme de « favorabilité » : relations entre le CGF et le bilan instantané	42
Figure 8 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements aurifères de type disséminé.....	43
Figure 9 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements aurifères de type filonien.....	44
Figure 10 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements de sulfures massifs magmatiques.....	45
Figure 11 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements de sulfures massifs volcanogènes.....	46
Figure 12 : Exemple d'utilisation du CGF montrant l'onglet des résultats.....	47
Figure 13 : Exemple d'utilisation du CGF. Tableau des gisements comparables.....	47
Figure 14 : Formulaire de sélection des gisements comparables.....	48
Figure 15 : Exemple d'utilisation du CGF. Sélection de gisements comparables.....	48
Figure 16 : Exemple d'utilisation du CGF. Sélection de gisements à pendage comparable dont le bilan instantané est positif.....	49
Figure 17 : Exemple d'utilisation du CGF. Formulaire de l'étude de sensibilité.....	49
Figure 18 : Exemple d'utilisation du CGF. Variation du bilan instantané en fonction de l'angle de chute.....	50

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1 : Interprétation du CGF.....	51
Tableau 2 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures massifs volcanogènes ayant un bilan instantané positif.....	52
Tableau 3 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures massifs volcanogènes ayant un bilan instantané négatif.....	55
Tableau 4 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures magmatiques.....	57
Tableau 5 : Résultat du calcul du CGF – Aurifères Disséminés à bilan instantané positif.....	59
Tableau 6 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères Disséminés à bilan instantané négatif.....	61
Tableau 7 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères filoniens à bilan instantané positif.....	62
Tableau 8 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères filoniens à bilan instantané négatif.....	64
Tableau 9 : Statistiques du résultat de CGF par types de gisements.....	66
Tableau 10 : Exemple d'utilisation du CGF : variation du CGF en fonction de l'angle de chute.....	67

1 INTRODUCTION

1.1 Problématique

La valeur économique d'un gisement est une variable essentielle pour évaluer la faisabilité d'une exploitation minière. La variabilité des NSR, la localisation des gisements par rapport aux infrastructures, leurs profondeurs, les méthodes d'extraction, les conditions économiques changeantes sont autant de facteurs qui ont un impact important sur le rendement d'une exploitation. Par exemple, pour une même période d'évaluation, l'opération à ciel ouvert de la mine Gallen, située proche des infrastructures avec environ un million de tonnes à une teneur inférieure à 5% Zn, fut grandement économique tandis que la mine Gonzague-Langlois (Grevet), d'un tonnage et d'une teneur beaucoup plus considérables, était considérée plus marginale.

De nombreuses études traitant de l'évaluation des coûts associés au développement d'une ressource ont démontré la difficulté de circonscrire la notion de profitabilité. Cette difficulté est directement associée à la complexité des paramètres, lesquels comprennent des variables minéralogiques, géométriques, géomécaniques et économiques. Pour ajouter à cette difficulté qui est un point capital pour estimer un seuil de profit, l'évaluation économique extrapole les coûts de mise en oeuvre et le cours du marché des substances dans une démarche prospective. De plus, le niveau de connaissance de la ressource convoitée est généralement incomplet.

En second lieu, il est exceptionnel qu'une découverte résulte d'un processus linéaire d'acquisition de données. De façon plus générale, l'historique d'une découverte comprend un ensemble plus ou moins élaboré d'intervenants où chacun apporte de nouveaux éléments et vérifie un certain nombre d'hypothèses. De plus, les propriétés font régulièrement l'objet de transactions, sous forme de partenariat et/ou de vente. Dans ce processus, il est d'usage que le nouvel intervenant tienne peu compte des investissements de ses prédécesseurs. Ainsi, contrairement au marché des biens et services, il n'y a pas de notion de valeur ajoutée tant et aussi longtemps qu'une ressource n'est pas définie. Une méthode d'évaluation de propriété minière utilisée dans l'industrie consiste à faire la sommation des dépenses en ne considérant que les interventions où les résultats ont été probants et ont bonifié le potentiel minéral de la propriété (Roscoe, 2002). Enfin, ce volet particulier de l'évaluation d'une ressource minérale est occupé par un ensemble de firmes spécialisées ayant une expertise reconnue dans ce domaine.

Toutefois, au stade d'exploration où les données sont fragmentaires, il est impossible de procéder à une évaluation économique d'un gisement. Or, il serait utile de pouvoir porter un jugement sur le potentiel de rentabilité économique, même à partir de données préliminaires. Cela pourrait donner une indication permettant de prendre une décision sur la poursuite ou non des travaux d'exploration.

1.2 Objectif

L'objectif général de ce projet est de développer un outil d'aide à la décision permettant aux intervenants de l'industrie minière d'évaluer le potentiel de rendement économique d'un amas minéralisé au stade d'exploration.

1.3 Méthodologie

Comme la problématique est complexe et que les applications sont surtout pour le territoire de la Sous-province d'Abitibi, bien connu pour son historique de production d'or et de métaux de base, il a été décidé de construire un outil d'évaluation adapté aux conditions de ce territoire. L'avenue privilégiée consiste à bâtir un outil qui permettra de porter un jugement à partir des informations généralement disponibles lors du développement d'un indice ou d'un gîte, même si ces informations sont fragmentaires. Il s'agit

d'informations pouvant être déduites à partir d'une campagne de forages préliminaire, soit la géométrie en plan, en longitudinale et en sections ainsi que les teneurs.

Le projet s'est déroulé en trois volets incluant une phase de documentation sur les principaux gisements de l'Abitibi, une phase de modélisation géométrique des gisements, comprenant une simulation d'une exploitation hypothétique, puis finalement l'élaboration d'un outil logiciel.

La compilation a pour objet de documenter les paramètres physiques (dimension, orientation, tonnage, teneur) des gisements historiquement connus de l'Abitibi. Cette compilation des gisements permettra de définir la ou les populations statistiques de gisements ainsi que leurs principales caractéristiques. La modélisation se fera à partir d'une séquence de calcul qui permettra d'attribuer à chacun des gisements un coefficient de géométrie favorable (CGF). Il est à noter que la validation du CGF sera faite de façon qualitative puisque la « favorabilité » quantitative équivaut en quelque sorte au taux de rendement et ce dernier est rarement une donnée publique. Finalement, un outil logiciel permettra d'estimer la « favorabilité » d'un gîte ou d'un indice en établissant une relation comparative avec la population statistique historique des gisements.

2 GÉNÉRALITÉS

La [Figure 1](#) présente les quatre facteurs fondamentaux contrôlant l'ensemble des paramètres à considérer lors d'une étude de faisabilité d'un gisement et qui sont 1) économique, 2) chimique, 3) physique et 4) temporel. Trois des facteurs peuvent être qualifiés de variables intensives, c'est-à-dire indépendantes des variables externes. Par exemple, les paramètres physiques d'un gisement tels le tonnage, la profondeur et les dimensions de la lentille sont fixes et invariables dans le temps et dans l'espace. De façon similaire, la chimie du gisement (composition et teneur) est fixe et également invariable dans le temps et dans l'espace. La troisième variable intensive est le temps. Par opposition, la variable économique peut être qualifiée d'extensive, c'est-à-dire qu'elle est dépendante de variables externes tels le cours des métaux, l'offre et la demande, les niveaux de taxation, etc.

Lorsque jumelés, ces facteurs définissent des groupes de variables devant être considérées lors d'une étude de faisabilité. Ainsi, sous le doublet physico-chimique se trouvent des variables comme la dilution, la métallurgie et les taux de récupération. Sous le doublet physique-temps, des variables comme la cédure d'extraction, le design des ouvertures et la cadence d'exploitation devront être spécifiés. Le doublet chimique-économique a trait à la valeur récupérée. Enfin, le doublet économique-temps chapeaute les variables relatives au choix de financement, l'anticipation du rendement, l'amortissement et la dépréciation.

Dans une approche d'évaluation traditionnelle, les aspects économiques et temporels constituent les variables fondamentales du processus d'évaluation. Le gisement proprement dit devient une abstraction modélisée par une « valeur métal » (tonnage x teneur x \$ substance) et tout le processus de faisabilité est élaboré en établissant une vue prospective du cours des métaux, d'un amortissement, et ainsi de suite. Cette procédure tripartite s'établit selon les éléments suivants. Premièrement, l'ensemble des paramètres documentés lors de l'exploration et de la phase de préproduction est compilé. Deuxièmement, plusieurs scénarios de mise en valeur sont élaborés et vérifiés. Troisièmement, le rendement escompté sur l'investissement est projeté dans le futur. Le raisonnement est donc « du passé vers le futur ».

Si l'on considère un indice ou un gîte en développement, la méthode traditionnelle se bute à une carence d'informations pour de nombreux aspects de la ressource, ce qui ajoute à l'incertitude d'une modélisation prospective. Afin de palier à ce problème inhérent à tout projet se trouvant à un stade précoce de développement, il est ici proposé de considérer le doublet temps-économique non pas dans une projection vers le futur, mais en considérant la performance de gisements déjà connus, donc provenant d'expériences passées. Cette approche empirique et basée sur le passé est diamétralement opposée à l'approche projetée vers le futur.

Enfin, il est à noter que dans le texte qui suit, le vocable de « favorabilité » sera utilisé au lieu de « faisabilité », afin de bien mettre en relief l'aspect qualitatif de la démarche¹.

¹ Pour les besoins de ce travail, le terme « favorabilité » est défini comme étant un adjectif qualifiant l'attrait d'une lentille minéralisée, une géométrie étant dite favorable si son extraction peut se faire à faible coût.

3 DÉFINITION DES PARAMÈTRES GÉOMÉTRIQUES

Dans la démarche proposée, la géométrie de la minéralisation est considérée comme étant une variable de première importance et intrinsèquement reliée aux coûts d'extraction d'une ressource.

Chaque gisement a une géométrie unique et, pour de nombreuses mines, il est difficile d'obtenir les paramètres spécifiques de cette géométrie. Afin d'alléger la collecte de données pour les anciens gisements, la géométrie des gisements peut être modélisée par un ellipsoïde aplati idéalisé. Cet ellipsoïde possède trois axes orthogonaux qui sont la longueur, la largeur et l'épaisseur. La définition de l'ellipsoïde est complétée par son orientation dans l'espace, laquelle est représentée par le pendage et l'angle de chute du plus grand axe dans le plan de la longitudinale vraie et, enfin, par la profondeur de cette ellipse sous la surface. Comme l'illustre la [Figure 2](#), six paramètres permettent de définir la géométrie d'une lentille. Il est à noter que sur cette figure, le septième paramètre (Hu : profondeur ultime) est une fonction de la profondeur apicale (Ha) et des angles de chute et de pendage selon les fonctions trigonométriques.

Pour illustrer la méthode d'utilisation du modèle elliptique, l'exemple de la mine aurifère de Francoeur, située à Rouyn-Noranda, est représenté à la [Figure 3](#). Cette figure montre la minéralisation de forme irrégulière qui peut être modélisée par une ellipse englobant l'essentiel des réserves. L'application de cette simplification à l'ensemble des gisements de l'Abitibi démontre que pour la majorité des cas, les ellipsoïdes générés sont des représentations satisfaisantes qui correspondent à des contrôles géologiques reconnus comme une lentille de sulfures massifs volcanogènes parallèle au plan de stratification volcanique ou comme une minéralisation aurifère localisée le long d'un plan de faille.

Comme ces ellipsoïdes permettront de modéliser des infrastructures modèles pour l'exploitation, certaines règles doivent être respectées afin de conserver un certain réalisme. Par exemple, le paramètre Z doit s'étendre de Ha à Hu afin de permettre une évaluation du nombre de niveaux à développer (les zones satellites ne sont pas incluses). Enfin, les paramètres X et Y doivent être évalués visuellement afin de permettre d'estimer des longueurs de niveaux et le volume généré par l'ellipsoïde devra être représentatif du volume réel et donc du tonnage réel.

Dans certains cas, il est plus difficile d'établir un modèle ellipsoïde, par exemple pour les gisements à lentilles multiples (plus particulièrement ceux dont la minéralisation n'est pas dans une seule longitudinale) et les gisements filoniens de type « stringer » et « ladder vein ». Dans l'exemple de la longitudinale de la mine Francoeur ([Figure 3](#)), l'ellipsoïde proposé respecte la profondeur apicale (sub-surface) et la profondeur ultime. La dimension intermédiaire de l'ellipsoïde combinée à l'épaisseur permet de générer un volume qui équivaut sensiblement au volume réel de la minéralisation. On remarque que les zones satellites ne sont pas considérées dans le modèle ellipsoïde.

4 FAVORABILITÉ GÉOMÉTRIQUE

4.1 Notion de « favorabilité » géométrique

La section précédente montre comment établir un modèle ellipsoïde pour un amas minéralisé. Ce modèle est basé sur un ensemble de six variables, desquelles un coefficient de « favorabilité » est extrait, c'est-à-dire :

$$\text{Coef. Favorabilité} = f(X, Y, Z, Ha, \Theta, \Phi)$$

La favorabilité est directement associée à la rentabilité économique. Afin de caractériser cette favorabilité, un indice du coût d'accès à la ressource (ICAR) sera utilisé. Cet indice, qui est présenté plus en détail à l'annexe III, peut être défini comme étant la somme des coûts liés à une exploitation idéalisée de l'amas minéralisé modélisé, incluant entre autres la mise en place d'infrastructures (chevalement, moulin, véhicules, etc.), le développement (puits, galeries, soutènement, ventilation, etc.) et la main d'œuvre. Le cheminement logique synthétisé de la séquence de calcul est présenté à la [Figure 4](#).

L'indice ICAR permettra de définir le coefficient de géométrie favorable (CGF). La géométrie sera dite « favorable » lorsque l'indice ICAR sera relativement faible. Il importe donc d'établir s'il existe une relation entre les paramètres géométriques et ce coût d'extraction de la ressource. Il est à noter que l'indice ICAR sera indépendant de la teneur du minerai et que le coût d'extraction du stérile est aussi onéreux que celui de l'extraction du minerai. D'autre part, la rentabilité ne peut être abordée qu'en considérant les paramètres de teneur et de valeur des substances extraites. Ce dernier point sera abordé à la section suivante.

4.2 Coefficient de géométrie favorable (CGF)

La quantification de la « favorabilité » a pour objectif d'exprimer sous forme numérique la facilité ou la difficulté relative de mettre en œuvre l'extraction d'une ressource. Comme mentionné précédemment, de nombreuses variables influencent les coûts d'extraction. Les facteurs sélectionnés pour la détermination du CGF sont ceux qui peuvent être considérés comme étant essentiels et inhérents à toutes exploitations. Ainsi, quelle que soit la lentille, l'actualisation de sa valeur économique nécessite la mise en place d'ouvertures pour son extraction et son traitement pour la production d'un concentré ayant une valeur marchande.

Il s'avère que les infrastructures minimales pour parvenir à ce concentré sont fortement influencées par les paramètres géométriques d'une lentille. Par exemple :

- La profondeur apicale (Ha) a une incidence directe sur l'opportunité de mettre en place une fosse à ciel ouvert. Elle a également une incidence sur la quantité de matériel stérile à retirer pour parvenir au minerai et sur la longueur d'une rampe ou d'un puits.
- La profondeur ultime (Hu) a une incidence sur la profondeur totale d'une fosse. Si le gisement se poursuit, elle a une incidence sur la profondeur d'une éventuelle rampe ou d'un puits.
- Le pendage et l'épaisseur ont une incidence particulière sur la méthode d'extraction du minerai. Une grande épaisseur jumelée à un fort pendage permettra une extraction en vrac à faible coût, alors qu'un faible pendage et une faible épaisseur demanderont une méthode sélective plus coûteuse. Cette relation est exprimée graphiquement à la [Figure 5](#).
- Les deux axes principaux de l'ellipsoïde aplati ont une influence directe sur le nombre de niveaux à développer et la longueur des galeries. Ces deux axes sont également en lien direct avec le nombre de passes à minerais et le nombre de cheminées de ventilation.

- En définitive, chaque lentille (caractérisée par ses six paramètres géométriques) va donner lieu à une séquence de calculs évaluant les infrastructures minimales à mettre en place pour l'accès à la ressource. Deux éléments sont nécessaires pour l'exécution de ce calcul. Premièrement, certaines « règles du pouce » doivent être considérées pour estimer les quantités requises (par exemple : la distance moyenne entre les niveaux, la distance maximum entre deux passes à minerai, la distance maximale entre deux cheminées de ventilation, l'épaisseur minimum pour une méthode d'exploitation de type « long trou », etc.). Deuxièmement, des coûts unitaires moyens doivent être considérés (par exemple : coût au mètre de fonçage d'une galerie). Pour l'évaluation du premier élément, le « Hard rock miner's handbook » a été utilisé (de la Vergne, 2003), lequel contient toute une panoplie de règles et méthodes ayant usage dans l'industrie minière. Le second élément relatif à l'évaluation des coûts a été abordé en utilisant les informations disponibles pour les gisements actuellement en opération et dont les valeurs sont publiées dans les rapports annuels de compagnies privées et/ou disponibles via internet (références multiples qu'il serait laborieux de citer ici, mais qui sont identifiées à la section des références).

La procédure utilisée pour quantifier la « favorabilité » met bien en évidence le degré de simplification avec lequel le CGF est établi. Le nombre de paramètres considérés est très restreint et leur mise en application est homogénéisée pour l'ensemble des gisements. La procédure a également comme prémisses que tous les gisements ont les mêmes caractéristiques géomécaniques. Il importe donc de faire un travail de validation pour évaluer ces hypothèses.

Comme il a été stipulé, le coût d'extraction du stérile est aussi onéreux que celui de l'extraction du minerai. Afin de compléter l'information, nous devons considérer un second paramètre faisant référence à la valeur d'une lentille. Encore ici, la prérogative de développement d'un outil utile dès les premiers stades de l'exploration justifie le choix de la valeur métal brute de la lentille. Cette valeur métal (VM) est obtenue par la somme du produit des quantités de métaux par la valeur marchande de la substance :

$$VM = \sum ([C]_x \times T) \times \$x$$

VM : Valeur Métal brute
 [C]_x : Concentration d'un élément x
 T : tonnage
 \$_x : valeur de la substance

Ayant ces deux valeurs, nous pouvons introduire la notion de bilan instantané (BI), c'est-à-dire la différence entre la VM brute d'une lentille et l'ensemble des coûts inhérents à l'accès à cette lentille.

$$BI = VM - (ICAR \times \text{tonnage})$$

Rappelons que l'indice ICAR est défini par le modèle d'une lentille ellipsoïde parfaite et de ce fait intimement relié à la géométrie de base d'un amas minéralisé. Le BI varie énormément d'un gisement à l'autre et est fortement dépendant du tonnage de la lentille. Afin d'éliminer l'effet d'échelle, le BI est présenté en pourcentage, simulant ainsi un taux de retour sur l'investissement. Le ratio du bilan instantané (RBI) se définit donc comme représentant le BI divisé par la somme des coûts d'accès à la ressource (ICAR) exprimé en pourcentage.

$$RBI = 100 \times BI / (ICAR \times \text{tonnage})$$

Une valeur nulle signifie que la valeur métal permet de recouvrir les coûts d'accès, une valeur positive signifie un bilan positif et une valeur négative signifie un bilan négatif.

Les paramètres utilisés lors des calculs sont présentés à l'annexe I. La liste des gisements et gîtes utilisés pour caractériser la distribution statistique est présentée à l'annexe II. Les éléments relatifs aux calculs et algorithmes sont présentés à l'annexe III.

4.3 Résultats anticipés et limitations

Avant de poursuivre vers l'aspect plus formel des résultats obtenus, il importe de préciser le cadre général de ce travail et de mettre en relief les considérations et les omissions de la démarche.

Le modèle du coefficient de géométrie favorable (CGF) fait abstraction du temps, évacuant ainsi toute notion d'amortissement, d'espérance de vie du projet et de mouvement de trésorerie (cash flow). Tous les gisements de l'historique de l'Abitibi sont considérés « ici et maintenant » et soumis aux conditions actuelles du marché évacuant la nécessité de conversion en dollars constants pour une certaine année de référence.

Le CGF ne tente pas de proposer une classification formelle, mais considère plutôt que la fonction mathématique reliant une ressource à sa rentabilité économique est très complexe et possède un grand degré de liberté. L'hypothèse du CGF est de considérer qu'un nombre restreint de variables fondamentales contrôle les harmoniques de base de cette fonction complexe.

Le CGF n'est pas et ne remplace en aucun cas les études de faisabilité. C'est un outil d'aide à la décision basé sur la distribution statistique des gisements (dont la majorité est située en Abitibi dans les provinces de Québec et de l'Ontario).

4.4 Analyse de la distribution des gisements

Tel qu'énoncé à la section « généralités », le modèle du CGF repose sur une comparaison avec des gisements géométriquement similaires. Les gisements utilisés ont été documentés à partir de la littérature et compilés dans une base de données (MS-Access®). La base de données contient 209 gisements dont l'information est complète et 412 gisements dont l'information est partielle. Pour les besoins de l'évaluation du CGF, seuls les gisements dont les données sont complètes ont été utilisés. Outre les informations sur la géométrie du gisement, ces derniers sont regroupés en quatre classes : 1) sulfures massifs magmatiques, 2) sulfures massifs volcanogènes (SMV), 3) or filonien et 4) or disséminé. Ces classes permettent d'attribuer une densité particulière pour le minerai, de même que l'attribution de valeurs distinctes pour certains paramètres tels les teneurs de dilution, les taux de dilution et de récupération, etc. De plus, elles permettent d'établir une comparaison par types de gisements. Des 209 gisements, 67 sont de types or filonien, 51 or disséminé, 70 SMV et 19 sulfures massifs magmatiques.

Cette base de données est couplée à une procédure de calcul permettant d'établir la valeur du CGF (programmation DotNet ©). Tel qu'il a été démontré avec l'exemple du gisement Ansil ([Figure 6](#)), chaque gisement possède ses paramètres géométriques propres, de même que ses paramètres de tonnage et de teneur. Les informations contenues dans ce formulaire sont complétées à l'aide des onglets documentant la « valeur métal » (considérant le cours moyen des substances), la « localisation » (coordonnées UTM), une « fosse modèle » (considérant des paramètres comme le « stripping ratio », la profondeur, la pente des murs, etc.), les « infrastructures réelles » (telles que documentées dans la littérature), les « infrastructures modèles » (telles que proposées par la procédure de calcul en tenant compte de paramètres spécifiques), la « lentille » (détail sur la distribution de la minéralisation) et l'indice du coût d'accès à la ressource « ICAR » (résultats de la procédure de calcul).

Les résultats du calcul du CGF sont présentés dans un tableau qui permet une comparaison entre les gisements, en utilisant une procédure uniforme d'évaluation sans égards aux multiples particularités de ceux-ci. Pour une personne avisée qui connaît l'historique de l'industrie minière du Québec et de l'Ontario, il est possible de porter un jugement sur les estimations présentées et de les ajuster au besoin.

Dans les quatre sous-sections qui suivent, la revue des résultats de calcul du CGF est réalisée en fonction des types de gisements et de leur « favorabilité » relative. Cette revue a pour objectif de se familiariser avec le CGF et de voir son potentiel d'application ainsi que ses limitations. Les résultats du calcul du CGF seront présentés aux [tableaux 1 à 7](#), lesquels résument :

- les caractéristiques des gisements :
 - tonnage
 - teneurs
 - dimension
 - orientation

- les résultats de l'évaluation du CGF :
 - méthode d'exploitation proposée en considération des paramètres géométriques ;
 - valeur métal du gisement en considérant le cours des substances ;
 - l'indice du coût d'accès à la ressource qui est un équivalent du coût à la tonne pour l'extraction de la ressource ;
 - un bilan instantané sans égards à la notion de temps ;
 - un CGF qui évalue la « favorabilité » en fonction de la distribution statistique de la population considérée.

Le CGF est évalué pour les gisements à bilan instantané positif. Il s'exprime en pourcentage où 50% représente la moyenne, 0% égale la moyenne moins un écart-type et 100% égale la moyenne plus un écart-type (l'étendue du CGF entre 0-100 contient donc 68.27% de la population). Une valeur négative ou une valeur dépassant 100% représente une divergence de plus d'un écart-type ([Tableau 1](#)). Cette procédure permet de faire une étude comparative de la « favorabilité » géométrique en fonction de paramètres économiques fixes.

Un second point qu'il est important de garder à l'esprit est que le CGF à lui seul est insuffisant pour évaluer la pertinence d'une exploitation puisqu'il faut évaluer la rentabilité de la mise en œuvre. À cet effet, les différents tableaux présentés plus loin incluent une colonne indiquant le ratio du bilan instantané (RBI). Cette valeur représente la différence entre la valeur métal d'une lentille et le total des coûts d'accès à la ressource exprimé en pourcentage, soit une estimation du retour sur l'investissement. Il est dit instantané puisqu'il ne tient pas compte du temps. Lorsque l'on fait l'analyse du CGF, il est important de tenir compte de ces deux variables (CGF et RBI), qui graphiquement définissent quatre domaines ([Figure 4](#)) et c'est sur cette base que le coefficient de favorabilité géométrique est établi.

4.4.1 Analyse des résultats de calculs

Avant de montrer les applications pour l'évaluation d'un projet au stade d'exploration, il importe de faire une analyse des résultats engendrés par la séquence de calcul pour les principaux gisements et gisements de la Sous-province d'Abitibi. Cette étape vise à donner une base de comparaison entre les paramètres qui seront générés pour le projet à l'étude avec un histogramme de production évalué selon les mêmes routines.

4.4.2 Analyse des sulfures massifs volcanogènes (SMV)

La base de données réalisée dans cette étude contient 70 gîtes et gisements de SMV. De ce groupe, 45 montrent un CGF favorable à bilan instantané positif. Les 25 autres ont un bilan négatif.

4.4.2.1 SMV à bilan instantané positif

Le [Tableau 2](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (SMV) et un tri décroissant par rapport au bilan instantané positif.

L'analyse de ce tableau est sans surprise puisqu'il met en relief un ensemble de gisements bien connus du secteur minier. En tête de liste se retrouvent les gisements d'envergure mondiale (Kidd Creek, Horne, La Ronde et Quémont) qui sont caractérisés par des tonnages et teneurs exceptionnels. Aussi, le CGF est supérieur à 100%, ce qui en fait des gisements à géométrie très favorable (grande épaisseur et pendage sub-vertical permettant une méthode d'extraction en vrac peu coûteuse).

Il est à noter que le gisement Isle Dieu, malgré son CGF défavorable (-4.4%), a un bilan instantané de plus de 250 millions. Ce point met en relief que la lecture du CGF ne constitue pas un nombre magique indépendant, mais doit être considéré en relation avec la valeur «métal» du gisement. Pour le cas d'Isle Dieu, la profondeur apicale de 411 mètres, la faible épaisseur et le pendage modéré impose un mode d'extraction plus coûteux (chambre remblayée) expliquant la faible valeur du CGF. Ce gisement demeure toutefois attrayant compte tenu de ses teneurs entre autres 17,8% Zn. Le gisement Ansil se retrouve dans une situation similaire. Par contre, le gisement Gonzague-Langlois malgré ses 7,9 Mt et une valeur métal de plus d'un demi milliard, montre une géométrie défavorable (faible épaisseur) et un bilan instantané de seulement 75 millions, ce qui représente une faible marge de manœuvre considérant la valeur «métal» de 530 millions. Il est également intéressant de noter la performance de Mine Gallen qui, malgré une faible valeur «métal», montre un bilan instantané très appréciable associé à un CGF exceptionnel (le meilleur CGF de toute la population considérée).

Les derniers enregistrements du [Tableau 2](#) (faible bilan instantané) montrent une suite de gisements généralement caractérisés par un faible tonnage ou des conditions géométriques moins avantageuses ou une valeur métal marginale. La présence de Bousquet 1 dans cette catégorie peut sembler surprenante. Cette situation est causée par le fait que la majorité des sulfures massifs de l'Abitibi sont trapus et sont extraits avec un minimum d'ouverture. Bousquet 1 est un gisement de grande dimension et, en comparaison avec Bousquet 2, sa valeur métal est moindre.

4.4.2.2 SMV à bilan instantané négatif

Le [Tableau 3](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (SMV) et le bilan instantané négatif. À noter que le CGF n'est pas calculé pour les cas à bilan négatif.

Ces gisements ont une mauvaise performance pour diverses raisons. Par exemple, la Zone No. 5 de la mine Horne, malgré un très bon CGF et un grand tonnage, a un bilan négatif dû à une teneur marginale. Ainsi, un bon CGF indique une géométrie favorable, mais la faible valeur du matériel extrait entraîne une perte nette. Le gisement Kam Kotia se retrouve également en difficulté. À cet effet, il faut rappeler que ce gisement, exploité au cours des années '40, a bénéficié de subventions gouvernementales pour suppléer à la production de métaux stratégiques (Federal government's war mineral program). Cet exemple met en relief l'aspect particulier des politiques nationales comme variables ne faisant pas partie de la procédure d'évaluation du CGF.

Il est à remarquer que le [Tableau 3](#) contient un nombre important de gîtes (c.-à-d. des ressources non-exploitées). L'ajout de ces informations à la liste des gisements historiques est volontaire et a pour objectif de vérifier si la routine informatique du CGF a la capacité de reconnaître les ressources marginales. De la sorte, l'étude spécifique d'un nouveau projet peut se faire par comparaison avec un spectre complet de contextes.

4.4.3 Analyse des sulfures magmatiques

Le [Tableau 4](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (sulfures magmatiques) et un tri décroissant par rapport au CGF. 19 gisements et gîtes sont répertoriés dont 16 montrent un CGF favorable à bilan instantané positif.

Les sulfures massifs et semi-massifs d'origine magmatique représentent une classe à part pour la simple raison que la majorité d'entre eux contiennent du nickel et certains des éléments du groupe du platine. Cette association métallique a pour conséquence d'augmenter substantiellement la valeur métal du gisement, ce qui donne beaucoup plus de latitude sur la viabilité d'un gisement. En définitive, ces gisements peuvent avoir des coûts d'extraction plus élevés et une géométrie moins favorable sans pour autant nuire à la viabilité économique du projet.

Les deux premiers enregistrements du [Tableau 4](#) (Lac des Îles et Marathon) sont des gisements exceptionnels à plus d'un égard : très fort tonnage, bonne teneur et exploitation à ciel ouvert, c.-à-d. une bonne géométrie associée à une bonne valeur métal. Leurs CGF mettent en relief ces paramètres d'exception. Le gisement de Voisey's bay (Ovoid Zone) est tout aussi intéressant en dépit de la nécessité d'une rampe d'accès. Il est à noter que sa localisation géographique n'est pas prise en compte comme facteur de favorabilité.

Le CGF favorable du gîte de Midrim peut sembler surprenant. Ceci résulte d'une limitation de la séquence de calcul qui considère une minéralisation continue, homogène et en une seule lentille. Il faut se rappeler que le gîte de Midrim est en fait constitué d'une lentille à géométrie variable. Les coûts sont conséquemment sous-évalués. Il est à noter également que lors de l'évaluation des dimensions d'un gisement, certaines modifications sont parfois nécessaires afin de refléter la réalité des infrastructures essentielles à la mise en production d'un projet (d'une mine). Par exemple, le gîte Dumont ([Tableau 4](#)) a une dimension horizontale réelle de 2500 mètres, toutefois le corps minéralisé est constitué de deux lentilles parallèles distantes de 50 à 100 mètres. Afin de tenir compte de la longueur réelle des ouvertures nécessaires pour accéder à la ressource, les deux lentilles ont été modélisées en une seule en doublant la longueur réelle.

La majorité des autres gisements présents au [Tableau 4](#) comprend ceux du complexe igné de Sudbury qui sont tous à bilan instantané positif. Leur CGF varie de favorable à défavorable, mais leur valeur métal élevée préserve un bilan instantané positif.

Les trois seuls enregistrements ayant un CGF négatif sont des gîtes (Dumont, Alotta et Lorraine). Pour le premier, la cause est la faible teneur et pour les deux autres, la ressource est de petite dimension (faible tonnage).

4.4.4 Analyse des gisements aurifères disséminés

La base de données contient 51 gîtes et gisements d'or disséminé. De ce groupe, 27 montrent un CGF favorable à bilan instantané positif. Les 24 autres ont un bilan négatif.

4.4.4.1 Or disséminé à bilan instantané positif

Le [Tableau 5](#) présente le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (aurifère disséminé) et un tri croissant par rapport au CGF.

Le premier groupe de cette liste, de Hollinger jusqu'à Hemlo, est caractérisé par un CGF supérieur à la moyenne (50%). Ce groupe montre que le facteur d'échelle est un élément important de la « favorabilité »

géométrique. La majorité de ces gisements ont une épaisseur de plus de 20 mètres, ce qui les rend moins sensibles à la variation du pendage et permet une extraction du minerai en vrac. De plus, ces gisements sont près de la surface et peuvent être exploités à ciel ouvert. Il est à remarquer que la classification par ordre croissant du CGF met côte à côte les gisements Hollinger et Young Davidson, ayant une valeur métal fort différente. Toutefois, le CGF est un coefficient géométrique et sur ce point, les deux gisements présentent les mêmes caractéristiques.

Le deuxième groupe de gisements présentés au [Tableau 5](#), d'Agnico Eagle jusqu'à Bousquet 3, est caractérisé par un CGF positif, mais inférieur à 50%. Ces gisements, qui sont à tonnage modéré (1 à 3 mt), ont des caractéristiques géométriques similaires (pendage abrupt, épaisseur supérieure à 5 mètres, dimensions X et Y variant de 100 à 900 m) et présentent des teneurs similaires (6 à 9 g/t). Il n'est donc pas surprenant de constater que la méthode proposée d'extraction du minerai soit également similaire d'un gisement à l'autre (VCR et LH).

4.4.4.2 Or disséminé à bilan instantané négatif

Le [Tableau 6](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (or disséminé) et un tri croissant par rapport au ICAR. Tout comme pour les gisements VMS à bilan négatif, le CGF n'est pas calculé pour les cas à bilan négatif.

Le premier gisement apparaissant sur cette liste est celui de Don Rouyn (ce porphyre cuprifère est classé avec les types aurifères disséminés puisque le minerai a une densité probable beaucoup plus près des types aurifères que de la densité des sulfures massifs). Il montre un CGF très favorable, mais la valeur métal du minerai est très faible, ce qui lui donne un bilan instantané négatif. Il est à noter que ce gisement a été exploité pour les qualités du matériel en tant que fondant pour la fonderie Horne. Des conditions similaires expliquent la présence du gisement Joliet dans cette liste. Ce dernier a une teneur marginale, mais a bénéficié du fait que la fonderie Horne avait besoin de fondant et que cette ressource était à portée de main (le minerai de Joliet a été extrait à partir d'une galerie le reliant à la mine Horne).

Les deux gisements suivants correspondent aux fosses 87 et J4 de Troilus. Sachant que ces gisements sont actuellement en opération, il peut sembler surprenant de les retrouver dans la liste des gisements à bilan négatif. Premièrement, il faut noter que la marge de déficit n'est que de quelques pourcentages par rapport à la valeur métal des gisements. Dans ce contexte, ces gisements se situent à la limite de la rentabilité et le CGF n'a pas la sensibilité pour évaluer le seuil de rentabilité (rappelons-le, le CGF est un outil d'aide pour l'explorateur afin qu'il puisse situer un projet par rapport à ceux historiquement ou présentement en exploitation). Deuxièmement, il est connu que le gisement Troilus-87 est une exploitation à ciel ouvert, où les murs sont particulièrement abrupts, ce qui engendre un « stripping ratio » de 1,8. Ces conditions exceptionnelles permettent de rentabiliser le projet.

Le gisement de Beattie/Donchester présente une situation similaire, avec des frais d'extraction excédant de 6% sa valeur métal. Avec une exploitation à ciel ouvert à 69% et par rampe à 31% (« bloc caving »), il est à remarquer qu'en omettant l'option de la rampe, le gisement devient favorable. Ce point met en relief que la procédure du CGF montre une rigidité qui dépasse la réalité. En fait, l'exploitation pourrait très bien se limiter à la portion rentable du gisement.

Plusieurs gisements de la seconde moitié du [tableau 6](#) représentent des gîtes ou des mines de petites dimensions (faible tonnage) et généralement de faible épaisseur (1 à 5 mètres). Ces gisements sont exploités par des méthodes d'extraction sélective, ce qui augmente les coûts de production.

4.4.5 Analyse des gisements aurifères filoniens

La base de données contient 69 gîtes et gisements de type aurifère filonien. De ce groupe, 22 montrent un CGF favorable à bilan instantané positif. Les 47 autres ont un bilan négatif.

4.4.5.1 Gisements aurifères filoniens à bilan instantané positif

Le [Tableau 7](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (aurifère filonien) et un tri croissant par rapport au CGF.

Différents gisements des camps miniers de Kirkland Lake, Val-d'Or et Malartic sont présents dans ce groupe. Leur caractéristique commune est qu'il représente des filons de grandes envergures et à géométrie relativement simple. De plus, ces filons ont généralement un pendage abrupt, de sorte que le choix de la méthode d'exploitation devient essentiellement contrôlé par l'épaisseur de la minéralisation. En exécutant une classification par ordre décroissant de l'épaisseur (Y), on remarque une très bonne corrélation avec le CGF. Plus que pour tout autre type de gisement, la similitude des conditions géométriques des gisements filoniens fait que la teneur est un facteur prépondérant de l'accroissement du ratio de bilan instantané (RBI).

4.4.5.2 Gisements aurifères filoniens à bilan instantané négatif

Le [Tableau 8](#) montre le résultat du CGF en considérant les paramètres de calcul de l'annexe I et en appliquant un filtre spécifiant le type de gisement (aurifère filonien), un tri croissant par rapport au ICAR et un bilan instantané négatif.

Le survol de ce tableau met en relief certains questionnements sur la classification des gisements qui y sont présents. Ces derniers sont ceux de Holt-McDermott, Kiena, Francoeur No.3, Belmoral, Beaufor et quelques autres qui sont des producteurs actuels ou récents de l'industrie minière. Plusieurs facteurs expliquent cette classification :

- Certains des gisements, comme Kiena et Siscoe (Maufort), ont une marge de profit de moins de 10%. Ceci montre une fois de plus que le CGF n'a pas la prétention de remplacer une étude de faisabilité et n'a pas la sensibilité pour classer des cas limites.
- D'autres gisements, comme Beaufor et Bidgood, représentent des systèmes filoniens complexes. Les résultats démontrent qu'il n'est pas approprié de modéliser ces gisements par un ellipsoïde homogène.
- D'autres encore ont une géométrie à pendage et épaisseur variables permettant l'utilisation de plus d'une méthode d'extraction, ce qui peut considérablement réduire les coûts d'extraction.

En définitive, les gisements de type filonien montrent une variabilité géométrique les rendant difficiles à évaluer sur ces simples critères.

4.5 Discussion sur la relation entre le CGF et les gisements historiques

Globalement, les différents types de gisements occupent une portion spécifique du diagramme de favorabilité ([Figure 7](#)). En omettant la portion du diagramme à bilan instantané négatif, on remarque que la distribution des gisements aurifères disséminés ([Figure 8](#)) diffère des gisements filoniens ([Figure 9](#)).

Les gisements aurifères disséminés montrent une plus grande variabilité du CGF et l'accroissement de la favorabilité géométrique (CGF) offre plus de potentiel de rendement (bilan instantané croissant). Les gisements ayant la plus grande favorabilité (plus de 100% RBI) sont : Hollinger, Hemlo, Doyon No.3, Camflo, Moneta et Joe Mann. Les gisements se situant entre 40% et 100% sont Casa-Berardi Zone 113, Orenada, Lapa Cadillac, Agnico Eagle et Doyon No.1. Pour ces gisements, la profitabilité est partiellement en corrélation avec le facteur d'échelle. Ainsi, un grand gisement suppose une méthode d'extraction en vrac qui est moins coûteuse et favorise un meilleur rendement.

Peu de gisements filoniens ([Figure 9](#)) montrent un bilan instantané (RBI) supérieur à 100% (Red Lake HGZ, Wright Hargreave, Macassa, Kirkland Lake, Teck Yughes, Campbell et Lake Shore). Les gisements se situant entre 40% et 100% de Ratio Bilan instantané (RBI) sont : Sigma-Lamaque, Sylvanite, Géant Dormant et Belleterre. Les gisements du camp minier de Kirkland Lake représentent l'archétype des gisements filoniens de ce sous-groupe qui est caractérisé par des filons continus à des teneurs voisines du 10 g/t. Il est également intéressant de noter que les gisements filoniens montrant le meilleur CGF ne sont pas ceux qui présentent le meilleur bilan instantané. Pour ces gisements, il semble que la teneur est garante de profit nonobstant les coûts d'extraction.

Pour les gisements de sulfures massifs, les deux types, magmatique et volcanogène, montrent également des différences notables. Les sulfures magmatiques ([Figure 10](#)) représentent la population ayant le CGF plus constant, généralement supérieur à 50%, ce qui en fait des gisements à géométrie favorable. Les grands gagnants de ce groupe sont Voisey's bay et les gisements du complexe igné de Sudbury. Il est à remarquer que la plage de variation du CGF est associée à la méthode d'extraction proposée (chambre remblayée, long trou et fosse), alors que la plage de variation du RBI est associée à la teneur des lentilles et tout particulièrement de leur contenu en Ni et EGP.

Les gisements de sulfures volcanogènes ([Figure 11](#)) montrent une grande plage de variation allant de gisements à faibles RBI et CGF défavorable vers des gisements à fort RBI et CGF favorable. Il est à noter que l'ampleur de la distribution est également associée à la qualité de l'échantillonnage. Les VMS représentent la population la mieux documentée avec 45 gisements à bilan instantané positif.

Dans cette distribution, il est intéressant de noter que le gisement de Gallen, dont les teneurs et tonnages n'ont rien de spectaculaire, trône parmi les grands gagnants de cette distribution aux cotés de Kidd Creek, Quemont, Horne, Amulet A, Mattagami Lake et Perseverance (Main et Equinox). Le classement exceptionnel de Gallen tient du fait que son CGF est également exceptionnel. À cet égard, le classement de Gallen, selon le diagramme de favorabilité, rejoint les résultats de rendement économique tel qu'il a été cité par Noranda Exploration Ltée.

À partir de l'analyse de la distribution des gisements (section précédente), certains points peuvent être mis en relief :

Premièrement, la modélisation d'une lentille par rapport à un ellipsoïde parfait doit avoir un minimum de réalisme, c'est-à-dire que certains gisements, tel un gisement aurifère de type « Ladder vein », peuvent difficilement être définis par un ellipsoïde. Il s'ensuit que le CGF est un outil pour lequel l'utilisateur se doit d'être au fait des exemples retenus à des fins de comparaison. L'utilisateur doit être entièrement avisé de la pertinence des résultats.

Deuxièmement, les tableaux de résultats du CGF ([tableaux 2 à 7](#)) indiquent clairement que le paramètre le plus important dans l'évolution des coûts d'extraction d'une ressource est associé à la méthode d'extraction. Le choix de cette méthode est directement associé à l'épaisseur et au pendage de l'ellipsoïde. Cette association met en relief une seconde limitation du modèle CGF à ellipsoïde unique. Par exemple, un gisement, tel Quemont, montre une géométrie à pendage variable (en section, Quemont présente une géométrie en boomerang dont la portion supérieure est sub-horizontale et la portion inférieure sub-verticale). Il en résulte qu'un tel gisement sera vraisemblablement exploité par différentes méthodes d'extraction. Dans les faits, l'utilisation de plus d'une méthode d'extraction caractérise un nombre important de gisements. Cette divergence par rapport au modèle CGF est une source d'écart entre le bilan instantané proposé et la réalité. Encore ici, l'utilisateur doit être au fait et entièrement avisé de la pertinence des comparaisons.

Troisièmement, pour de nombreux gisements/gîtes dont le bilan instantané est marginal ou oscille près de zéro, il importe de réaliser plusieurs tests géométriques. Cette nécessité est clairement mise en relief en considérant l'exemple fictif d'un gisement ayant une épaisseur d'un mètre. Dans la séquence de calcul, une épaisseur d'un mètre représente la limite entre un gisement « très étroit » et un gisement « étroit ». De part et d'autre de cette limite, une méthode d'extraction différente sera proposée. Afin de vérifier la sensibilité de ce choix, il serait bien de faire un test où l'épaisseur serait de 1,1 mètre. Cet exemple

particulier peut être généralisé par cet avis : avant d'utiliser les résultats du CGF, l'utilisateur doit faire une revue méticuleuse des paramètres pouvant être modifiés, afin de bien connaître les critères à partir desquels ont été établis les calculs.

4.6 Exemple d'utilisation du CGF

Cette section présente un exemple d'utilisation de la méthode CGF par l'intermédiaire d'un cas fictif. Premièrement, un indice de minéralisation doit être défini pour ensuite faire l'évaluation à l'aide de la procédure de calcul du CGF.

Le projet d'exploration fictif, « AAA_Exemple », est hôte d'une minéralisation aurifère disséminée. La compagnie détentrice ne possède qu'une délimitation partielle de la ressource. Le projet est à un stade précoce, mais présente un bon potentiel pour lequel on aimerait connaître la « favorabilité » en la comparant à des gisements similaires.

Les seules données disponibles fournies par la compagnie sont les résultats de sondage d'une vingtaine de forages dont les représentations en sections et longitudinales mettent en relief les éléments suivants :

1. des vingt forages, 15 sont minéralisés ;
2. l'épaisseur moyenne des sections minéralisées est de dix (10) mètres (épaisseur vraie) à une teneur de 4,45 grammes / tonne en or ;
3. en longitudinale, les forages minéralisés définissent une lentille ayant un pendage de 75° ;
4. les extensions latérales de la lentille correspondent à une extension horizontale d'environ 325 mètres et la lentille n'est pas circonscrite en profondeur ;
5. l'information est insuffisante pour estimer l'angle de chute de la minéralisation ;
6. la plus profonde des intersections de minéralisation se situe à 200 mètres verticalement sous la surface ;
7. en surface, il y a présence de 10 mètres de mort-terrain et la minéralisation atteint vraisemblablement la surface.

De ces informations, un modèle géométrique est établi et ses paramètres sont les suivants :

Ha = 10 mètres
X = 325 mètres
Y = 10 mètres
Z (minimum) = 197 mètres (ouvert en profondeur)
 ρ (Angle de chute) = indéterminé = arbitrairement fixé à 90°
 δ (pendage) = 75°
Type de minéralisation = Au disséminé
Teneur = 4,45 g/t Au

Avant de procéder à l'évaluation du CGF à partir de ces informations, une donnée supplémentaire doit être calculée, le tonnage. Pour ce faire, il faut multiplier le volume de l'ellipsoïde généré par les trois axes, X, Y et Z, par la densité moyenne des roches associées à ce type de gisement. Il en résulte que le gîte a un tonnage approximatif de 900 000 tonnes métriques.

Ces données permettent de faire l'évaluation du CGF ([Figure 12](#)). En considérant des paramètres de l'annexe I, les résultats de cette évaluation sont :

Valeur métal brute avant Dilution	48 929 396
Valeur métal brute après Dilution	50 397 278

Valeur métal brute après Concentrateur	32 758 231
Proportion extraite par une fosse	21%
Proportion extraite par une rampe	79%
Coût d'extraction du minerai (total)	34 839 320
Bilan Hypothétique Instantané- 2 081 089	
ICAR	38.71
CGF	-

Les résultats du calcul du CGF indiquent une géométrie favorable, mais un bilan instantané négatif. Toutefois, même si le bilan instantané est négatif, il importe de connaître la « favorabilité » relative de ce gîte afin de pouvoir prendre une décision éclairée sur l'opportunité de poursuivre les travaux.

La « favorabilité » relative peut être estimée en comparant le résultat du gîte « AAA_Exemple » avec les résultats obtenus pour l'ensemble de la population des gisements contenus dans la base de données du CGF.

Les résultats sont triés par ordre alphabétique du nom principal ([Figure 13](#)). La première ligne présente le gîte « AAA_Exemple » avec ses principales caractéristiques géométriques (demi-gauche de la ligne) et les résultats du calcul du CGF sur la demi-droite de la ligne. Le tableau est complété par 209 autres cas représentant essentiellement des gisements et des gîtes de l'Abitibi. Ces données appartiennent à l'historique de la production minérale et permettent de comparer le résultat obtenu par « AAA_Exemple » en fonction des gisements connus. Au bas de ce formulaire se trouve la valeur du CGF moyen, de même que les valeurs de cette moyenne avec plus et moins un écart-type, ce qui permet d'apprécier la favorabilité relative du résultat obtenu. De plus, ce formulaire permet d'exécuter un filtre sur un type particulier de gisement. Cette dernière fonction permet d'établir la moyenne pour un type particulier de gisement et ainsi affiner la comparaison. Pour ce cas particulier, le CGF de AAA_Exemple est de 38,71. Lorsqu'il est comparé à l'ensemble de la population ([Tableau 9](#)), ce résultat semble très favorable. Par contre, si seuls les gisements à bilan instantané positif sont considérés, ce résultat est légèrement supérieur à la moyenne. En ne considérant que les gisements aurifères disséminés à bilan instantané positif, il en résulte que le gîte « AAA_Exemple » a un CGF très près de la moyenne.

Cette première étape fait ressortir que le gîte « AAA_Exemple » montre une « favorabilité géométrique » correspondant à la moyenne des gisements de la base de données. Cette information est plutôt favorable à la poursuite du développement de cet indice. La seconde question est donc de déterminer quelle est la dimension minimale que doit avoir cette lentille pour lui conférer un bilan instantané positif. Sachant que le gîte est ouvert en profondeur, quelques itérations sont réalisées afin de déterminer la profondeur minimale à atteindre. Avant de procéder à cette évaluation, certaines informations pertinentes fournies à la [Figure 13](#) sont notées. Le ratio de bilan instantané (RBI), lequel représente le pourcentage d'argent investi par rapport à la valeur métal du concentré est de -5,97%. Ce nombre signifie que l'investissement est de 5,97% supérieur à la valeur du concentré, ce qui est relativement près de 0% qui représente un profit nul. Ceci indique qu'une augmentation relativement faible du tonnage permettra d'atteindre la « favorabilité ».

Après quelques itérations et en considérant que les extensions horizontales et l'épaisseur sont constantes, il est établi qu'une extension allant jusqu'à près de 350 mètres à la verticale permet de générer une lentille d'environ 1,6 Mt avec une faible marge de profit instantané positif (RBI = 0,18% ; CGF = 36,33 ; CGF = 73%). Il faut se rappeler ici que le CGF évalue le rendement du CGF par rapport à la distribution de la population (50% = moyenne ; 0% = moyenne - un écart-type ; 100% = moyenne + un écart-type).

Considérant ce résultat où le gîte « AAA_Exemple » atteint le seuil de rentabilité, à quels gisements de la base de données se compare-t-il ? Pour ce faire, il faut exécuter une requête qui sélectionne les candidats répondant à des critères particuliers. Le formulaire de sélection des gisements comparables ([Figure 14](#)) contient quatre colonnes, la première contient des boîtes à cocher qui activent les éléments

de la requête. La seconde colonne indique les valeurs pour le gisement à comparer. Les troisième et quatrième colonnes indiquent respectivement les limites inférieure et supérieure pour la requête. Dans cette requête il faut spécifier que le type de gisement doit être « Disséminé », que le tonnage se situe entre 750 000 et 2 000 000 tonnes et que la teneur se situe entre 4 et 5 g/t.

En exécutant cette requête, trois gisements sont sélectionnés dans la base de données, outre le gîte « AAA_Exemple » ([Figure 15](#)). Parmi ceux-ci, deux ont un bilan instantané positif (Chadbourne et Nighthawk) alors que le troisième est un gîte à bilan négatif (East Amphi – Zone B2). En considérant ces deux gisements, les valeurs de leur CGF sont similaires, mais les ratios de profit instantané (RBI) s'élèvent respectivement à 13% et 21%. En fait, la seule différence majeure entre ces deux gisements et « AAA_Exemple » est que l'épaisseur (Y) des gisements Chadbourne et Nighthawk est respectivement de 45 et 46 mètres par comparaison avec une épaisseur de 10 mètres pour l'exemple. Malgré cette différence, le mode d'extraction proposé est similaire (VCR vs BC), soit en vrac. Il est important de faire une revue des gisements sélectionnés afin de s'assurer que les autres paramètres appuient la vraisemblance de la comparaison.

À ce stade, trois critères sont établis : 1) la valeur du coefficient de « favorabilité » géométrique du gîte tel qu'il est actuellement connu ; 2) le tonnage minimal pour assurer un seuil de rentabilité relatif et 3) une comparaison entre notre gîte et des gisements appartenant à l'historique minier abitibien.

Une autre étape consiste à fixer un objectif à atteindre pour assurer une bonne probabilité de rentabilité. Il suffit de dresser une liste de gisements comparables sans restreindre le tonnage, afin de pouvoir répondre à la question : « Quel sont les gisements qui appartiennent à la famille dont la géométrie s'apparente à celle de AAA_Exemple » ? Une seconde requête, pour laquelle le pendage et le type de gisement ont été fixés, est exécutée en spécifiant un bilan instantané positif. Les résultats de cette requête sont présentés à la [Figure 16](#). Cette façon de procéder, en diminuant le nombre de critères de la requête, permet de mettre en relief un spectre de gisements comparables plus large. L'avantage est de mieux situer le gîte à l'étude par rapport au spectre de variation historiquement observé. La [Figure 16](#) permet d'établir que les gisements aurifères de type disséminé ayant un pendage situé entre 67,5° et 82,5°, dont le RBI est supérieur à 20% sont représentés par : Doyon No.1, Hollinger, Lapa Cadillac, Moneta, Mouska, Orenada et Young Davidson.

Pour appartenir à ce groupe, il semble que les conditions essentielles répondent à une augmentation des teneurs ou une augmentation du tonnage. La teneur est considérée comme invariable, alors un objectif de 20% RBI devrait considérer un tonnage approximatif de 5 Mt. En contrepartie, une augmentation du tonnage à ce seuil implique une augmentation de la profondeur du gîte à plus de 1000 mètres à la verticale. Cette augmentation de la profondeur a pour conséquence de faire augmenter les coûts d'accès à la ressource par l'implantation d'un puits, chevalement, 24 niveaux (à 45 mètres d'intervalle), environ 15 km de galeries, etc. Il en résulte que les coûts d'accès à la ressource pour ce type de géométrie croissent plus rapidement que la valeur métal du concentré (à 5 Mt et 1000 mètres de profondeur, le CGF augmente à 44,62 et le bilan instantané chute sous les -40 000 000). Il est à noter qu'avec les paramètres en vigueur dans cet exemple, la profondeur ultime pour extraire une ressource à l'aide d'une rampe a été fixée à -450 mètres et c'est à cette profondeur que le meilleur rendement est obtenu avec un RBI de 2,6% et un CGF de 60,6%. Au-delà de cette profondeur, la ressource est extraite à l'aide d'un puits.

Avant de conclure au potentiel marginal de ce gîte, une autre vérification mérite d'être réalisée. Au début de l'exemple, il est mentionné que l'information actuelle sur le gîte « AAA_Exemple » est insuffisante pour établir l'angle de chute de la minéralisation et il a été fixé arbitrairement à 90°. Il importe donc de savoir si le bilan instantané est sensible à la variation de ce paramètre. Pour ce faire, une étude de sensibilité est exécutée.

Le formulaire donnant accès à l'étude de sensibilité ([Figure 17](#)) a pour fonction d'établir un choix des variables pour la production d'un diagramme binaire, lequel montrera la sensibilité d'une variable par rapport à une autre.

Le cas présent vérifie la sensibilité du bilan instantané par rapport à la variation de l'angle de chute. Les variables ont été sélectionnées en spécifiant que la plage varie de 0° à 90° avec un incrément de variation de 3° ([Tableau 10](#)). En exécutant cette requête, le CGF du gîte est calculé en modifiant l'angle de chute par incrément de 3°. Un graphique est généré ([Figure 18](#)) et montre la variation du bilan instantané en fonction de l'angle de chute.

De 1 à 18 degrés, le bilan est positif et décroît régulièrement. Cette décroissance résulte du fait que la profondeur ultime du gîte augmente régulièrement et que la section horizontale de l'axe « Z » est de plus en plus courte, ce qui implique un ratio de dilution plus grand et une augmentation des coûts d'extraction. Entre 20 et 30 degrés, il y a croissance du bilan instantané et le rendement maximum est atteint à près de 30 degrés. Cette augmentation résulte de l'interaction de deux éléments de calcul. Premièrement, la section horizontale de l'ellipsoïde diminue de plus en plus rapidement (c.-à-d. $Z \cos = \text{angle de chute}$), en conséquence la fosse est de moins en moins profonde parce qu'elle atteint rapidement un seuil de non-rentabilité. En second lieu, une portion de plus en plus importante exploitée via une rampe rend l'extraction moins onéreuse pour les derniers niveaux de la fosse.

Lorsque l'angle de chute atteint 30°, la section horizontale de l'ellipsoïde devient trop petite et il n'est plus rentable de faire d'exploitation à ciel ouvert. La perte de cette opportunité explique la chute rapide du bilan instantané pour des angles supérieurs. Les irrégularités de la courbe pour les angles supérieurs à 30 degrés comme celle entre 45° et 48°, correspondent à des artefacts causés par le passage ponctuel d'un seuil d'évaluation de l'une des variables. Par exemple, entre 45° et 48° la distribution horizontale du minerai varie de telle sorte que le nombre de passes à minerai varie de 5 à 4, ce qui diminue les coûts d'accès à la ressource.

À l'aide de cet exemple, une somme importante d'informations peut être dégagée :

- La géométrie de « AAA_Exemple » est relativement favorable et se compare à la valeur moyenne des gîtes de même type.
- Le gîte « AAA_Exemple » partage de nombreuses similitudes géométriques avec les gisements de Chadbourne et Nighthawk, lesquels sont toutefois plus épais.
- La profondeur minimale pour atteindre un seuil de rentabilité relatif est de 350 mètres, à longueur (X) et teneur constante.
- Pour atteindre un RBI de 20%, les ressources doivent être augmentées à plus de 5 Mt.
- En considérant le « X » et le « Y » constants, l'objectif d'une ressource de 5 Mt est atteint avec une continuité verticale de 1 km.
- Cette géométrie particulière est assujettie à une croissance des coûts d'accès à la ressource, dépassant celle de la valeur du concentré produit.
- Pour ce type de géométrie, un angle de chute se situant entre 20 et 30 degrés optimise les chances de rentabilité.

Cet exemple permet de tirer quelques conclusions quant à l'opportunité de poursuivre l'exploration et le développement de ce gîte :

- Premièrement, puisque la ressource minimale pour atteindre le seuil de rentabilité est de 1,6 Mt à une profondeur verticale de 350 mètres, il est recommandé de cibler cette profondeur pour la prochaine campagne de forage.
- Deuxièmement, les forages du niveau -350 mètres auront pour objectif de déterminer l'angle de chute de la minéralisation si cette dernière est toujours présente.
- Troisièmement, puisque les coûts d'accès croissent trop rapidement et que l'angle de chute est supérieur à 30°, il devient capital de déterminer si la dimension « X » augmente en profondeur.

5 CONCLUSIONS ET AVENUES DE RECHERCHE

La méthode du coefficient de géométrie favorable (CGF) consiste en une série de procédures appliquées sur un modèle géométrique simple de minéralisation. La méthode d'évaluation demande un minimum d'information sur la ressource étudiée (six paramètres géométriques et la teneur). Cette procédure ne remplace en rien les études de faisabilité économiques et techniques puisqu'un trop grand nombre de variables et de paramètres sont considérés comme étant égaux et/ou invariables d'un gisement à l'autre.

L'innovation apportée par le CGF réside dans le fait que l'étude de la « favorabilité » est abordée d'un point de vue beaucoup plus géologique/empirique qu'économique/prospectif. Du point de vue de l'exploration minière, il est plus commun de connaître les particularités physiques d'une lentille que les paramètres économiques auxquels elle est assujettie. Le CGF permet donc de tirer partie des connaissances et expertises de la communauté géologique, afin d'évaluer la « favorabilité » d'une ressource en tenant compte de l'expérience du passé.

Il est intéressant citer le professeur Doggett (Queen's University) afin de mettre en relief l'importance du jugement et de l'expérience de l'utilisateur d'une méthode informatique : « *Economic evaluation techniques [...] are common sense methods, relatively simple to understand and apply. However, the techniques themselves, increasingly used in the form of computer methods and models, are the least important part of the investment decision process.* » Cette mise en garde est également appropriée pour l'utilisation du CGF. Les gîtes et gisements comparables proposés doivent faire l'objet de l'appréciation de l'utilisateur, lequel est le plus apte à valider la pertinence d'une comparaison et de ses limites.

Le CGF constitue un outil d'aide à la décision sur l'opportunité de poursuivre les travaux de développement d'un gîte lorsque les informations sont à un stade précoce. Il permet en outre de déterminer la ressource minimale et de vérifier certains modèles géométriques. Ces modèles peuvent être utilisés pour déterminer une maille de forage afin d'établir le plus rapidement possible la « favorabilité » d'un projet. La réalisation de cet objectif est capitale en exploration. Il permet une économie d'argent et de temps et, en plus, il permet de diriger ses énergies vers les projets les plus prometteurs.

5.1 Avenues de recherche et de développement

Parmi les avenues de recherche axées sur le développement et l'amélioration du CGF, notons les points suivants :

- Exécuter un ensemble de tests de validation en utilisant les projets des membres du CONSOREM et de l'industrie.
- Améliorer la routine de programmation :
 - *Possibilité de faire une extraction partielle du gisement* : la séquence de calcul actuelle propose un CGF basé sur l'extraction complète d'un gisement. Cette présomption est arbitraire et il serait opportun d'évaluer un CGF en fonction du pourcentage d'extraction (ex. : 60% d'extraction par une fosse est peut-être rentable, alors que 100% en y ajoutant une rampe devient déficitaire).
 - *Proposer une profondeur de fosse à ciel ouvert optimale* : la séquence de calcul actuelle propose l'exploitation d'une fosse jusqu'à un certain seuil (paramétré) de dilution. Il serait plus réaliste que le pourcentage d'extraction par une fosse soit fonction du bénéfice (BI) qui en résulte. À noter que le modèle CGF ne considère nullement les variations spatiales de teneurs. Il est donc inapproprié de considérer des méthodes sophistiquées d'optimisation du « design » d'une fosse.
 - *Optimisation du type d'exploitation* : un gisement peut être exploité via une fosse, une rampe ou un puits. La séquence de calcul actuelle ne permet que l'utilisation d'un ou de deux modes d'exploitation pour un même gisement (ex. : fosse, fosse et rampe, fosse et puits, rampe, rampe et puits ou puits). Le choix de la méthode est

rigide et ne repose que sur des considérations géométriques sans égard au bilan instantané. Il serait souhaitable que la procédure d'évaluation soit basée sur l'optimisation des coûts.

- Modélisation de lentilles à géométrie complexe :
 - *Lentilles multiples* : La séquence de calcul actuelle se base sur une géométrie à lentille unique. Lorsque plusieurs lentilles sont parallèles et se superposent lorsqu'elles sont projetées sur une vue longitudinale, une lentille unique est modélisée en additionnant les épaisseurs de chaque lentille. De cette façon, le modèle de l'ellipsoïde diverge de la réalité et les résultats du calcul du CGF divergent également (ex. : le gîte de Explo-Zinc est constitué de plusieurs lentilles sub-parallèles et la modélisation par une lentille unique génère un CGF favorable à bilan instantané positif, ce qui est pour le moins surprenant). Il serait donc opportun de développer une routine de calcul tenant compte de plusieurs lentilles, lesquelles seraient mises en relation via la distance de leurs centroïdes. Pour cette amélioration, les épaisseurs moyennes seraient respectées et les diverses lentilles reliées par des infrastructures plus réalistes.
 - *Lentilles à pendage variable* : La séquence de calcul actuelle est basée sur une géométrie homogène dont 100% du gisement est exploité via une seule méthode d'extraction. Certains gisements montrent une géométrie variable où de toute évidence plus d'une méthode d'extraction est utilisée. Puisque les coûts d'extraction représentent un élément majeur des frais d'accès à la ressource, il serait avisé de permettre plus de souplesse à la séquence de calcul (ex. : en section, le gisement de Quemont montre une portion à pendage sub-horizontale et une autre sub-verticale et, dans ce cas, nous pourrions indiquer les proportions relatives : 60% à pendage vertical et 40% à pendage horizontal).
- Développement de nouvelles fonctionnalités
 - *Intégration de la variable TEMPS basée sur la géométrie* : Comme il a été mentionné à la section « Généralités », les méthodes traditionnelles d'évaluation intègrent l'information selon un vecteur présent □ futur. Dans ce processus, le temps devient une variable importante pour évaluer les amortissements, annuités et rendement ([Figure 1](#)). Dans la méthode du CGF l'évaluation intègre l'information selon un vecteur passé □ présent et l'évaluation du rendement économique est remplacée par un « bilan instantané ». Il existe donc tout un volet de recherche et de développement afin d'intégrer la variable « temps » à partir des paramètres géométriques d'un gisement. Par exemple, à chaque géométrie correspondent un mode de mise en valeur (fosse, rampe, puits) et une méthode d'extraction. Ces choix influencent directement la cadence d'extraction de la ressource qui, en retour, détermine l'espérance de vie de la mine. Par la suite, il devient possible de déterminer les infrastructures minimales pour donner accès à neuf mois de production (neuf mois étant un nombre moyen proposé par McIntosh Red Path). Connaissant ces variables, nous pouvons déterminer la somme à investir en pré-production, la période requise pour le remboursement et le taux de retour sur l'investissement. Ce qui, en définitive, procurerait une évaluation beaucoup plus sensible de la « favorabilité » économique et remplacerait le ratio de bilan instantané (RBI) par un indice de retour sur l'investissement (IRI) en considération de l'espérance de vie d'un projet.

6 REMERCIEMENTS

Les résultats de ce projet de recherche reposent sur une longue période de discussions et de réflexions auxquelles ont participé messieurs G. Bouchard, D. Gaboury et R. Daigneault. Les membres du comité de gestion scientifique sont grandement remerciés pour les nombreux commentaires, lesquels ont permis d'améliorer et de préciser les avenues de développement. Le texte a été revu et bonifié par les commentaires constructifs de messieurs/mesdames Marie-Line Tremblay, Sylvain Trépanier, Isabelle Lapointe et Réal Daigneault. Enfin, des remerciements vont à Mme F. Fallara pour les informations relatives à la géométrie des minéralisations du secteur de Bousquet.

RÉFÉRENCES

(Incluant l'ensemble des références utilisées pour la génération de la base de données MS-ACCESS)

Abel, M.K., Buchan, R., Coats, C.J.A. and Penstone, M.E. 1979. Copper mineralization in the footwall complex, Strathcona mine, Sudbury, Ontario. *Economic Geology*, 17: 275-285.

Allard, G.O. 1976. The Doré Lake Complex and its importance to Chibougamau geology and metallogeny. Ministère des richesses naturelles du Québec, Direction générale des mines, DP-368, 446p.

Ames, H.G. 1948. The Perron Mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 893-898.

Anonyme 1948. Géologie de la région de Belleterre et du lac Bay. Rapport Préliminaire DP-270. MRNQ.

Archambault, G., Guha, J., Tremblay, A. and Kanwar, R. 1984. Implications of the geomechanical interpretation of the Copper Rand deposit on the Doré lake shear belt. In : Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 300-318.

Auger, P.E. 1952. La région de Belleterre, canton de Guillet, comte de Témiscamingue, Ministère des Mines du Québec, Service des gîtes minéraux, rapport RG 55, 61 p.

Avramtchev, L., Lebel-Drolet, S. 1980. Production minérale du Québec au 1er janvier 1979. DVP 727, 34p.

Baker, C.L., Dressler, B.O. Mason, J.K., and Newsome J.W. 1994. Report of activities 1993, resident geologists. Ontario Geological Survey - Open file report No. 5892, 383 p.

Barnett, E. S., Hutchinson, R. W., Adamcik, A. and Barnett, R. 1982. Geology of the Agnico-Eagle deposit, Quebec. In: Hutchinson, R. W., Spence, C. D. and Franklin, J. M. eds. Precambrian sulphide deposits. Spec. Pap. 25. *Geology*, 401-426.

Barrett, T.J., MacLean, W.H., Cattalani, S., Hoy, L. and Riverin, G. 1991. Massive sulfide deposits of the Noranda area, Quebec. III. The Ansil Mine. *Can. Jour. Earth Sci.*, 28: 1699-1730.

Barrie, C. T., Ludden, J. N. and Green, T. H. 1993. Geochemistry of volcanics rocks associated with Cu-Zn and Ni-Cu deposits in the Abitibi Subprovince. *Economic Geology*, 88: 1341-1358.

Barrie, C. T., MacTavish, A. D., Walford, P. C., Chataway, R. and Middaugh, R. 2002. Contact-type and magnetite Reef-Type Pd-Cu mineralization in ferroan olivine gabbros of the Coldwell complex,

- Ontario. In: L. J. Cabri eds. The Geology, Geochemistry, Mineralogy and mineral beneficiation of platinum-group elements. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 54: 321-337.
- Barrie, C.T. and Pattison, J. 1999. Fe-Ti basalts, High silica rhyolites and the role of magmatic heat in the genesis of the Kam-Kitia volcanic-associates massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada. In: Hannington, M.D. and Barrie, C.T. eds. The Giant Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada. Economic Geology Monographs 10 : 577-592.
- Barrie, C.T., Naldrett, A. J. and Davis, D. W. 1990. Geochemical constraints on the genesis of the Montcalm gabbroic complex and the Cu-Ni deposit, Western Abitibi Subprovince, Ontario. Canadian Mineralogist, 28: 451-474.
- Bath, A. C 1990. Mineral occurrences, deposits, and mines of the Black River-Matheson area. Ontario Geological Survey – Open File Report No. 5735, 1883p.
- Beaudoin, A, et Trudel, P. 1988. Géologie des mines New Alger, Wood Cadillac, Central Cadillac, Pandora, Lapa Cadillac et Mic Mac, MRNQ, MB 88-25, 197p.
- Beaudoin, A., Hubert, C., Trudel, P. et Perreault, G. 1987. Géologie du projet Callahan, cantons de Vassan et de Dubuisson - District de Val D'Or, MB 87-48. MRNQ, 44p.
- Beaudry, C 1989. Report on diamond drilling programme with 3 logs of holes LN-89-03, 89-04 AND 89-05, Galinée I [LYNX] property, GM 49961, MRNQ, 52p.
- Bélanger, J., Guha, A., Coulombe, J. and Carignan, J. 1984. The 8-5 Zone, Cooke mine, Chapais: A volcanogenic massive sulphide deposit en the Blondeau Formation. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 271-287.
- Bertoni, C. H. and Vachon, A. 1984. The Corner Bay deposit : A new discovery in the Doré lake complex. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 319-328.
- Blais, A. 1998. Vision corporative de Ressources MSV Inc. In: Géologie et métallogénie du district minier de Chapais-Chibougamau – Nouvelle vision du potentiel de découverte. DV 98-03, MRNQ, 155-160.
- Boldy, J., Drouin, M., Hilgendorf, C., Davidson, D., Boniwell, J. B. and Gingerich, J. 1984. Case history of a gold discovery Eastmain River area, Québec. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 441-456.
- Bouchard, G., Guha, J., Zuckerkandel, W., Carignan, J. and Archambault, G. 1984. The Gwillim gold mine and its geological setting. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 370-377.
- Bourguoin, M et Gauthier, E. 2000. Travaux de forage et de décapage, été-automne 2000. Volumes I et II. GM 58671, MRNQ, 337p.
- Bruce, E. L. 1993. Géologie de la région des mines Arnfield-Aldermac, Partie C. RASM 1932-C2, MRNQ, 73p.

- Buro, Y. A. 1984. Geology of the Bachelor lake Gold mine, Desmaraisville, Abitibi-East, Quebec. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 385-392.
- Burrows, D. R., Spooner, E. T., Wood, P. C. and Jamielita, R. A. 1993. Structural controls on formation of the Hollinger-McIntyre Au Quartz vein system in the Hollinger Shear Zone, Timmins, Southern Abitibi greenstone belt, Ontario. *Economic Geology*, 88: 1643-1663.
- Burrows, D.R. and Spooner, E.T.C. 1986. The McIntyre Cu-Au deposit, Timmins, Ontario, Canada. In: MacDonald, A. J. eds. *Gold'86: An international symposium on the geology of gold deposits*, 23-39.
- Callan, N. J. and Spooner, E. T. C. 1988. Archean Au quartz vein mineralization hosted in a Tonalite-Trondhjemite terrane, Renabie Mine Area, Wawa, North Ontario, Canada. In: Keays, R.R., Ramsay, R.H. and Groves, D.I. eds. *The geology of gold deposits: Teh perspective in 1988*. *Economic geology Monographs* 6: 9-18.
- Carrière, G. 1957. Huntingdon mine. In : Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, *Structural geology of Canadian ore deposits*, 2: 462-466.
- Carrière, G. 1957. Suffield mine. In : Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, *Structural geology of Canadian ore deposits*, 2: 466-469.
- Catalani, S, Barret, T. J. et Chartrand, F., 1995. Géologie et géochimie du gisement d'Aldermac (Région de Rouyn-Noranda), ET 90-13, MRNQ, 92p.
- Catalani, S et Chartrand, F 1990. Métallogenèse des gisements de sulfures massifs du Nord-Ouest Québécois II Gisements d'Aldermac, d'Ansil et de Mobrùn. MB 89-61, MRNQ, 34p.
- Caumartin, C. et Caillé, M.-F, 1990. Volcanic stratigraphy and structure of the Mobrùn Mine. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. *La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 133-142.
- Charlewood, G.H. 1964. Geology of deep developments on the main ore zone at Kirkland Lake, *Geological Circular*, Ontario Division of Mines, No.11, 49p.
- Chartrand, F. and Cattalani, S. 1990. Massive sulfide deposits in northwestern Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. *La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 77-91.
- Chénard, D. et Fraser, R. 2002. Résultats de la campagne de forage 2001-2002, propriétés Bonnefond et Louvicourt. GM 59458, MRNQ, 268p.
- Cherry, M.E. 1983. The association of gold and felsic intrusions; examples from the Abitibi Belt. In : Colvine, A. C. ed. *The Geology of Gold in Ontario*. Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 110: 48-55.
- Coad, P.R., Brisbin, D.I., Labine, R.J. and Roussain, R. 1998. Geology of the Owl Creek gold mine, Timmins, Ontario. *Exploration and Mining Geology*, 7: 271-286.
- Colvine, A.C., Andrews, A.J., Cherry, M.E., Durocher, M.E., Fyon, J.A., Lavigne, M.J. Jr., Macdonald, A.J., Marmont, S., Poulsen, K.H., Springer, J.S. et Troop, D.G. 1984. An integrated model for the origin of Archean lode gold deposits. Ontario Geological Survey – Open File Report 5524, 192p.

- Cooke, H.C. 1948. Eustis mine, In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 899-901.
- Cormier, M., Gauthier, A. et Muir, J. E. 1984. Geology, geochemistry and mineralization at Falconbridge's Lac Shortt gold deposit, Gand Township, Quebec. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 393-411.
- Cornwall, F.W. 1955. Base metal dispersion and metasomatism in wall rocks related to sulphide mineralization at Barvue Golden Manitou and New Calumet mines. DP 081, MRNQ, 217p.
- Costa, U. R., Barnett, R. L. et Kerrich, R. 1983. The Mattagami Lake Mine Archean Zn-Cu sulfide deposit, Quebec; hydrothermal coprecipitation of talc and sulfides in a sea-floor brine pool; evidence from geochemistry, 18O/ 16O, and mineral chemistry. *Economic Geology*, 78: 1144-1203
- Couture, J. F., Vachon, A. et Pilote, P. 1991. Géologie et genèse des minéralisations aurifères associées au cisaillement Francoeur-Wasa phase 1 - Le gisement Francoeur - Canton de Beauchastel, District de Rouyn-Noranda. MB 91-11, MRNQ, 170p.
- Daigneault, R. et Allard, G. O. 1990. Le complexe du Lac Doré et son environnement géologique, région de Chibougamau, sous-province de l'Abitibi. MM 89-03, MRNQ, 290p.
- Darling, R., Vu, L., Popov, V., Dussault, C. et Waitzenegger, B. 1985. Géologie de la mine Belmoral – Région de Val-d'Or. MB 85-41, MRNQ, 57p.
- Davis, G. C. 1984. Little Stobie Mine: A south range contact deposit. In: Pye, E.G., Naldrett, A.J. and Giblin, P.E. eds. The geology and ore deposits of the Sudbury Structure. Ontario Geological Survey, Special Paper 1: 361-370.
- de la Vergne, J. 2003. Hard rock miner's handbook, 3rd edition, McIntosh Engineering Limited, Ontario, Canada, 314 p.
- Doucet, P. 1991. Géologie des roches volcaniques encaissantes du gisement Coniagas, Desmaraisville, District de Chibougamau. Rapport interimaire MB 91-15, MRNQ, 62p.
- Doucet, P., Mueller, W., Chartrand, F. 1995. Environnement volcanique, géochimie et minéralisation de Coniagas, Desmaraisville. MB 95-14, MRNQ, 112p.
- Doucet, P. 1999. L'exploration minière en Abitibi: est-t-il nécessaire de rechercher un gisement de calibre mondial pour explorer en Abitibi ? Congrès APGGQ Rouyn-Noranda 1999, Actes du congrès, APGGQ, 313-316.
- Douglas, G. V. 1941. Région de la mine Eustis, Canton d'Ascot. RG 008, MRNQ, 37p.
- Downes, M.J. 1981. Structural and stratigraphic aspects of gold mineralization in the Larder Lake area, Ontario. In: Genesis of Archean, volcanic hosted gold deposits, symposium held at the University of Waterloo, March 7, 1980. Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 97.
- Dubé, B. et Guha, J. 1992. Relationship between northeast-trending regional faults and Archean mesothermal gold-copper mineralization; Cooke Mine, Abitibi greenstone belt, Quebec, Canada. *Economic Geology*, 87: 1525-1540.
- Dubé, B. 2003. Geology of the Archean Goldcorp High-Grade Zone, Red Lake Mine, Ontario: implications for exploration and potential analogy with the Timmins camp. Proceeding of the symposium, Montreal 2003, Canadian Institute of Mining and Metallurgy.

- Dubé, B., Williamson, K and Malo, M. 2002. Geology of the GoldCorp Inc. High Grade Zone, Red Lake mine, Ontario: an Update. Geological Survey of Canada, Current Research 2002-C26, 13p.
- Duke, J. M. 1986. Petrology and economic geology of the Dumont Sill; an Archean intrusion of komatiitic affinity in northwestern Quebec. Geological Survey of Canada, Economic Geology Report 35, 56p.
- Durocher, M.E. 1983. The nature of hydrothermal alteration associated with the Madsen and Starratt-Olsen gold deposit, Red Lake Area. In: Colvine, A. C. eds. The geology of Gold in Ontario, Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 110: 123-140.
- Émond, R. 2003. Laronde's Deep mine project: General overview. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Envers, P. 1984. Aiguebelle to reap savings with completion of a new plan. Canadian Mining Journal, 105: 51-53.
- Epp, M. and Crocket, J.H. 1999. Geology and geochemistry of the Potterdoal Cu-Zn deposit: Munro township, Ontario. In: Hannington, M.D. and Barrie, C.T. eds. The Giant Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada. Economic Geology Monographs 10: 593-612.
- Fallara, F., Lafrance, B., Li Zhen Cheng, Boudrias, G., Coté, J., Bédard, N., Lei, Y., Dubé, B. and Galley, A.G. 2003. Modèle 3D géo-intégré de la Formation de Bousquet, Zone volcanique sud de la Sous-Province de l'Abitibi, Québec. Québec Exploration 2003, Résumés des conférences et des photoprésentations.
- Farrow, C. E. G. and Lightfoot, P. C. 2002. Sudbury PGE Revisited: Toward an integrated model. In: L. J. Cabri eds. The Geology, Geochemistry, Mineralogy and mineral beneficiation of platinum-group elements. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 54: 273-297.
- Farrow, C.E.G. and Watkinson, D.H. 1996. Geochemical evolution of the epidote zone, Fraser mine, Sudbury, Ontario: Ni-Cu-PGE remobilization by saline fluids. Exploration and Mining Geology, 5: 17-31.
- Faure, S. et Gaboury, D. 2001. Atlas géologique et géophysique des gisements et gisements de métaux de base et d'or de l'Abitibi. CONSOREM : https://consorem.uqac.ca/production_s cien/2001_01/Atlas_versionfinale/Atlas%20des%20gisement s2.pdf
- Faure, S., Jebrak, M. et Bouillon, J.-J. 1990. Géologie et mineralisations en Zn-Cu-Ag-Au de les Mines Selbaie. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 363-372.
- Fekete, M. 2001. Report of surface exploratoin 2001, Lorraine property. GM 59606, MRNQ, 72p.
- Ferguson, S.A., Buffam, B.S.W., Carter, O.F., Griffis, A.T., Holmes, T.C., Hurst, M.E., Jones, W.A., Lane, H.C., and Longley, C.S. 1968. Geology and ore deposits of Tisdale Township, District of Cochrane, Ontario Geological Survey, R058.
- Finance 1987. Finance, Mars 1987.
- Folco, P. et Schmitt, L. 2000. Rapport d'exploration 1999, projet Le Tac (4041). GM 57902, MRNQ, 112p.

- Fournier, D.A., Dubé, B., Potvin, R. et Riopel, J. 1992. Programme d'exploration 1991-1992, Propriété Destor – Bassignac – Lépine, Projet Porcupine. Gestion S R C INC., GM 52668, MRNQ, 213p.
- Franklin, J.M. and Thorpe, R.I. 1982. Comparative metallogeny of the Superior, Slave and Churchill provinces. In: Hutchinson, R. W., Spence, C. D. and Franklin, J. M. eds. Precambrian sulphide deposits. Geological Association of Canada, Special Paper 25: 14-18.
- Fyon, J.A. and Green, A.H. 1991. Geology and ore deposits of the Timmins District, Ontario (field trip 6). Ontario Geological Survey, Open File Report 2161, 156p.
- Fyon, J.A., Bennett, G., Jackson, S.L., Garland, M. I., and Easton, R.M. 1992. Metallogeny of the Proterozoic Eon, northern Great Lakes region, Ontario. Ontario Geological Survey, Special Paper 4: 1177-1215.
- Gaboury, D. Origine volcanogène des veines aurifères riches en sulfures de la Mine Géant Dormant, Abitibi, Québec. Thèse de doctorat, Université du Québec a Chicoutimi, 408p.
- Gagnon, Y. et Kelly, D. 1993. Évaluation économique, gîte du Lac Édouard, GM 52057, MRNQ, 66p.
- Gaudreau, R, Houle, P, Doucet, P, Ste-Croix, L, Perreault, S, Lachance, S, Bellemare, Y, Buteau, P, Jacob, H L, Marcoux, P et Choinière, J. 2001. Rapport sur les activités d'exploration minière au Québec – 2000. DV 2001-01, MRNQ, 107p.
- Gaudreau, R, Morin, R, Dussault, C, Doucet, P, Perreault, S, Lachance, S, Bellemare, Y, Jacob, H L, Buteau, P, Marcoux, P et Choinière, J 2000. Rapport sur les activités d'exploration minière au Québec en 1999. DV 2000-01, MRNQ, 106p.
- Gaudreau, R, Rocheleau, M et Perrier, B. 1988. Géologie du gisement aurifère de croinor – Région de Val-d'Or. MB 88-15, MRNQ, 44p.
- Gaudreau, R., Dussault, C., Morin, R., Globensky, Y., Rive, M., Doyon, M. et Perreault, S. 1996. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1995. DV 96-01, MRNQ, 144p.
- Gaudreau, R., Dusseault, C., Doucet, P., Morin, R., Perreault, S., Lachance, S., Bellemare, Y., Jacob, H. L., Buteau, P. et Marcoux, P. 1999. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1998. DV 99-01, MRNQ, 95p.
- Gauthier, N., Rocheleau, M., Kelly, D. et Gagnon, Y. 1990. Controls on the distribution of gold mineralization within the Cadillac tectonic zone, Rouyn-Beauchastel segment, Abitibi Belt, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 185-198.
- Gauthier, M. 1985. Synthèse métallogénique de l'Estrie et de la Beauce (Secteur Sud). MB 85-20, MRNQ.
- Germain, M. 1984. Recherche et considération sur les volumes et teneurs des différentes zones minéralisées de la propriété Courvan. GM 41253, MRNQ, 13p.
- Germain, M. 1991. Mines actives, réserves minérales et teneurs des gisements du Québec au 1er Octobre 1991. MB 91-25, MRNQ, 191p.
- Giancola, D. 2003. Canadian Mines Handbook 2003-2004. Business Information Group, 768 p.
- Gibson, H., Richardson, D., Hannington, M., Gibbins, S., DeWolfe, M. and Duff, D. 2003. The Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit: A growing giant, after forty years of mining, exploration and

- research. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Gill, J.E. 1948. Wasa Lake Mine. In: Canadian Inst. Mining and Metallurgy, Geological Division, Structural geology of Canadian ore deposits 1: 730-734.
- Girard, P. 1995. Propriété Big "C", Ressources Q.E.X. Ltée. GM 53708, MRNQ, 33p.
- Gobeil, A. et Racicot, D. 1984. Chibougamau: Histoire et minéralisations. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 261-270.
- Gosselin, G. 2003. Agnico-Eagle's Laronde Mine. A world Au-Rich VMS deposit: a successful exploration story. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Grenier, P.E. 1967. Bibliographie annotée sur la minéralisation métallique dans les régions de Noranda, Matagami, Val D'Or et Chibougamau. ES-2. MRNQ, 305p.
- Guha, J., Lange-Bard, F., Péloquin, S., Tremblay, A., Racicot, D. and Bureau, S. 1984. Devlin deposit, a part of an Archean porphyry system ? In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 345-356.
- Guha, J, Chown, E.H., and Daigneault, R., 1991. Litho-tectonic Framework and Associated Mineralization of the eastern Extremity of the Abitibi Greenstone Belt, Quebec. 8th IAGOD Symposium Field Trip 3, Geological Survey of Canada, Open File 2158.
- Guha, J., Chown, E.H., Archambault, G., Barnes, S.-J., Brisson, H., Daigneault, R., Dion, C., Dubé, B., Mueller, W. and Pilote, P. 1990. Metallogeny in relation to magmatic and structural evolution of an archean greenstone belt: Chibougamau Mining District. In: Ho, S.E., Robert, F. and Groves, D.I. eds. Gold and base metal mineralization in the Abitibi subprovince, Canada, with emphasis on the Quebec segment. Key Centre, Short Course Note, 24: 121-166.
- Gunning, H.C. 1941. Bousquet-Joannes area, Quebec., vol., pp. 110. Memoir 231. Geol. Surv. Can.
- Halet, R.A. 1957. Quesabe mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 2: 413-415.
- Hannington, M.D. and Barrie, C.T. 1999. The Giant Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada: Preface and Introduction., In: Hannington, M.D. and Barrie, C.T. eds. The Giant Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada. Economic Geology Monographs 10: 1-30
- Hart, E.A. et Gill, J.E. 1948. Arntfield mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 711-719.
- Hattori, K. and Hodgson, C.J. 1991. Gold-related geology in the Kirkland Lake and Timmins camps, Ontario (field trip 5). Geological Survey of Canada, Open File Report 2160, 64p.
- Hawley, J.E. and Martison, N.W. 1948. Moulton Hill deposit. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 902-909.
- High River Gold Mines, 1999. High River Gold Mines Ltd. - Record 1998 Production Results At New Britannia. Press Release, February 11, 1999. <http://www.hrg.ca/new/Home.asp>

- Hinzer, J. B. 1985. Lorraine Mine. GM 43679, MRNQ, 21p.
- Hoffman, E.L., Naldrett, A.J., Alcock, R.A. and Hancock, R.G.V. 1979. The noble-metal content of ore in the Levack West and Little Stobie mines, Ontario. *Canadian Mineralogist*, 17: 437-451.
- Horn, R. 2002. Metals exploration in a changing industry. *C.I.M. Bulletin*, 95: 35-48.
- Jonasson, I.R., Kingston, D.M., Watkinson, D.H. and Elliott, S.R. 1999. Role of pyrite in the formation and localization of gold mineralization at the Owl Creek mine, Timmins, Ontario. In: Hannington, M.D. and Barrie, C.T. eds. *The Giant Kidd Creek volcanogenic massive sulfide deposit, Western Abitibi subprovince, Canada. Economic Geology Monographs* 10: 627-660.
- Karniven, W.O. 1982. Geology and evolution of gold deposits, Timmins area, Ontario. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. *Geology of Canadian Gold deposits. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper* 24: 101-112.
- Kasner, G. 1990. Communication personnelle. Operation manager, Greater Lenora Resources Corporation.
- Kempthorne, H.R. 1957. Bevcon mine. In: *Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits*, 2: 416-419.
- Kerr, D. J. and Gibson, H. L. 1993. A comparaison of the Horne volcanogenic massive sulfide deposit and intracauldron deposits of the mine sequence, Noranda, Quebec. *Economic Geology*, 88: 1419-1442.
- Kerr, D. J. and Mason, R. 1990. A re-appraisal of the geology and ore deposits of the Horne mine complex at Rouyn-Noranda. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. *La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume* 43: 153-165.
- Knuckey, M. J., Comba, C. D. A. and Riverin, G. 1982. Structure, metal zoning and alteration at the Millenbach deposit, Noranda, Quebec. In: Hutchinson, R. W., Spence, C. D. and Franklin, J. M. eds. *Precambrian sulphide deposits. Geological Association of Canada, Special Paper* 25: 255-295.
- Knuckey, M.J. and Watkins, J.J. 1982. The geology of the Corbet massive sulphide deposit, Noranda district, Quebec, Canada. In: Hutchinson, R. W., Spence, C. D. and Franklin, J. M. eds. *Precambrian sulphide deposits. Geological Association of Canada, Special Paper* 25: 297-317.
- Koulomzine, T. 1948. Consolidated Central Cadillac Mine. In: *Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits*, 1: 816-821.
- Labreque, P.C. 1984. Candego Project, GM 41691, MRNQ, 41p.
- Lacroix, J., Daigneault, R., Chartrand, F. and Guha, J. 1993. Structural evolution of the Grevet Zn-Cu massive sulfide deposit, Lebel-sur-Quevillon area, Abitibi subprovince, Quebec. *Economic Geology*, 88: 1559-1577.
- Lacroix, S. 1998. Compilation et répartition des gisements polymétalliques à tonnage évalué dans la sous-province de l'Abitibi. MB 98-06. MRNQ, 29p.

- Lacroix, S., Doyon, M., Perreault, S., Nantel, S., Gaudreau, R., Dusseault, C et Morin, R. 1997. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1996. DV 97-01. MRNQ, 122p.
- Lacroix, S., Simard, A., Pilote, P. and Dubé, L.-M. 1990. Regional geologic elements and mineral resources of the Harricana-Turgeon belt, Abitibi of NW Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 313-326.
- Lamarche, R.Y. 1974. Rapport annuel des activités minières pour 1973 dans le district de Québec. DP 226. MRNQ, 26p.
- Larocque, A.C.L., Hodgson, C.J., and Lafleur, P.-J. 1993. Gold distribution in the Moberly volcanic-associated massive sulfide deposit, Noranda, Quebec; a preliminary evaluation of the role of metamorphic remobilization. *Economic Geology*, 88 : 1443-1459.
- Latulipe, M. 1980. An Overview of the geology of gold occurrences and developments in Northwestern Quebec. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. *Geology of Canadian Gold deposits*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 24: 9-14.
- Lavallière, G. 1995. Processus de formation et implications pour l'exploration des cheminées atypiques des gisements volcanogènes de Matagami, Thèse de doctorat, Université du Québec à Chicoutimi, 530p.
- Lavergne, C. 1985. Gîtes minéraux à tonnage évalué et production minérale du Québec. DV 85-08, MRNQ, 84p.
- Lavoie, S., Pilote, P. et Mueller, W.U. 2001. Contexte géologique de la mine East-Sullivan, Région de Val-d'Or, Sous-province de l'Abitibi. MB 2000-01, MRNQ, 51p.
- Legault, M.I., Daigneault, R., Couture, J.F. et Dion, C. 2000. Contexte structural et métallogénie des gisements de Chevrier et Chevrier Sud (région de Chibougamau). ET 99-02, MRNQ, 60p.
- Legault, M.I. 2002. Environnement métallogénique du couloir de Fancamp avec emphase sur les gisements aurifères de Chevrier, région de Chibougamau, Québec. Thèse de doctorat, Université du Québec à Chicoutimi, 449p.
- Lightfoot et Naldrett, 1999. Geological and geochemical relationships in the Voisey's Bay Intrusion, Nain plutonic suite, Labrador, Canada. In: Keays, Reid R.; Leshner, C. Michael; Lightfoot, Peter C.; Farrow, Catharine E. G., eds. *Dynamic processes in magmatic ore deposits and their application to mineral exploration*. Geological Association of Canada, Short Note 13: 1-30.
- Lovell, H.L. 1967. Geology of the Matachewan area, District of Timiskaming. R 051, Ontario Geological Survey.
- Luhta, L.E., Sangster, P.J., Ireland, J.C., Hamblin, C.D., and Bradshaw, M.P. 1990. Timmins Resident Geologist's District – 1989. Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 147.
- Lulin, J.-M. 1990. Une analyse du développement minier du Nord-Ouest Québécois. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. *La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 17-34.
- Lutes, B. et Rainsford, D.R.B. 1987. Report on magnetic, electromagnetic (Max-Min), diamond drilling surveys with 2 logs of holes B86-1 & 2 and evaluation of the property. GM 45477, MRNQ, 52p.

- M.-Langevin, P., Dubé, B., Hannington, M.D., Gosselin, G., Davis, D. and Lafrance, B. 2003. The LaRonde world class Au-Rich VMS deposit, Abitibi, Québec; Geological and structural context. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- MacKenzie, G. S. 1941. Région de la mine Halliwell, Canton de Beauchastel. RG 007, MRNQ, 27p.
- Marcotte, J. A. 1999. Rapport de compilation, propriété Astoria 1998-1999. GM 57646, MRNQ, 83p.
- Marmont, S. 1986. The geological setting of the Detour Lake gold mine, Ontario, Canada. In: MacDonald, A. J. eds. Gold'86: An international symposium on the geology of gold deposits, 81-96.
- Marquis, P., Hubert, C., Brown, A.C. and Rigg, D.M. 1990. An evaluation of genetic models for gold deposits of the Bousquet district, Quebec, based on their mineralogic, geochemical, and structural characteristics. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 383-399.
- Martin, L., Harvey, M. et Tetreault, M. 1990. Report on diamond drilling program with 18 logs, Bell Channel Property, Project 1234, 1238 and 1279. GM 49959, MRNQ, 397p.
- Méthot, Y. et Trudel, P. 1987. Géologie de la Mine Marban – Région de Malartic. MB 87-53, MRNQ, 71p.
- Mills, J.W. 1948. Mic Mac Mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 803-808.
- Ministère de l'Énergie et des Ressources du Québec, 1998. Géologie et métallogénie du district minier de Chapais-Chibougamau : Nouvelle vision du potentiel de découverte. DV 98-03, MERQ, 189p.
- Ministère des Ressources naturelles du Québec, SIGEOM : Système d'information géominière du Québec. <http://www.mrnf.gouv.qc.ca/mines/geologie/geologie-donnees.jsp>
- Morasse, S., Wasteneys, H.A., Cormier, M., Helmstaedt, H., and Mason, R. 1995. A pre-2686 Ma intrusion-related gold deposit at the Kiena Mine, Val d'Or, Quebec, southern Abitibi Subprovince. Economic Geology, 90: 1310-1321.
- Morasse, S., Hodgson, C. J., Guha, J. and Coulombe, A. 1986. Preliminary report on the geology of the Lac Shortt gold deposit, Desmaraisville area, Quebec, Canada. In: MacDonald, A. J. eds. Gold'86: An international symposium on the geology of gold deposits, 191-196.
- Muir, T.L. 2002. The Hemlo gold deposit, Ontario, Canada; principal deposit characteristics and constraints on mineralization, Ore Geology Reviews, 21: 1-66.
- Munger, J. 1994. Rapport de sondage, propriété Dubuisson. GM 53557, MRNQ, 100p.
- Murphy, A.J. and Spray, J.G. 2002. Geology, mineralization and emplacement of the Whistle-Parkin offset dike, Sudbury. Economic Geology, 97: 1399-1418.
- Naert, K.A. and Coda, R. 1990. Report on the Tonnancourt-Josselin Drilling. GM 50088, MRNQ, 68p.
- Naldrett, A. J. 1984. Ni-Cu ores of the Sudbury igneous complex: Introduction. In: Pye, E.G., Naldrett, A.J. and Giblin, P.E. eds. The geology and ore deposits of the Sudbury Structure. Ontario Geological Survey, Special Paper 1: 302-307.

- Natural Resources Canada, 1990. Canadian Mineral Deposits Not Being Mined in 1989: Mining and Metals Sector, Publication MR 223.
- Nieminen, R. 2000. 1999-2000 Drilling Report, Joannes-Orion property. GM 58265, MRNQ, 198p.
- Ontario Geological Survey, Mineral Deposit Inventory (MDI). Ministry on Northern Development and Mines.
- Osiowy, C. 2003. Campbell Mine - Deep Campbell Mine. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Owen, D.L. and Coats, C.J.A. 1984. Falconbridge and East mines. In: Pye, E.G., Naldrett, A.J. and Giblin, P.E. eds. The geology and ore deposits of the Sudbury Structure. Ontario Geological Survey, Special Paper 1: 371-378.
- Parson, G.E. 1948. Bidgood Kirkland Mine. Structural geology of Canadian ore deposits. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 653-658.
- Perrault, G. 1987. Géologie de la Mine Kiena – District de Val-d'Or. MB 87-49, MRNQ, 118p.
- Perreault, S, Gaudreau, R, Houle, P, Doucet, P, Moorehead, J, Lachance, S, Bellemare, Y, Buteau, P, Jacob, H L, Choinière, J. 2002. Rapport sur les activités d'exploration minière au Québec en 2001. DV 2002-01, MRNQ, 116p.
- Picard, S. 1990. Le Gisement Silidor. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 175-183.
- Piche, M., Guha, J. et Daigneault, R. 1993. Stratigraphic and structural aspects of the volcanic rocks of the Matagami mining camp, Quebec; implications for the Norita ore deposit. Economic Geology, 88: 1542-1558.
- Pilote, P., Dion, C. et Morin, R. 1996. Géologie et évolution métallogénique de la région de Chibougamau: des gîtes de type Cu-Au-Mo porphyriques aux gisements filoniens mésothermaux aurifères. Livret guide d'excursion. MB 96-14, MRNQ, 178p.
- Rigg, D.M. and Scherkus, E.W. 1983. Geology of the Wilmar Mine, Red Lake area. Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 110: 159-173
- Riopel, J. 1996. Rapport technique des travaux, Campagne 1996, Option Vendome #339. GM 54503, MRNQ, 128p.
- Rive, M. 1974. Géologie de la région de Belleterre et du Lac Bay, Comté de Témiscamingue. DP 270, MRNQ, 19p.
- Rive, M., Dussault, C., Morin, R., Globensky, Y., Duquette, G. et Marcoux, P. 1991. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1990. DV 91-01, MRNQ, 180p.
- Rive, M., Latulippe, M., Gobeil, A. Duquette, G., Marcoux, P. et Vallières, A. 1985. Rapports des représentants régionaux – 1984. DV 85-02, MRNQ, 196p.
- Rive, M., Latulippe, M., Gobeil, A., Duquette, G., Marcoux, D et Vallières, A. 1984. Rapport des géologues résidents – 1983. DV 84-06. MRNQ, 158p.

- Rive, M., Racicot, D., Gobeil, A., Globensky, Y., Lachance, S., Duquette, G., Marcoux, P. 1989. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1988. DV 89-01, MRNQ, 218p.
- Rive, M., Racicot, D., Gobeil, A., Vallières, A., Lachance, S., Duquette, G. et Marcoux, P. 1987. Rapports des représentants régionaux – 1986. DV 87-01, MRNQ, 292p.
- Rive, M., Racicot, D., Lachance, S., Gobeil, A., Vallières, A., Duquette, G., et Marcoux, P. 1988. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1987. DV 88-01, MRNQ, 264p.
- Rive, M., Racicot, D., Morin, R., Globensky, Y., Lachance, S., Duquette, G., Marcoux, P. 1990. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1989. DV 90-01, MRNQ, 218p.
- Riverin, G. 2003. The Ansil story - Lessons learned and implication for exploration. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Riverin, G., Bernard, D. and Boily, B. 1990. The Donalda Gold deposit, Rouyn-Noranda, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 199-209.
- Riverin, G., Labrie, M., Salmon, B., Casavant, A., Asselin, R. and Gagnon, M. 1990. The geology of the Ansil deposit, Rouyn-Noranda, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 143-151.
- Robert, F. 1990. Structural setting and control of gold-quartz veins of the Val D'Or area, southEastern Abitibi Subprovince. In: Ho, S.E., Robert, F. and Groves, D.I. eds. Gold and base metal mineralization in the Abitibi subprovince, Canada, with emphasis on the Quebec segment. Key Centre, Short Course Note, 24: 167-210.
- Robert, F., Brommecker, R., and Bubar, D. S. 1990. The Orenada zone 4 deposit: deformed vein-type gold mineralization within the Cadillac tectonic zone, SE Val D'Or. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 255-268.
- Roberts, R.W. and Morris, J.H. 1982. The geological setting of the Upper Beaver mine, Kirkland Lake District, Ontario: A Copper-Gold deposit in mafic volcanic rocks. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. Geology of Canadian Gold deposits. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 24: 73-82
- Roscoe, W.E. 2002. Valuation of mineral exploration properties using the cost approach. C.I.M. Bulletin, 95: 105-109.
- Salmon, B., Coulombe, A. et Ouellet, A. J. 1984. Structure, mineral distribution and wallrock alteration of the No. 7 Vein, Opemiska copper mine. In: Guha, J and Chown, E. H. eds. Chibougamau - Stratigraphy and mineralization. Proceeding of the Chibougamau symposium and field trip. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 34: 357-369.
- Sansfaçon, R., Grant, M., et Trudel, P. 1987. Géologie de la Mine Canadian Malartic – District de Val-d'Or. MB 87-26, MRNQ, 49p.

- Sansfaçon, R., Grant, M., et Trudel, P. 1987. Géologie de la Mine Barnat-Sladen, Malartic – District de Val-d'Or. MB 87-41, MRNQ, 73p.
- Sansfaçon, R. and Hubert, C. 1990. The Malartic gold District, Abitibi greenstone belt, Quebec: Geological setting, structure and timing of gold emplacement at Malartic gold fields, Barnat, East-Malartic, Canadian Malartic and Sladen Mines. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 221-235.
- Sansfaçon, R. et Trudel, P. 1988. Géologie de la mine Malartic Gold Fields – Région de Malartic, MB 88-24, MRNQ, 78p.
- Satterly, J. and Armstrong, H.S. 1949. Geology of Beatty Township. Ontario Geological Survey, Annual Report Volume 56-07.
- Satterly, J. Geology of Munro Township. Ontario Geological Survey, Annual Report Volume 60-08.
- Sauvé, P. 1985. Géologie de la Mine Bevcon. MB 85-04, MRNQ, 45p.
- Sauvé, P. 1985. Géologie de la Mine d'or Akasaba – Région de Val-d'Or. MB 85-40, MRNQ, 51p.
- Sauvé, P. 1985. Géologie de la mine d'or Jacola ou Greene-Stabell, Val-D'Or, Québec. MB 85-15, MRNQ, 44p.
- Sauvé, P. 1985. Géologie de la mine d'or Louvicourt Gold Field – Région de Val-D'Or MB 85-43, MRNQ, 36p.
- Sauvé, P. 1985. Géologie de la mine d'or Shawkey, Val-D'Or, Québec. MB 85-17, MRNQ, 36p.
- Sauvé, P. 1987. Géologie des propriétés de Malartic Hygrade et de Black Cliff – Région de Malartic. MB 87-50, MRNQ, 52p.
- Sauvé, P. et Makila, A. 1987. Géologie de la mine Camflo – Région de Malartic. MB 87-40, MRNQ, 71p.
- Sauvé, P. et Makila, A. 1990. Geology of the Camflo Mine, Malartic, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 245-254.
- Sauvé, P., Imreh, L. et Trudel, P. 1993. Description des gîtes de la Région de Val-D'Or. MM 91-03, MRNQ, 178p.
- Savage, W. S. 1964. Mineral resources and mining properties in the Kirkland Lake Larder-Lake area. Ontario Geological Survey, Mineral Deposits Circular 3, 108p.
- Savoie, A., Trudel, P., Sauvé, P. et Perrault, G. 1990. Géologie de la mine Doyon, Cadillac, Québec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 401-411.
- Schnieders, B.R., Scott, J.F., Smyk, M.C., and O'Brien, M.S. 2000. Report of activities, 1999; Resident Geologist Program; Thunder Bay South regional resident geologist report; Thunder Bay South District. Ontario Geological Survey, Open File Report 6005, 50p.

- Simard, J.-M. et Genest, R. 1990. Géologie de la mine Agnico-Eagle, Joutel (Québec). In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 373-381.
- Sinclair, W.D. 1982. Gold deposits of the Matachewan area, Ontario. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. Geology of Canadian Gold deposits. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 24: 83-93
- Sproule, R. and Twomey, T. 2003. The Deep discovery of the High Grade Zone at the Red Lake Mine - How it has changed the way we do exploration. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Stevens, K.M. 2003. The discovery and characterization of the ore deposits at depth in the Sudbury Igneous Complex. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Technical sessions abstract volume, Timmins 2003 field conference: Ore deposits at depth, Challenge and opportunities.
- Stevenson, D.B., Broughton, D.W., Cruji, D.R., Masson, M.W. and Parry, S.E. 1995. Geology and exploration history of the Amalgamated Kirkland deposit, Kirkland Lake, Ontario. Exploration and Mining Geology, 4: 187-196.
- Szentpéteri, K., Watkinson, D. H., Molnar, F and Jones, P. C. 2002. Platinum-Group elements Co-Ni-Fe sulfarsenides and mineral paragenesis in Cu-Ni Platinum group element deposits, Copper Cliff North ares, Sudbury, Canada. Economic Geology, 97: 1459-1470.
- Tanguay, R., Carignan, J., Piché, M., Beaudry, C. and Bonenfant, A. 1990. Caractéristiques pétrologiques et géochimiques de la cheminée d'altération du gisement Isle-Dieu, Matagami, Québec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 349-361.
- Taylor, B. 1957. Quemont mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 2: 405-413.
- Teasdale, N., Brown, A. et Tourigny, G. 1996. Gîtologie de la Mine Bousquet 2. MB 96-37, MRNQ, 45p.
- Tessier, A. C., Trudel, P. and Imreh, L. 1990. Petrology and alteration of the Siscoe stock at the Siscoe gold mine, Val D'Or, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 285-298.
- Théberge, L., Daigneault, R., Labbé, J.- Y. et Brisson, T. 1999. Reconnaissance de l'héritage volcanogénique d'une minéralisation de sulfures massifs en zone de forte déformation: les cas type du gisement de la mine Langlois, Lebel-sur-Quévillon, Abitibi. MB 99-38, MRNQ, 57p.
- Thompson, I.S. 2002. A critique of valuation methods for exploration properties and undeveloped mineral resources. C.I.M. Bulletin, 95: 57-62.
- Thundermin Resources Inc. and Queenston Mining Inc., 2000. Thundermin and Queenston continue exploration diamond drilling on the Duck Pond Property, Newfoundland. Press Release, May 24, 2000. <http://www.thundermin.com/>
- Tourigny, G., Doucet, D. and Bourget, A. 1993. Geology of the Bousquet 2 Mine: An exemple of a deformed, gold-bearing, polymetallic sulfide deposit. Economic Geology, 88: 1578-1597.

- Tourigny, G. 1995. Structural setting and style of Gold bearing shear zones in the Belleterre district, Témiscamingue, Québec. *Exploration and Mining Geology*, 4: 1-14.
- Tremblay, A., Racine, P. et Dorion, S. 1988. Rapport de travaux d'exploration 1987-88, Projet Launay # 464. GM 47572, MRNQ, 291p.
- Tremblay, A. 2001. Postmineralization faults in the Beaufor gold deposit, Abitibi greenstone belt, Canada; geometry, origin, and tectonic implications for the Val-d'Or mining district, *Economic Geology*, 96: 509-524.
- Tremblay, G. 1991. Géologie de la région du Lac Lessard (Fosse de l'Ungava). ET 88-09, MRNQ, 30p.
- Trenholme, L.S. 1948. Belleterre mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, *Structural geology of Canadian ore deposits*, 1: 796-803.
- Troop, D.G. 1986. Multiple orebody types and vein morphologies, Ross Mine, District of Cochrane. Ontario Geological Survey, *Miscellaneous Paper* 132.
- Trudeau, Y. and Raymond, D. 1992. Geology and structure, Orion Mine (No. 8 zone), Val D'Or district, Quebec. *Exploration and Mining Geology*, 1: 223-230.
- Trudel, P., Hoy, L., Gaulin, R. et Lao, K. 1991. Géologie de la Mine Elder, Canton de Beauchastel – Région de Rouyn-Noranda. MB 91-09, MRNQ, 152p.
- Trudel, P. et Sauvé, P. 1989. Métallogénie de l'or dans le secteur de Malartic : État des connaissances. MB 89-10, MRNQ, 383p.
- Trudel, P. 1986. Géologie de la Mine Buissières (Cournor ou Courvan) Pascalis – Région de Val-d'Or, MB 86-23, MRNQ, 51p.
- Trudel, P. 1985. Géologie de la mine Perron - Région de Val-D'Or. MB 85-39, MRNQ, 38p.
- Trudel, P. 1985. Géologie de la mine Siscoe, Val-D'Or, Québec MB 85-18, MRNQ, 47p.
- Trudel, P. 1985. Géologie de la mine Sullivan, Val-D'Or, Québec. MB 85-16, MRNQ, 42p.
- Trudel, P. 1985. Géologie de la Mine Beaufor – Région de Val-d'Or. MB 85-42, MRNQ, 33p.
- Trudel, P. et Sanfaçon, R. 1987. Géologie de la mine East Malartic - Région de Val-D'Or. MB 87-25. *Min. Rich. Nat. Qué.*
- Tuchscherer, M. G. and Spray, J. G. 2002. Geology, mineralization and emplacement of the Foy Offset dike, Sudbury impact structure. *Economic Geology*, 97: 1377-1397.
- Valliant, R.I., Mongeau, C. and Doucet, R. 1982. The Bousquet pyritic gold deposit, Bousquet region, Quebec: Descriptive geology and preliminary interpretations on genesis. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. *Geology of Canadian Gold deposits*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, *Special Paper* 24: 41-49.
- Valliant, R.I. and Hutchinson, R.W. 1982. Stratigraphic distribution and genesis of gold deposits, Bousquet region, Northwestern Quebec. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. *Geology of Canadian Gold deposits*. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, *Special Paper* 24: 27-40.
- Verpaelst, P., Dussault, C., Morin, R., Globensky, Y., Rive, M., Duquette, G. et Gaudreau, R. 1993. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1992. DV 93-01, MRNQ, 205p.

- Verpaelst, P., Dussault, C., Morin, R., Globensky, Y., Rive, M., Doyon, M. et Gaudreau, R. 1994. Rapport des géologues résidents sur l'activité minière régionale en 1993. DV 94-01., MRNQ, 188p.
- Vu, L. 1990. Geology of the Ferderber gold deposit and gold potential of the Bourlamaque Batholith, Belmoral Mines, Ltd., Val d'Or, Quebec. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 237-244.
- Walker and Cregheur 1982. The Chadbourne Mine, Noranda, Quebec; a gold-bearing breccia. In: Hodder, R.W. and Petruk, W. eds. Geology of Canadian Gold deposits. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Paper 24: 58-66.
- Watkinson, D.H., Lavigne, M.J., and Fox, P.E. 2002. Magmatic-hydrothermal Cu- and Pd-rich deposits in gabbroic rocks from North America. In: Cabri, L.J., ed. The geology, geochemistry, mineralogy and mineral beneficiation of platinum-group elements. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 54: 299-319.
- Watkinson, D.H., McEwen, J. and Jonasson, I. R. 1990. Mine Gallen, Noranda, Quebec: Geology of an Archean massive sulphide mound. In: Rive, M., Verpaelst, P., Gagnon, Y., Lulin, J.-M., Riverin, G. et Simard, A. eds. La ceinture polymétallique du Nord-Ouest Québécois: Synthèse de 60 ans d'exploration minière. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special Volume 43: 167-174.
- Watson, G. P. and Kerrich, R. 1983. Macassa mine, Kirkland Lake. In: Colvine, A. C. ed. The Geology of Gold in Ontario. Ontario Geological Survey, Miscellaneous Paper 110: 56-74.
- Weber, W.W.L. 1957. Barvue mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 2: 419-422.
- Wetmiller, R.J., McNeil, W., Galley, C., and Plouffe, M. 1993. Seismic monitoring of rockburst activity in Canadian mines; past and present. Current Activities Forum 1993, Program with Abstracts, Geological Survey of Canada.
- Williams-Jones, A. E. 1985. Mine Madelaine: Étude de la minéralisation et de l'altération de la roche encaissante., MB 84-11, MRNQ, 52p.
- Wilson, M.E. and Lee, A.C. 1948. Senator-Rouyn mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 735-739.
- Wilson, M.E. and McQuarry, W.R. 1948. Stadacona mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 776-782.
- Wilson, M.E., Hopper, R.V., and Trenholme, L.S. 1948. Rouyn Merger Mine. In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 789-796.
- Wilson, M.E. 1948. McWatters mine In: Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Geology Division, Structural geology of Canadian ore deposits, 1: 783-789.

RÉFÉRENCES SUPPLÉMENTAIRES SUR LE WEB

Associations, organismes gouvernementaux et université

Duke University	www.duke.edu
Ministry of Northern Development, Mines and Forestry	www.mndm.gov.on.ca
Ressources naturelles Canada	www.nrcan.gc.ca
Ville de Kirkland Lake	www.town.kirklandlake.on.ca

Compagnies minières et consultants

Aurora Platinum Corporation (maintenant FNX Mining Company)	www.fnxmining.com
Cambior (maintenant Iamgold)	www.iamgold.com
Aurizon Mines –Casa Berardi Project	www.aurizon.com/s/CB-Project.asp
Breakwater Ressources	www.breakwater.ca
Cancor Mines Inc.	www.cancor.ca
Eastmain	www.eastmain.com
Globex Mining	www.globexmining.com
Goldcorp Inc.	www.goldcorp.com
GLR Ressources	www.glrresources.com
Inco (maintenant Vale Inco)	www.inco.com/business/exploration/canada/
Kinross Gold Corporation	www.kinross.com
Maude Lake – Comtois Gold Project (maintenant Maudore Minerals Ltd.)	www.maudore.com
McWatters Mining - Mine Sigma-Lamaque (maintenant Century Mining Corporation)	www.centurymining.com
MillStream Mines	www.millstreammines.com
Newmont Mining	www.newmont.com
NFX Gold Inc. (maintenant Bear Lake Gold Ltd.)	www.bearlakegold.com
Ore Systems Consulting	www.oresystems.com
Placer Dome (maintenant Barrick)	www.barrick.com

Polymet Mining	www.polymetmining.com
Porter GeoConsultancy	www.portergeo.com.au
Queenston Mining Inc.	www.queenston.ca
Richmont Mines	www.richmont-mines.com
High River Gold Mines Ltd.	www.hrg.ca
Mining Technology	www.mining-technology.com
Tango Mineral Resources (RNC Gold devenu Yamana Gold)	www.yamana.com
Teck	www.teck.com
Tom Exploration (maintenant Excel Gold Mining)	www.excelgoldmining.com
TVX Gold (maintenant Kinross Gold Corp.)	www.kinross.com
Vale Inco – Projet Voisey’s bay Western Quebec Mines (maintenant Westdome Gold Mines)	www.vbnc.com www.wesdome.com

Journaux, centres de presse et autres

Canadian Mining Journal	www.canadianminingjournal.com
Groupe CNW (communiqués de presse)	www.newswire.ca/fr/releases/
World Mine Cost Data Exchange	www.minecost.com

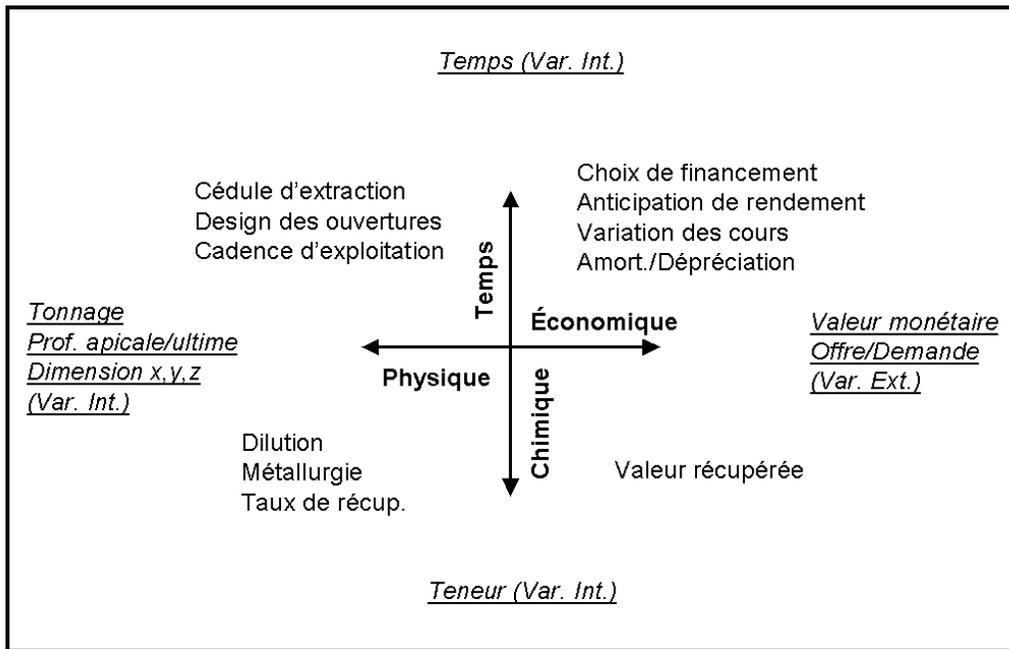


Figure 1 : Facteurs fondamentaux contrôlant les variables de l'évaluation économique d'un gisement. [Retour au texte](#)

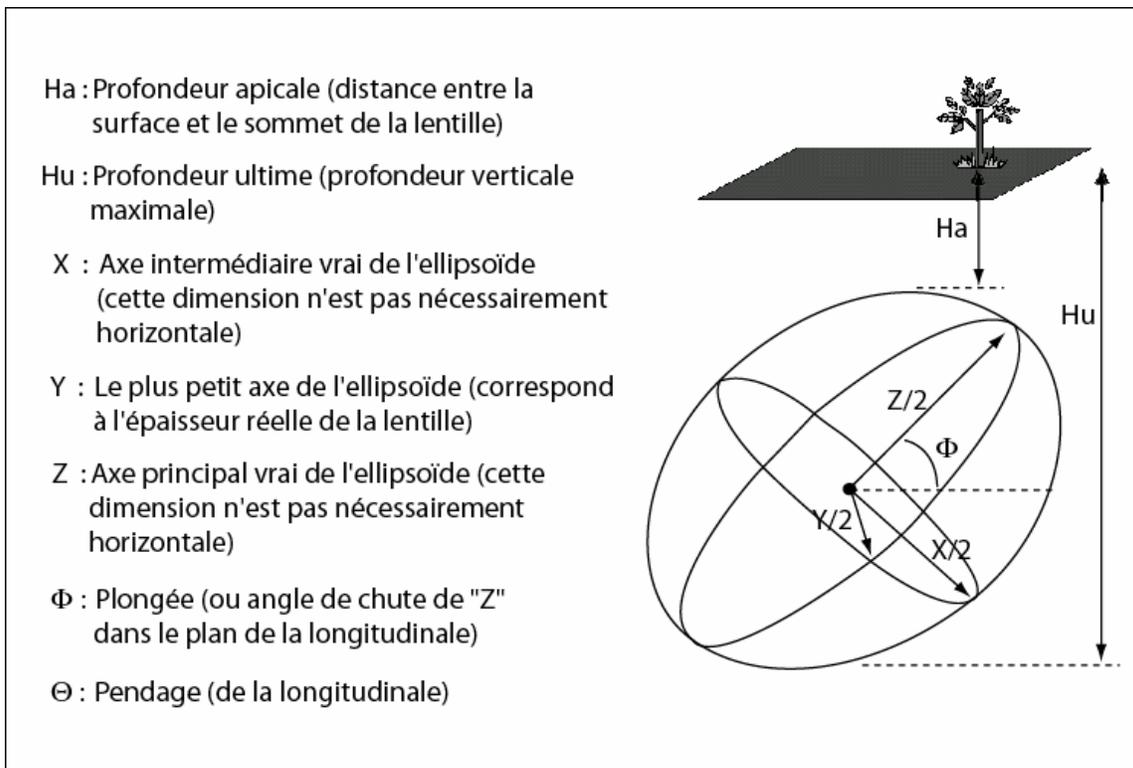


Figure 2 : Définition des paramètres du modèle ellipsoïde. [Retour au texte](#)

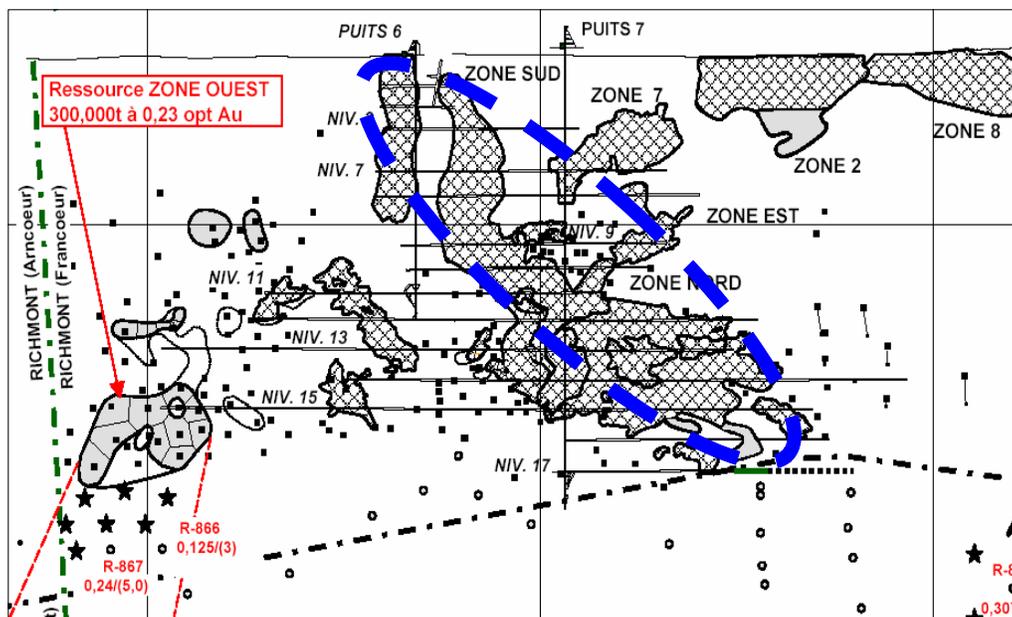


Figure 3 : Exemple de modèle ellipsoïde pour une lentille minéralisée. Longitudinale de la mine Francoeur (source : Mines Richmond) [Retour au texte](#)

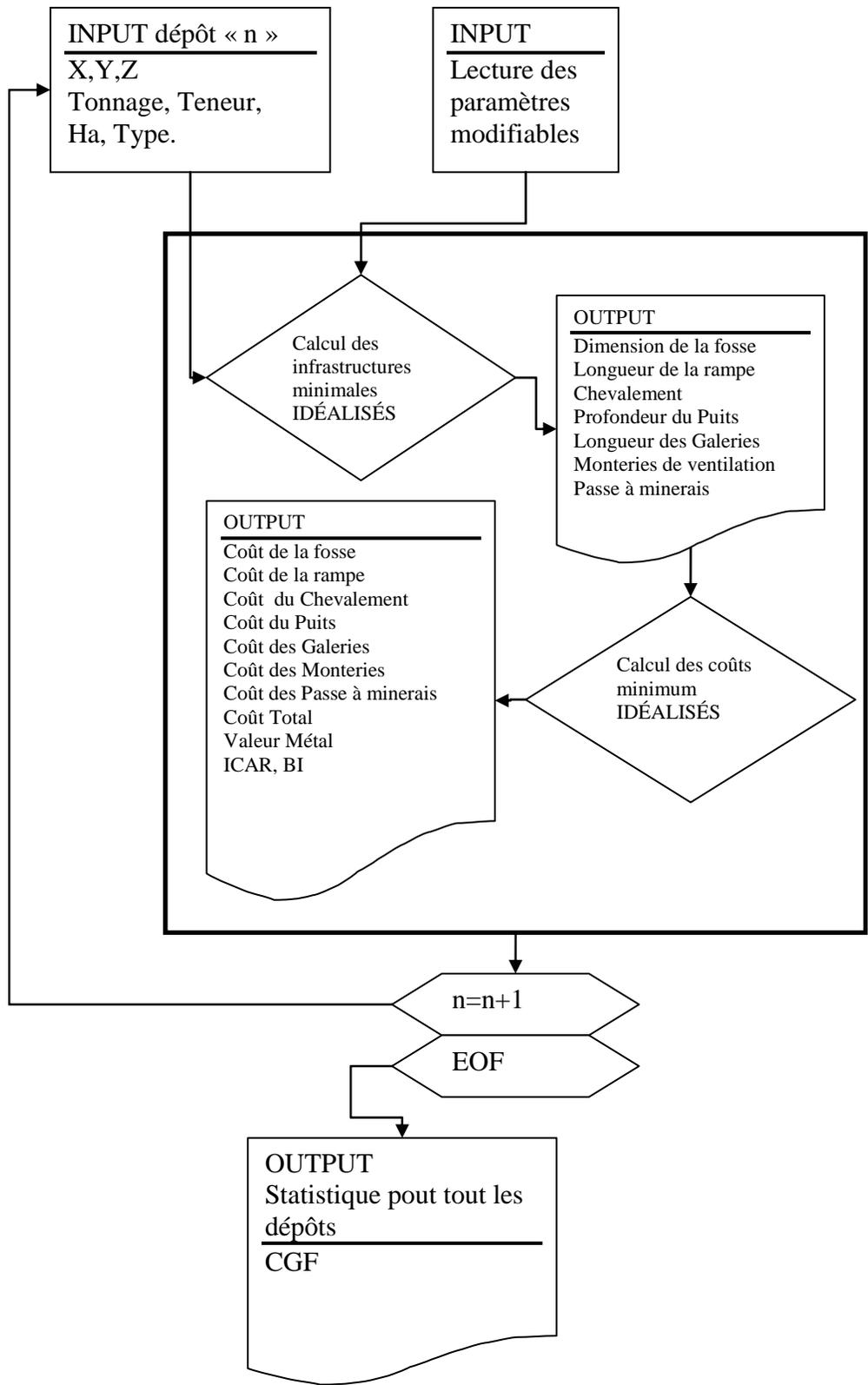


Figure 4 : Cheminement critique synthétique permettant la séquence de calcul pour évaluer les différentes variables du CGF appliquées sur un gisement de forme géométrie modélisée. [Retour au texte](#)

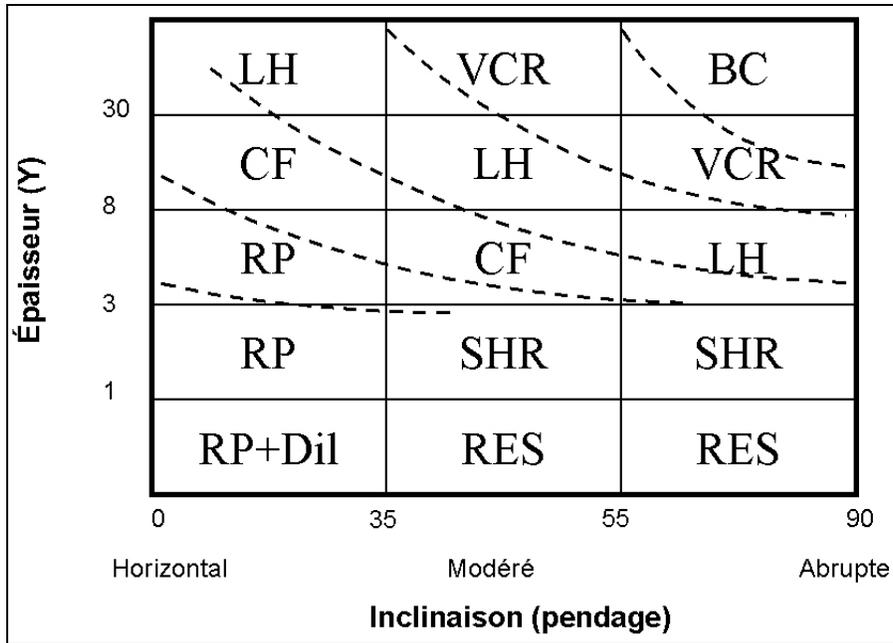


Figure 5 : Relation entre la géométrie d'une lentille et le choix d'une méthode d'exploitation. LH : long hole, VCR : vertical crater retreat, BC : block caving, CF : cut and fill, RP : room and pillar, SHR: shrinkage, RES: resuing, Dil: dilution. [Retour au texte](#)

Ansil

Nom principal : Ansil Statut historique : Producteur
 Épaisseur de mort terrain : Statut actualisé : Producteur
 Nature de la surface : Gravier, dépôt glaciaire

Général | Tonnage et teneur | Localisation | Lentille | Valeur métal | Infrastructure Modèle | Infrastructure réelle | Fosse Modèle | CAR

Profondeur Apicale: 1126
 X (mètre): 100
 Y (mètre): 25
 Z (mètre): 300
 Delta Y: 260

Pente (0-90°): 50
 Angle de Chute (0-90°): 75
 Orientation (0-360°): 140

Profondeur ultime réel: 1524
 X (Horizontal): 151.76
 Y (Horizontal): 32.64
 Profondeur ultime estimée: 1 347.98

Nb lentilles: 1 Nb dépôts: 72

Références:
 Référence dimension: Riverein, G., Labrie, M., Salmon, B., Casavant, A., Asselin, R. and Gagnon, M., 1990. The geology of the A.
 Référence forme: Lulin, J.-M., 1990. Une analyse du développement minier du Nord-Ouest Québécois., Can. Inst. Min. Metal
 Référence autre: Barrett, T.J., MacLean, W.H., Cattalani, S., Hoy, L. and Riverein, G., 1991. Massive sulfide deposits of the

Figure 6 : Formulaire de capture de l'information pour le calcul du CGF. Les neuf volets de ce formulaire permettent la capture d'un large éventail d'information. Ces dernières ont permis de valider la démarche. [Retour au texte](#)

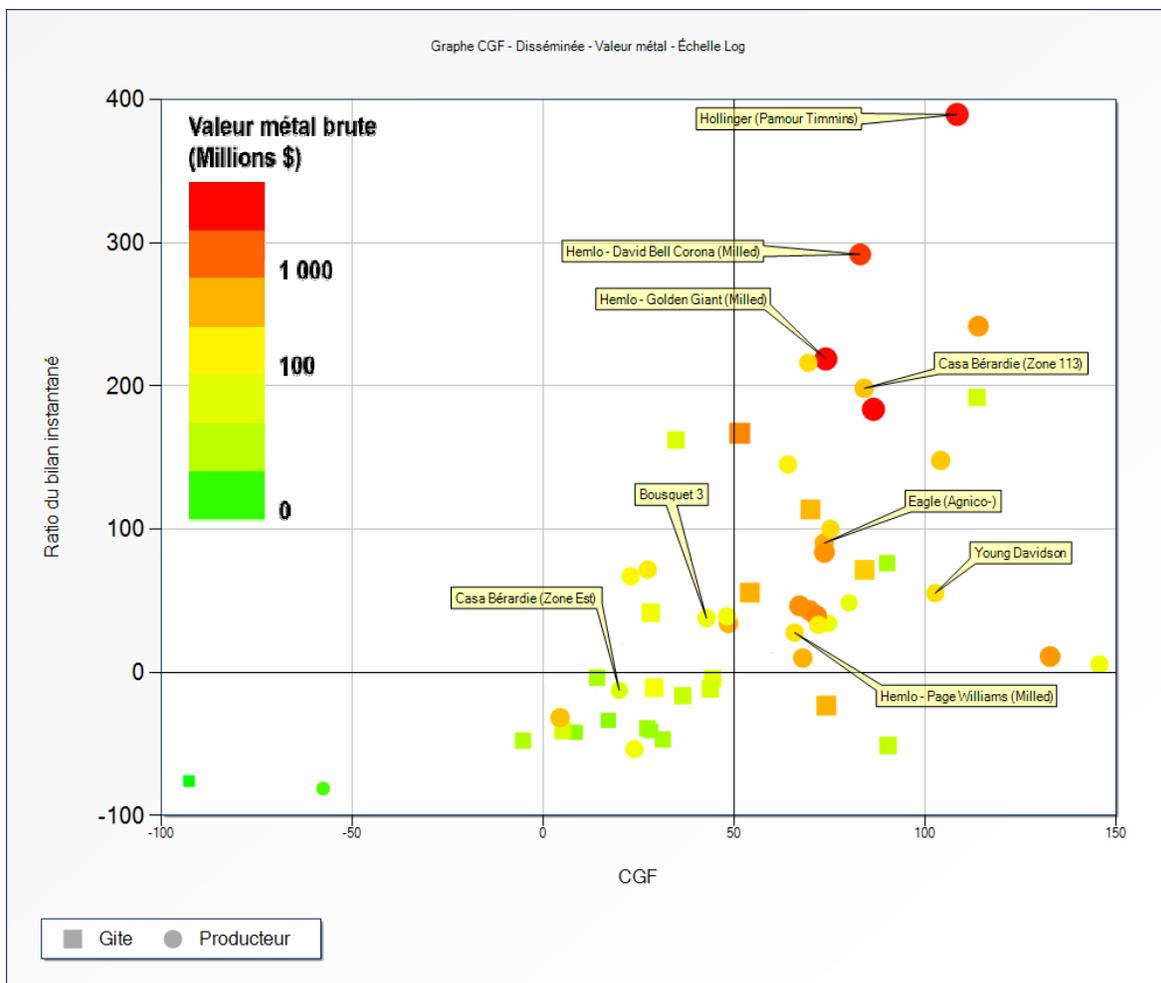


Figure 8 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements aurifères de type disséminée. [Retour au texte](#)

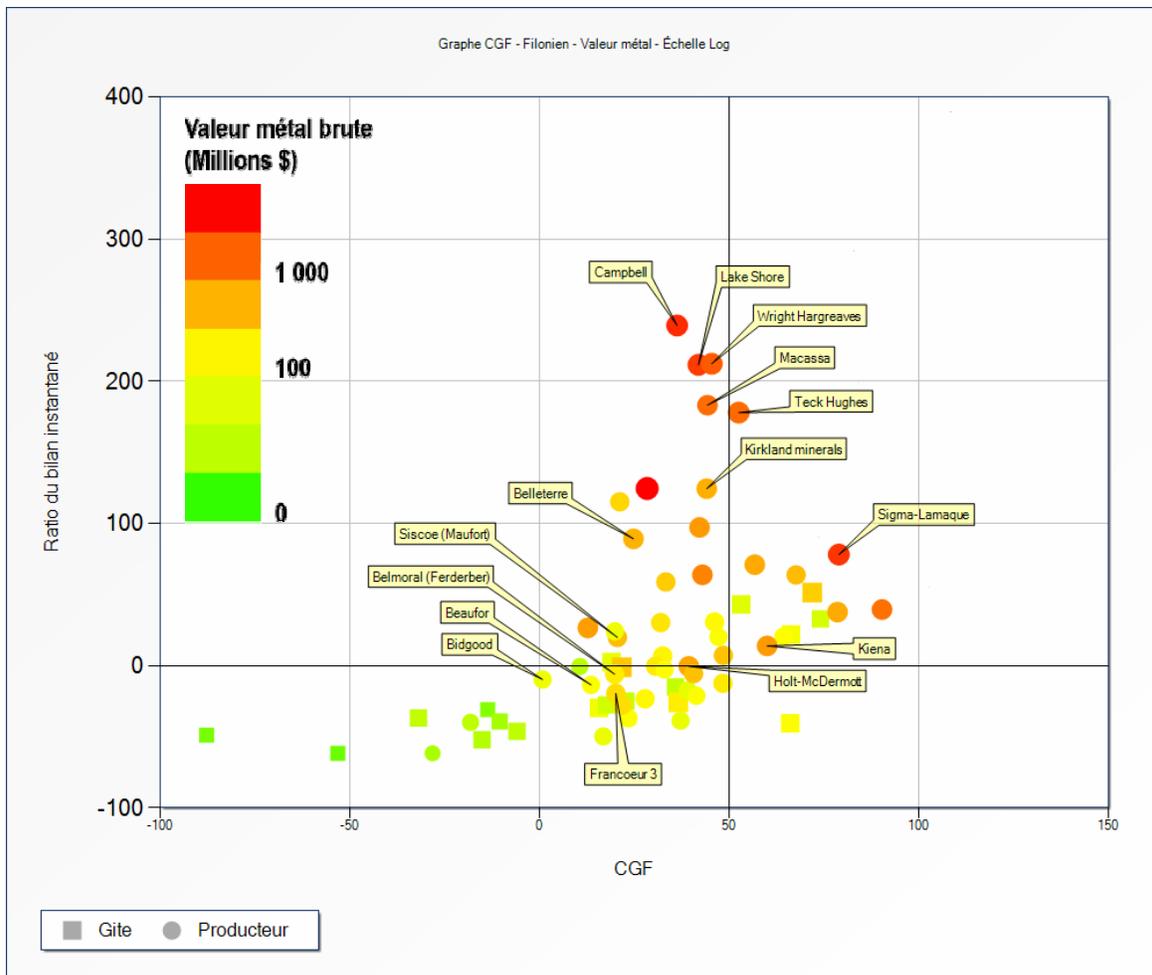


Figure 9 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements aurifères de type filonien. [Retour au texte](#)

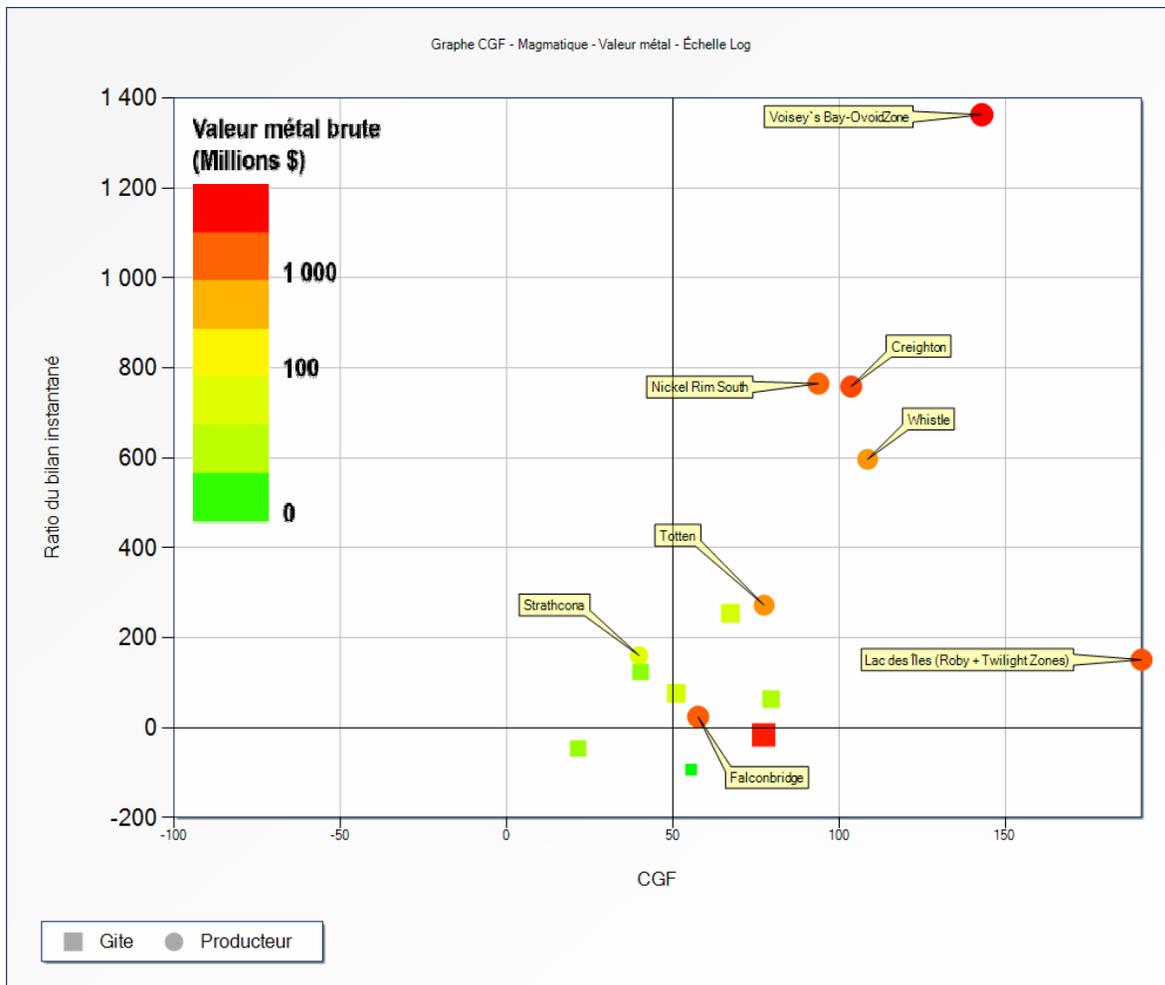


Figure 10 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements de sulfures massifs magmatiques. [Retour au texte](#)

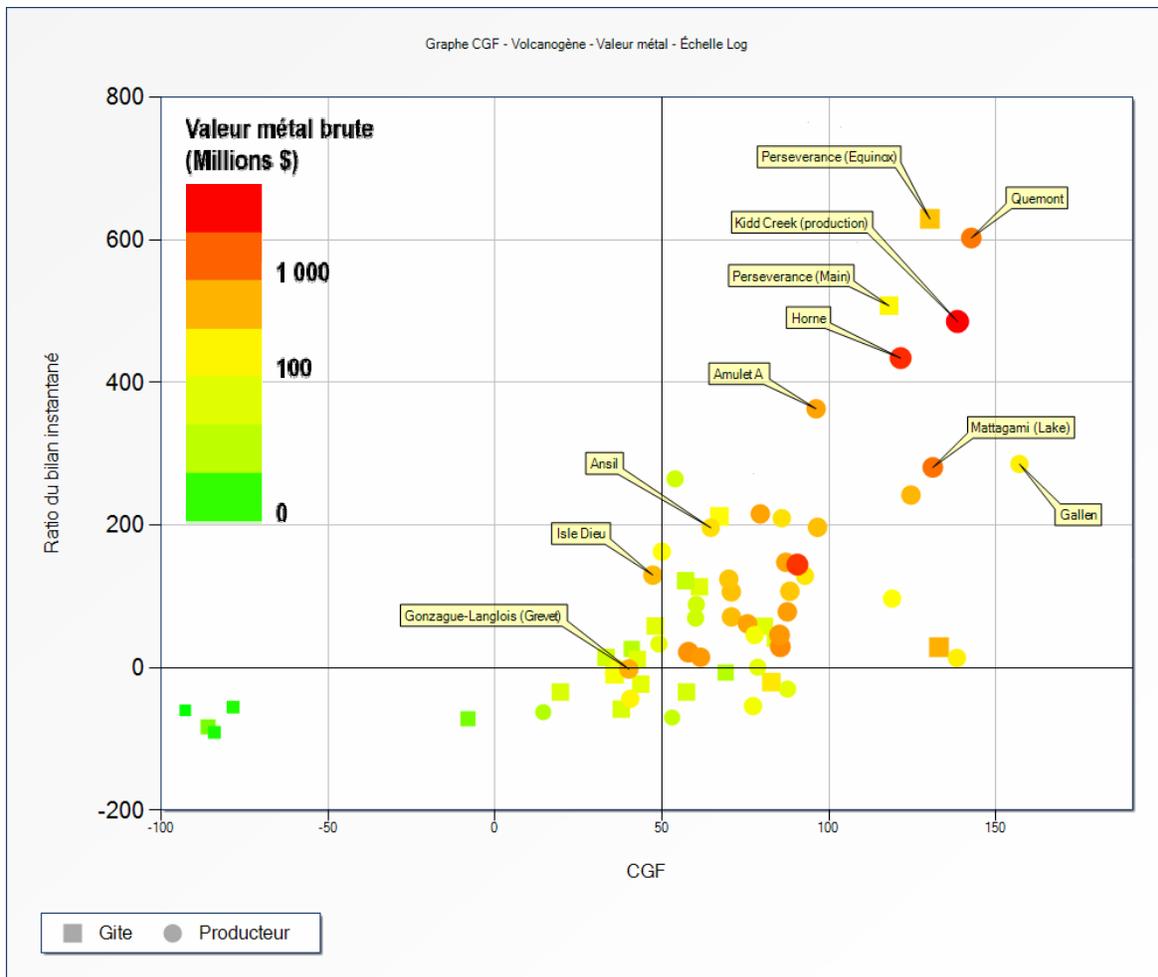


Figure 11 : Diagramme de « favorabilité » pour les gisements de sulfures massifs volcanogènes. [Retour au texte](#)

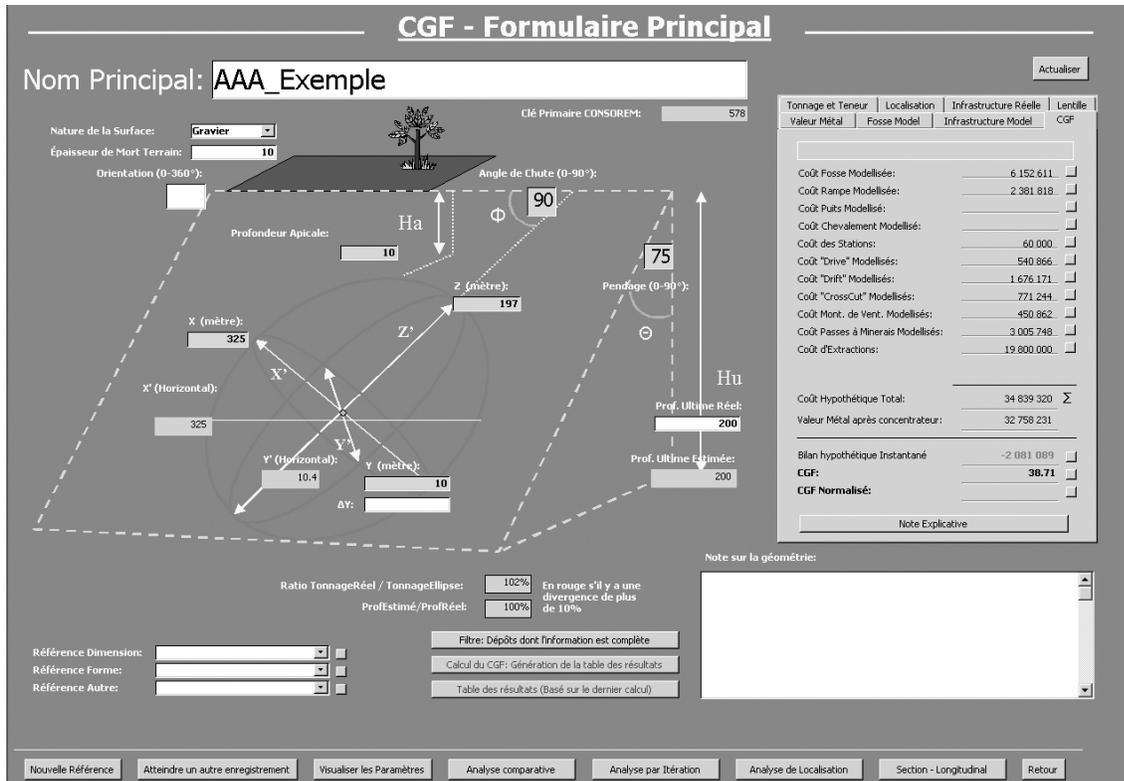


Figure 12 : Exemple d'utilisation du CGF montrant l'onglet des résultats. Retour au texte

Résultat de l'analyse du CGF

Basé sur la dernière évaluation du CGF.
Si vous avez modifié quelques paramètres, assurez-vous d'exécuter un nouveau "calcul du CGF"

id	Nom Principal	Tonnage (métrique)	Teneurs % Base, ppm Précieux	Ha (m)	ProfEst (m)	X (m)	Y (m)	Z (m)	Dip (degré)	Méthode	VMpConc \$	CoûtAccess \$	BilanInst \$	R.ProfitInst %	CGF \$/Ton	CGF Normalisé	
578	AAA_Exemple	900 000	4.45 Au	10	200	325	110.0	197	75	90	Fosse avec Rampe-VC	32 758 231	34 839 320	-2 081 089	-5.97%	38.71	
1	Abcoust - Frebett	2 721 000	50 Ag, 2.5 Zn	1	268	275	17.0	280	80	10	Fosse avec Rampe-VC	57 981 629	83 570 077	-25 588 448	-30.62%	30.71	
3	Agrico Eagle	6 700 000	6.5 Au, 1.83 Ag	65	714	440	9.0	1 135	65	35	Rampe et Puits-VCR	357 480 018	247 974 202	109 505 816	44.16%	37.01	72.10%
5	Akasaba	289 428	4.7 Au, 1.51 Ag	15	89	120	20.0	90	65	65	Fosse avec Rampe-VC	11 171 712	15 981 272	-4 409 561	-28.30%	53.83	
7	Aldemac	3 066 000	0.26 Au, 18.62 Ag, 1.67 Cu	9	477	100	30.0	475	80	90	Fosse avec Puits-BC	111 392 821	70 287 665	41 105 156	58.48%	22.92	95.95%
572	Alotta	200 000	0.7 Pd	4	84	50	20.0	100	58	70	Fosse avec Rampe-VC	1 071 245	8 548 118	-7 476 873	-87.47%	42.74	
628	Amalgamated Kinkjar	2 600 000	4.5 Au	1	634	350	5.0	1 000	80	40	Rampe et Puits-LH	94 025 810	173 300 061	-79 274 250	-45.74%	66.65	
11	Amulet A	4 808 160	1.47 Au, 46.63 Ag, 5.12 Cu	300	415	250	150.0	60	40	90	Puits-VCR	576 816 177	129 227 495	447 588 682	346.36%	26.88	88.03%
12	Amulet C	544 320	0.58 Au, 86.74 Ag, 2.2 Cu	130	187	120	70.0	30	35	90	Puits-LH	53 273 995	25 047 753	28 226 241	112.69%	46.02	61.25%
13	Amulet F	254 000	0.51 Au, 46.28 Ag, 3.4 Cu	120	187	106	82.0	13	35	90	Puits-LH	27 891 953	15 516 115	12 375 838	79.76%	61.09	47.14%
14	Anglo Flouyn	132 180	8.23 Au, 4.73 Ag	1	246	250	1.5	270	65	90	Rampe-SHR	8 806 140	23 681 676	-14 875 536	-62.81%	179.16	
605	Anoki	1 099 475	4.1 Au	250	693	250	3.5	900	50	40	Puits-CF	36 226 838	112 061 188	-75 834 350	-67.67%	101.92	
17	Ansil	1 580 000	2.23 Au, 26.26 Ag, 7.04 Cu	1125	1 348	100	25.0	300	50	75	Puits-LH	182 380 011	140 327 779	42 052 231	29.97%	88.82	28.50%
21	Armfield No.3	480 800	3.71 Au, 2.28 Cu	1	267	400	2.0	400	45	70	Rampe-SHR	29 456 376	48 989 264	-19 532 887	-39.87%	101.89	
28	Bachelor	1 627 064	4.6 Au	1	491	450	4.0	600	55	65	Rampe et Puits-CF	60 802 134	132 509 609	-71 707 475	-54.11%	81.44	
33	Barnat-Sladden	8 454 032	4.4 Au	12	693	600	12.0	800	70	65	Rampe et Puits-VCR	303 012 101	284 881 181	18 130 920	6.36%	33.70	76.77%
36	Barvue	8 341 679	41 Ag, 0.05 Cu, 3.5 Zn	4	238	750	18.0	250	72	80	Fosse avec Rampe-VC	229 976 727	273 704 082	-43 727 355	-15.98%	32.81	
41	Bealthe/Dorchester	9 630 000	4.1 Au	1	274	800	30.0	275	65	65	Fosse avec Rampe-BC	322 944 631	342 377 753	-19 433 123	-5.88%	35.55	
44	Beaufor	1 000 000	7.4 Au, 0.71 Ag	1	597	350	3.0	700	65	70	Rampe et Puits-SHR	59 541 789	104 382 154	-44 840 365	-42.96%	104.38	
47	Bell Allard Sud (gite)	234 232	0.51 Au, 37.03 Ag, 1.14 Cu	10	61	40	18.0	160	30	40	Rampe-CF	19 451 005	25 834 492	-6 383 486	-24.71%	110.29	
49	Bell Creek	1 182 407	6.23 Au	5	313	400	6.0	320	75	85	Rampe-LH	59 199 258	61 331 989	-2 132 731	-3.48%	51.87	
50	Beletere	2 396 980	13.71 Au, 1.3 Ag	1	515	900	2.5	800	40	90	Rampe et Puits-SHR	264 415 944	183 718 755	80 697 188	43.92%	76.65	35.84%
51	Belmont (Ferderber)	1 624 164	7.34 Au	20	540	400	3.0	1 000	65	35	Rampe et Puits-SHR	96 804 779	140 542 741	-44 737 963	-31.83%	86.53	
54	Biggood	531 943	9.37 Au	30	669	170	3.0	750	65	70	Rampe et Puits-SHR	40 065 846	78 700 677	-38 644 831	-49.10%	147.95	
618	Blue lake	2 900 000	0.84 Cu, 0.55 Ni, 0.14 Pt, 0	1	172	900	6.0	300	35	85	Fosse avec Rampe-RP	144 530 577	118 303 818	26 226 758	22.17%	40.79	67.25%
65	Bouchard Hébert (M)	12 244 519	1.45 Au, 40.54 Ag, 0.83 Cu	9	706	400	120.0	700	88	65	Fosse avec Puits-VCR	633 942 830	352 650 366	281 292 463	79.82%	28.79	84.60%
68	Bousquet 1	16 119 000	4.3 Au	1	1 523	250	20.0	1 600	75	80	Rampe et Puits-VCR	552 337 662	533 654 667	18 682 994	3.50%	33.11	77.65%
69	Bousquet 2	7 400 000	6.1 Au, 16 Ag, 0.6 Cu	470	1 164	250	18.0	750	80	70	Puits-VCR	430 600 778	267 481 236	163 119 542	60.98%	36.15	73.28%
70	Bousquet 3	1 000 000	7.5 Au	1	282	450	5.5	300	85	70	Fosse avec Rampe-LH	61 345 004	51 805 696	9 539 308	18.41%	51.81	55.35%
619	Brosnan	1 600 000	2.5 Au	40	983	200	4.0	950	85	85	Rampe et Puits-LH	31 875 579	128 887 872	-96 812 293	-75.23%	80.43	
81	Caber	800 000	0.14 Au, 11.3 Ag, 0.6 Cu, 11	150	618	150	5.0	500	65	70	Puits-LH	60 738 475	66 511 600	-5 773 125	-8.68%	83.14	
82	Callahan Zone 4 (An	490 700	4.6 Au	150	245	300	12.0	100	75	80	Puits-VCR	18 139 909	22 291 551	-4 151 642	-18.62%	45.43	
84	Camilo	9 034 000	6.4 Au	116	1 095	150	35.0	1 200	65	55	Puits-BC	472 909 460	228 334 814	244 574 645	107.11%	25.28	91.09%

Statistiques de la distribution: MoyS/D (\$/Ton): 21.14 / 57.68

Figure 13 : Exemple d'utilisation du CGF. Tableau des gisements comparables. Retour au texte

Critères de sélection des dépôts comparables

Données du Dépôt type

Comparé à:

Éventail de variation

(Valeurs par défauts de ± 10%)

Type de Dépôts

Type Comme: ou:

Tonnage et Teneurs

Tonnage(ton. métrique): de: à:

Teneur en Au (ppm): de: à:

Teneur en Ag (ppm): de: à:

Teneur en Cu (%): de: à:

Teneur en Zn (%): de: à:

Teneur en Pb (%): de: à:

Teneur en Ni (%): de: à:

Teneur en Pt (ppm): de: à:

Teneur en Pd (ppm): de: à:

Géométrie

Profondeur Apicale (m): de: à:

Profondeur Ultime (est.): de: à:

Dimension X (m): de: à:

Dimension Y (m): de: à:

Dimension Z (m): de: à:

Pendage (*): de: à:

Angle de Chute (*): de: à:

Coefficient Économique

Valeur Métal Brute de: à:

Val. Mét. apr. Concentr. de: à:

Coût d'accès à la Ress. de: à:

Fosse à Ciel Ouvert de: à:

Méthode d'extraction avec Rampe-VCR comme: ou:

CGF de: à:

Afficher les Dépôts comparables

Annuler

Figure 14 : Formulaire de sélection des gisements comparables. [Retour au texte](#)

Rapport de Résultats Comparables

Type de Dépôt: Or Disséminée														
Nom Principal	Au (pp)	Ag (pp)	Cu (%)	Zn (%)	Pb (%)	Ni (%)	Pd (pp)	Pt (pp)	Tonnage (métrique)	Prof. Apl.	CGF	Bilan	RPI	
AAA_Exemple	4.45	0	0	0	0	0	0	0	1600000	10	36.33	104 848	0.2%	
Chadbourne	4.52	0	0	0	0	0	0	0	1500000	1	32.16	7 222 026	13.0%	
East Amphi Zone B2	4.74	0	0	0	0	0	0	0	825600	30	54.79	-13 225 729	-41.3%	
Nighthawk Mine	4.62	0	0	0	0	0	0	0	1366023	8	29.66	11 102 325	21.5%	

Figure 15 : Exemple d'utilisation du CGF. Sélection de gisements comparables. [Retour au texte](#)

Rapport de Résultats Comparables

Type de Dépôt: Or Disséminée

Nom Principal	Au (pp)	Ag (pp)	Cu (%)	Zn (%)	Pb (%)	Ni (%)	Pd (pp)	Pt (pp)	Tonnage (métrique)	Prof. Api.	CGF	Bilan	RPI
AAA Exemole	4.45	0	0	0	0	0	0	0	1 600 000	10	36.33	104 848	0.2%
Chadbourne	4.52	0	0	0	0	0	0	0	1 500 000	1	32.16	7 222 026	13.0%
Comtois	9.6	0	0	0	0	0	0	0	808 000	1	67.18	9 165 140	14.4%
Dovon #1 (SilverStack)	6.3	0	0	0	0	0	0	0	10 620 000	1	34.96	175 958 153	32.2%
East Malartic	4.92	0.97	0	0	0	0	0	0	17 948 457	90	39.58	13 771 269	1.9%
Hollinger (Pamour Timmi)	9.94	2	0	0	0	0	0	0	59 674 010	1	19.85	3 679 450 304	75.6%
Holloway	6.7	0	0	0	0	0	0	0	5 800 000	150	54.16	3 743 592	1.2%
Lava Cadillac (Zulaoa)	7.74	0	0	0	0	0	0	0	4 653 000	9	42.58	96 460 675	32.7%
Moneta	16.1	0	0	0	0	0	0	0	285 612	1	58.41	20 952 186	55.7%
Mouska	11.8	1.65	0	0	0	0	0	0	1 283 820	60	71.21	32 285 210	26.1%
Orenada (Mid Canada)	5.5	0	0	0	0	0	0	0	670 000	100	28.60	10 979 755	36.4%
Younz Davidson	3.43	0.74	0	0	0	0	0	0	5 560 000	1	21.02	39 464 833	25.2%

Tuesday, March 09, 2004

Page 1 sur 1

Figure 16 : Exemple d'utilisation du CGF. Sélection de gisements à pendage comparable dont le bilan instantané est positif. [Retour au texte](#)

Figure 17 : Exemple d'utilisation du CGF. Formulaire de l'étude de sensibilité. [Retour au texte](#)

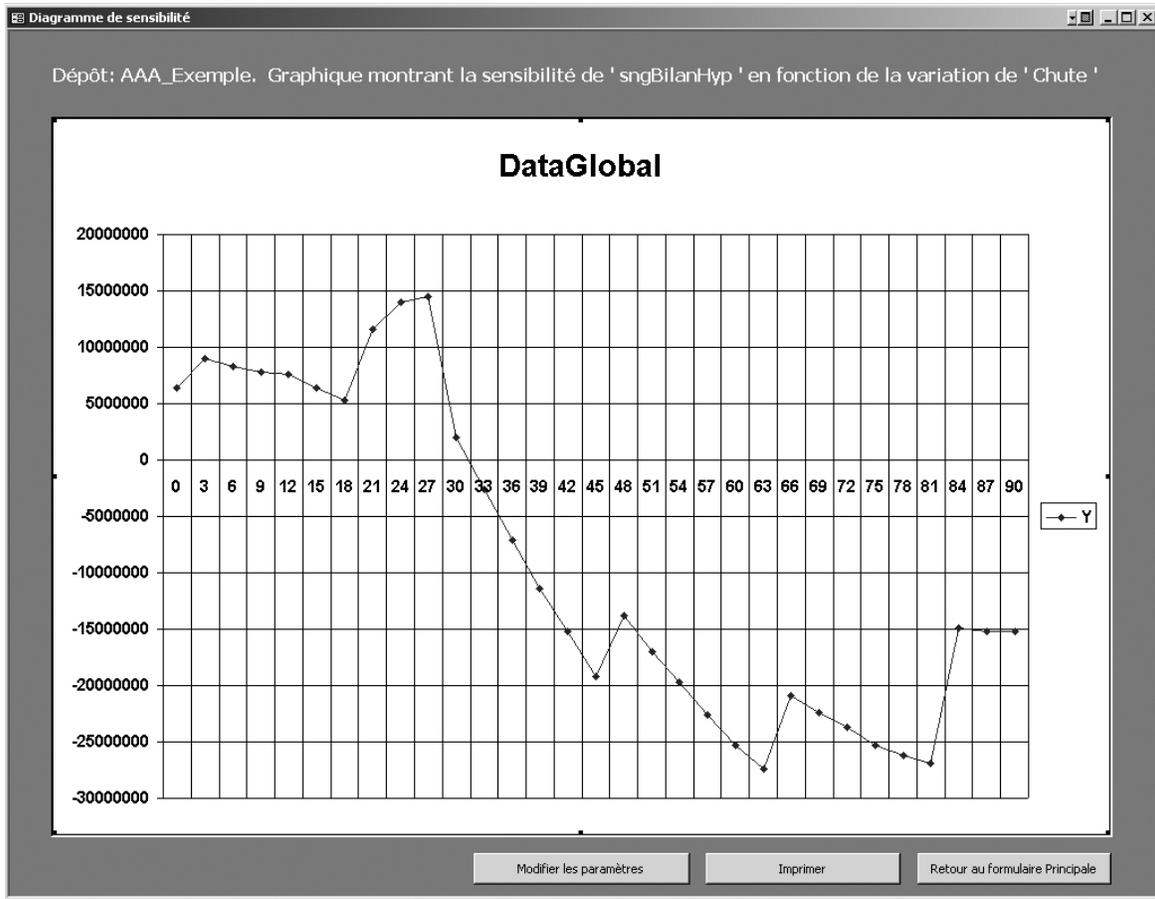


Figure 18 : Exemple d'utilisation du CGF. Variation du bilan instantané en fonction de l'angle de chute.
[Retour au texte](#)

Tableau 1 : Interprétation du CGF

Valeur du CGF	Signification des conditions géométriques
CGF > 100%	Exceptionnellement favorable
CGF = 100%	Moyenne + 1 Écart-Type (84.14%)
50% > CGF > 100%	Géométrie favorable
CGF ≈ 50%	Moyenne de la distribution (50%)
0% > CGF > 50%	Géométrie à risque ou défavorable
CGF = 0%	Moyenne - 1 Écart-Type (15.86%)
CGF < 0%	Géométrie très défavorable

[Retour au texte](#)

Tableau 2 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures massifs volcanogènes ayant un bilan instantané positif

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMAprèsConc	Coût Total	ICAR	BilanInst	CGF
Kidd Creek (production)	138 700 000	90 Ag, 2.4 Cu, 6.48 Zn, 0.23 Pb	1	250	100	2 200	70	70	Rampe et Puits-BC	11 605 618 559	1 834 147 937	13.22	9 771 470 621	134.22%
Horne	53 700 000	6.1 Au, 13 Ag, 2.2 Cu	1	260	90	1 000	85	90	Fosse avec Puits-BC	4 249 002 463	916 815 654	17.07	3 332 186 809	109.80%
LaRonde (Penna+Deep)	63 500 000	4.17 Au, 51.96 Ag, 0.44 Cu, 2.31 Zn	750	500	25	2 300	85	65	Puits-VCR	3 768 189 317	1 776 182 436	27.97	1 992 006 881	62.62%
Mattagami (Lake)	25 645 860	0.41 Au, 20.91 Ag, 0.56 Cu, 8.2 Zn	17	200	100	600	30	40	Fosse à ciel Ouvert	1 696 566 899	349 657 245	13.69	1 346 909 653	130.89%
Quemont	13 924 000	5.38 Au, 30.86 Ag, 1.31 Cu, 2.43 Zn	61	425	120	100	90	90	Rampe-BC	1 102 551 024	173 016 890	12.43	929 534 133	140.17%
Amulet A	4 808 160	1.47 Au, 46.63 Ag, 5.12 Cu, 5.47 Zn	300	250	150	60	40	90	Puits-VCR	576 816 177	129 227 485	26.88	447 588 691	66.43%
LaRonde I (Dumagami)	5 500 000	4.6 Au, 95 Ag, 0.8 Cu, 6.2 Zn	1	350	18	400	75	55	Fosse avec Rampe-VCR	534 575 838	164 263 854	29.87	370 311 983	56.35%
Perseverance (Equinox)	2 848 000	0.35 Au, 32 Ag, 1.24 Cu, 16.74 Zn	60	280	30	160	70	90	Rampe-BC	374 157 497	47 179 602	16.57	326 977 895	112.69%
Poirier	7 082 143	7.6 Ag, 2.22 Cu, 5.08 Zn	40	120	35	750	65	65	Rampe et Puits-BC	448 169 307	134 598 244	19.01	313 571 062	99.56%
Bouchar d Hébert	12 244 519	1.45 Au, 40.54 Ag, 0.83 Cu, 3.86 Zn	9	400	20	700	88	85	Fosse avec Puits-VCR	633 942 929	352 550 366	28.79	281 392 563	59.85%
Orchan	4 514 321	0.51 Au, 37.03 Ag, 1.02 Cu, 9.84 Zn	28	180	60	200	80	20	Fosse avec Rampe-BC	385 305 816	104 402 001	23.13	280 903 814	80.80%
Isle Dieu	3 050 108	0.46 Au, 76.63 Ag, 1.01 Cu, 17.85 Zn	411	600	8	300	40	85	Puits-CF	429 833 001	172 030 99	56.40	257 802 009	-4.41%
Opémisca	23 259 496	0.98 Au, 1.05 Ag, 2.15 Cu	1	900	9	1 200	65	45	Fosse avec Puits-VCR	847 911 201	666 015 583	28.63	181 895 618	60.38%
Norbec	4 300 000	0.9 Au, 43 Ag, 2.8 Cu, 4.7 Zn	274	198	46	200	30	90	Puits-LH	340 787 812	161 982 261	37.67	178 805 550	34.16%
Bousquet 2	7 400 000	6.1 Au, 16 Ag, 0.6 Cu	470	250	18	750	80	70	Puits-VCR	430 600 777	267 481 235	36.15	163 119 542	38.11%
Normétal	10 100 000	0.8 Au, 65 Ag, 0.79 Cu, 5.3 Zn, 0.18 Pb	1	266	10	1 884	85	85	Rampe et Puits-VCR	589 366 045	432 141 548	42.79	157 224 496	21.99%
Norita (Radiore A)	4 977 045	0.62 Au, 29 Ag, 1.61 Cu, 5.3 Zn	150	270	15	600	85	80	Puits-VCR	317 117 450	160 176 854	32.18	156 940 596	49.21%
Millenbach	3 560 000	0.9 Au, 48 Ag, 3.46 Cu, 4.33 Zn	850	300	120	45	30	90	Puits-LH	306 556 677	161 366 050	45.33	145 190 627	16.48%

Orchan Ouest	1 996 400	0.45 Au, 27.43 Ag, 1.6 Cu, 12 Zn	180	300	15	200	80	10	Puits-VCR	210 929 823	73 357 306.	36.74	137 572 517	36.54%
Perseverance (Main)	1 110 000	0.35 Au, 26.21 Ag, 1.21 Cu, 16.98 Zn	20	85	30	200	60	90	Rampe-BC	146 469 212	24 624 614	22.18	121 844 597	84.77%
Gallen	3 576 578	1.06 Au, 26.72 Ag, 0.12 Cu, 4.44 Zn	1	200	95	90	30	90	Fosse à ciel Ouvert	148 855 744	33 085 339	9.28	115 770 405	168.06%
Perseverance (West)	918 000	0.72 Au, 51.52 Ag, 1.59 Cu, 16.74 Zn	110	150	25	100	45	90	Puits-LH	129 382 741	37 691 804	41.06	91 690 936	25.93%
Portage (Patino)	5 636 337	3.91 Au, 3.59 Ag, 1.77 Cu	1	150	15	1 200	60	50	Rampe et Puits-VCR	310 085 965	223 864 717	39.72	86 221 248	29.10%
Gonzague- Langlois	7 900 000	0.1 Au, 37.69 Ag, 0.5 Cu, 8.55 Zn, 0.16 Pb	2	800	2.50	1 800	90	20	Rampe et Puits-SHR	531 360 626	455 384 971	57.64	75 975 654	-6.50%
Taché (Lac)	2 305 594	1.89 Au, 11 Ag, 0.33 Cu, 3.31 Zn	1	130	75	100	80	85	Fosse à ciel Ouvert	97 028 568	26 878 614	11.67	70 149 953	146.17%
Lemoine (Patino)	757 585	3.48 Au, 63.47 Ag, 3.93 Cu, 7.15 Zn	1	300	6	200	80	75	Fosse avec Rampe-LH	100 619 286	35 159 030	46.41	65 460 256	14.22%
Corbet	2 700 000	0.93 Au, 20.5 Ag, 2.9 Cu, 2 Zn	671	30	100	350	45	90	Puits-VCR	164 658 681	103 167 512	38.21	61 491 168	32.80%
Ansil	1 580 000	2.23 Au, 26.26 Ag, 7.04 Cu, 0.24 Zn	1126	100	25	300	50	75	Puits-LH	182 380 010	140 327 779	88.82	42 052 231	-47.81%
Henderson 2 (Campbell)	13 984 606	2.43 Au, 1.83 Cu	5	800	9	900	45	60	Fosse avec Puits-LH	610 507 607	568 925 588	40.68	41 582 018	26.81%
Aldermac	3 066 000	0.26 Au, 18.62 Ag, 1.67 Cu, 1.57 Zn	9	100	30	475	80	90	Fosse avec Puits-BC	111 392 820	70 287 664	22.92	41 105 155	81.63%
Joutel Copper	1 702 439	2.16 Cu, 3.9 Zn	12	244	12	250	65	70	Fosse avec Rampe-VCR	92 003 254	52 153 923	30.63	39 849 331	53.92%
Copper Rand (Patino)	14 066 990	3.02 Au, 2.3 Ag, 1.8 Cu	1	600	7.50	1 500	60	55	Rampe et Puits-LH	677 905 524	644 153 406	45.79	33 752 117	15.50%
Amulet C	544 320	0.58 Au, 86.74 Ag, 2.2 Cu, 8.5 Zn	130	120	70	30	35	90	Puits-LH	53 273 994	25 047 753	46.02	28 226 241	15.04%
Coniagas	652 000	130.08 Ag, 9.29 Zn, 6.68 Pb	1	213	7	200	90	90	Fosse avec Rampe-LH	58 952 569	31 136 189	47.75	27 816 379	11.49%
Explo-Zinc	997 000	34.29 Ag, 0.73 Cu, 6.95 Zn	20	100	20	230	80	90	Rampe-VCR	58 186 626	32 926 106	33.03	25 260 519	46.74%
Bousquet 1	16 119 000	4.3 Au	1	250	20	1 600	75	80	Rampe et Puits-VCR	552 337 661	533 654 867	33.11	18 682 794	46.51%
Mogador (Vendome)	848 000	1.88 Au, 42.34 Ag, 0.37 Cu, 7.27 Zn,	40	250	5	283	60	80	Rampe-LH	61 324 546	45 487 321	53.64	15 837 224	0.38%

		0.34 Pb												
Delbridge	400 000	2.1 Au, 62 Ag, 0.55 Cu, 8.6 Zn	91	100	10	200	75	80	Rampe-VCR	34 494 853	19 064 725	47.66	15 430 128	11.68%
Vauze	400 000	0.8 Au, 25 Ag, 2.9 Cu, 1.4 Zn, 7 Pb	1	130	90	17	45	85	Fosse avec Rampe-VCR	29 665 773	15 983 466	39.96	13 682 306	28.53%
Halliwell	181 000	15 Au, 1.7 Cu	120	60	45	30	30	80	Puits-LH	25 719 934	12 138 084	67.06	13 581 849	-20.96%
Amulet F	254 000	0.51 Au, 46.28 Ag, 3.4 Cu, 8.6 Zn	120	106	82	13	35	90	Puits-LH	27 891 952	15 516 114	61.09	12 375 837	-12.04%
New Inesco	1 056 000	0.9 Au, 15 Ag, 2.4 Cu	20	90	27	200	70	90	Rampe-VCR	42 813 599	34 507 844	32.68	8 305 754	47.75%
Madeleine	9 099 119	9 Ag, 1.06 Cu	120	350	40	300	80	60	Puits-BC	136 292 199	128 464 828	14.12	7 827 370	127.97%
New Hosco	1 728 000	1.88 Cu, 1.61 Zn	9	300	9	305	75	90	Rampe-VCR	61 220 229	56 430 175	32.66	4 790 054	47.82%
Tortigny	450 000	0.33 Au, 61.84 Ag, 2.24 Cu, 6.17 Zn, 0.24 Pb	10	300	2.70	260	80	50	Rampe-SHR	35 706 118	33 653 187	74.78	2 052 930	-31.38%

[Retour au texte](#) ; [Retour section 4.5](#)

Tableau 3 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures massifs volcanogènes ayant un bilan instantané négatif

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMAprèsConc	Cout Total	ICAR	BilanInst
Horne No. 5	24 000 000	1.4 Au, 0.1 Ag, 0.11 Cu, 0.6 Zn	760	250	30	1 500	85	90	Puits-BC	396 715 379	458 549	19.11	-61 834 548
Kam Kotia	6 600 000	0.34 Au, 3.43 Ag, 1.11 Cu, 1.17 Zn	1	220	60	200	85	80	Fosse avec Rampe-BC	149 757 247	159 700 251	27.36	-9 943 004
Abcourt - Frebert	2 721 000	50 Ag, 2.5 Zn	1	275	17	280	80	10	Fosse avec Rampe-VCR	57 981 629	83 570 077	30.71	-25 588 448
Barvue	8 341 679	41 Ag, 0.05 Cu, 3.5 Zn	4	750	18	250	72	80	Fosse avec Rampe-VCR	229 976 726	273 704 081	32.81	-43 727 354
Principale (Main, Campbell)	5 054 000	1.5 Au, 1.81 Ag	10	150	18	900	65	70	Rampe et Puits-VCR	61 335 360	187 373 352	37.07	-126 037 992
Garon (lac)	467 079	0.34 Au, 10.29 Ag, 1.46 Cu, 2.17 Zn	15	50	20	200	80	90	Rampe-VCR	17 395 946	20 605 403	44.12	-3 209 456.
Henderson 1	1 650 164	1.4 Au, 2.23 Ag	1	260	6	500	60	60	Rampe-LH	18 781 340	75 881 319	45.98	-57 099 979
Corner Bay	1 500 000	0.34 Au, 13.71 Ag, 4 Cu	30	600	2.50	500	83	55	Rampe-SHR	85 783 031	86 636 710	57.76	-853 678
Magusi (ISO)	1 379 000	1.37 Au, 34.29 Ag, 1 Cu, 4.8 Zn	8	220	6	480	50	90	Rampe-CF	81 191 155	82 209 527	59.62	-1 018 371
Cedar bay (Campbell)	3 878 384	3.22 Au, 1.56 Ag	50	500	3.50	1 100	65	60	Rampe et Puits-LH	100 129 298	232 969 494	60.07	-132 840 196
Merril Island	4 475 000	0.27 Au, 1.19 Ag	1	230	8	1 200	70	70	Rampe et Puits-LH	10 165 830	273 381 221	61.09	-263 215 391
Gémini (Zone B)	1 300 000	8.26 Zn	30	125	7	600	57	70	Rampe et Puits-LH	69 853 054	86 754 570	66.73	-16 901 516
Cooke	1 973 188	5.04 Au, 10 Ag, 0.66 Cu	1	500	3	600	75	70	Rampe et Puits-SHR	98 527 580	133 948 526	67.88	-35 420 945
Devlin (Riocanex)	1 270 000	2.25 Cu	60	600	1.80	550	6	50	Rampe-RP	37 930 226	100 909 323	79.46	-62 979 097
Brosman	1 600 000	2.5 Au	40	200	4	950	85	85	Rampe et Puits-LH	31 875 578	128 687 787	80.43	-96 812 293
Caber	800 000	0.14 Au, 11.3 Ag, 0.6 Cu, 10.1 Zn	150	150	5	500	85	70	Puits-LH	60 738 474	66 511 599	83.14	-5 773 124
Wesdome	760 000	5.2 Au	20	120	3	900	40	85	Rampe et Puits-SHR	31 493 070	79 782 370	104.98	-48 289 299
Bell Allard Sud	234 232	0.51 Au, 37.03 Ag, 1.14	10	40	18	160	30	40	Rampe-CF	19 451 005	25 834 491	110.29	-6 383 486

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Methode	VMAprèsConc	Cout Total	ICAR	BilanInst
(gîte)		Cu, 9.24 Zn											
Potter	485 210	0.07 Au, 16 Ag, 1.63 Cu, 1.5 Zn	100	110	3	650	85	80	Puits-SHR	16 286 960	68 164 024	140.48	-51 877 063
Duvan	102 000	0.99 Ag, 2.58 Cu	1	65	3	250	80	85	Rampe-SHR	3 503 355	14 991 826	146.98	-11 488 471
Potterdoal	2 338	0.92 Au, 11 Cu, 0.1 Zn	1	15	2.40	30.50	70	30	Fosse avec Rampe-SHR	360 040	742 343	317.51	-382 303
Rouyn Cuivre (Gîte)	9 175	2.6 Cu	1	30	1.50	100	80	70	Rampe-SHR	316 649	9 357 366	1 019.88	-9 040 717
Cooke 8-5	50 000	0.37 Au, 34.34 Ag, 2.97 Cu, 3.38 Zn	240	100	0.30	750	70	90	Puits-Res	3 391 259	63 922 260	1 278.45	-60 531 001
Newbec	300	6.74 Cu	1	8	3	7	82	90	Fosse avec Rampe-SHR	26 839	470 952	1 569.84	-444 113
Robb Montbray (Inmont)	1 000	8.23 Au, 17.14 Ag, 6.5 Cu	1	15	15	3	90	90	Rampe-VCR	153 594	7 136 433	7 136.43	-6 982 839

[Retour au texte](#)

Tableau 4 : Résultat du calcul du CGF pour les sulfures magmatiques

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMAprèsConc	Cout Total	ICAR	BilanInst	CGF
Lac des Îles	145 600 000	0.12 Au, 0.06 Cu, 0.05 Ni, 0.17 Pt, 1.57 Pd	1	900	500	175	88	90	Fosse à ciel Ouvert	2 696 902 581	807 939 157	5.58	1 888 963 423	167.38%
Marathon	71 100 000	0.25 Cu, 0.173 Pt, 0.647 Pd	1	1 900	60	300	40	90	Fosse à ciel Ouvert	721 900 108	707 789 963	10	14 110 144	128.17%
Voisey's Bay-OvoidZone	31 700 000	1.69 Cu, 2.88 Ni	50	700	300	90	90	90	Rampe-BC	6 005 016 887	383 967 939	12.11	5 621 048 948	115.28%
Whistle	7 000 000	0.2 Cu, 2.5 Ni, 0.1 Pt, 0.3 Pd	1	300	70	180	85	90	Fosse à ciel Ouvert	1 057 305 352	134 212 294	19.21	923 093 058	84.31%
Montcalm	3 560 000	0.04 Au, 0.7 Cu, 1.44 Ni	20	400	17	300	80	80	Rampe-VCR	331 487 302	97 222 818	27.31	234 264 484	60.66%
Midrim	800 000	0.5 Cu, 0.6 Ni, 0.4 Pt, 1 Pd	4	130	40	85	65	20	Fosse avec Rampe-BC	42 758 926	23 909 429	29.89	18 849 497	54.60%
Dumont	150 000 000	0.5 Ni	1	5000	25	600	60	90	Fosse avec Puits-VCR	4 350 172 500	4 652 391 966	31.02	-302 219 466	
Creighton	13 000 000	2 Cu, 3 Ni	1	80	33	2 700	65	85	Rampe et Puits-BC	2 606 490 900	417 919 182	32.15	2 188 571 717	49.70%
Marbridge	770 000	0.56 Au, 0.13 Cu, 2.3 Ni, 0.5 Pd	1	91	15	300	65	80	Fosse avec Rampe-VCR	110 430 126	27 597 933	35.84	82 832 192	42.40%
Nickel Rim South	7 950 000	0.9 Au, 17.6 Ag, 4.45 Cu, 1.7 Ni, 2.3 Pt, 2.8 Pd	1400	220	40	460	50	85	Puits-VCR	1 693 858 928	297 655 633	37.44	1 396 203 294	39.46%
Totten	8 400 000	1.9 Cu, 1.42 Ni, 4.7 Pd	350	300	12	1 300	60	65	Puits-VCR	1 205 351 799	341 705 512	40.68	863 646 287	33.89%
Blue lake	2 900 000	0.84 Cu, 0.55 Ni, 0.14 Pt, 0.69 Pd	1	900	6	300	35	85	Fosse avec Rampe-RP	144 530 576	118 303 818	40.79	26 226 758	33.70%
Alotta	200 000	0.7 Pd	4	50	20	100	58	70	Fosse avec Rampe-VCR	1 071 244	8 548 117	42.74	-7 476 873	
Nickel Offset (Ross Mine)	360 000	1.9 Au, 1.45 Cu, 1.9 Ni	1	350	10	60	85	90	Fosse avec Rampe-VCR	52 038 813	15 471 465	42.98	36 567 348	30.20%
Falconbridge	36 000 000	1 Ni	1	2 000	5.40	1 800	85	80	Rampe et Puits-LH	2 088 082 800	1 598 053 494	44.39	490 029 305	28.03%
Kelly-Desmond	1 240 000	34 Ag, 0.73 Cu, 6.95 Zn, 0.67 Ni	1	400	6	300	90	80	Fosse avec Rampe-LH	120 300 599	56 695 848	45.72	63 604 750	26.04%
Kelly (Lake)	10 500 000	1.34 Cu, 1.77 Ni,	800	600	8	1 200	60	65	Puits-LH	1 553 582 875	537 998 032	51.24	1 015 584 843	18.39%

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMaPresConc	Cout Total	ICAR	BilanInst	CGF
		3.6 Pd												
Lorraine	614 000	1.08 Cu, 0.49 Ni	1	70	8	600	70	75	Rampe et Puits-LH	26 234 392	65 849 474	107.25	-39 615 081	
Strathcona	910 000	34.3 Ag, 9.09 Cu, 0.52 Ni	800	50	20	500	35	80	Puits-CF	140 167 878	114 742 600	126.09	25 425 278	-42.11%

[Retour au texte](#)

Tableau 5 : Résultat du calcul du CGF – Aurifères Disséminés à bilan instantané positif

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMaPresConc	Coût Total	ICAR	BilanInst	CGF
Hollinger (Pamour Timmins)	59 674 010	9.94 Au, 2 Ag	1	600	360	200	80	30	Fosse avec Puits-BC	4 864 013 078	1 184 562 774	19.85	3 679 450 303	135.47%
Young Davidson	5 560 000	3.43 Au, 0.74 Ag	1	150	150	180	80	90	Fosse à ciel Ouvert	156 412 624	116 713 615	21.02	39 699 008	127.59%
Camflo	9 034 000	6.4 Au	116	150	35	1 200	85	55	Puits-BC	472 909 459	228 334 814	25.28	244 574 645	102.31%
Hemlo (Total)	95 000 000	8 Au, 1.5 Ag	1	800	24	3 500	60	30	Rampe et Puits-VCR	6 231 054 275	2 659 055 615	27.99	3 571 998 660	88.31%
Orenada (Mid Can.)	670 000	5.5 Au	100	60	30	250	80	45	Puits-BC	30 140 845	19 161 090	28.60	10 979 755	85.35%
Nighthawk Mine	1 366 023	4.62 Au	8	80	46	225	85	65	Fosse avec Rampe-BC	51 619 989	40 517 664	29.66	11 102 324	80.35%
Hemlo - David Bell Corona (Milled)	25 500 000	11.68 Au	45	800	15	1 500	60	55	Rampe et Puits-VCR	2 436 132 856	793 045 430	31.10	1 643 087 426	73.85%
Chadbourne	1 500 000	4.52 Au	1	110	45	220	80	90	Fosse avec Rampe-BC	55 455 883	48 233 857	32.16	7 222 026	69.26%
Hemlo - Golden Giant (Milled)	65 800 000	10.87 Au	1	950	25	1 800	60	35	Fosse avec Puits-VCR	5 850 235 755	2 175 574 265	33.06	3 674 661 490	65.44%
Doyon #1 (SilverStack)	10 620 000	6.3 Au	1	650	15	750	75	55	Fosse avec Puits-VCR	547 246 526	371 288 374	34.96	175 958 152	57.78%
Musselwhite	12 900 000	5.53 Au	1	450	20	1 000	90	15	Fosse avec Rampe-VCR	583 489 160	464 438 111	36	119 051 048	53.75%
Doyon #2	13 600 000	5.2 Au	1	400	30	800	55	55	Fosse avec Puits-VCR	578 442 468	493 263 829	36.27	85 178 639	52.74%
Ross Mine	5 000 000	5.26 Au, 8.8 Ag	1	75	35	1 310	85	80	Rampe et Puits-BC	219 674 133	181 561 921	36.31	38 112 212	52.58%
Hemlo - Page Williams (Milled)	3 700 000	4.92 Au	1	350	15	500	60	60	Fosse avec Rampe-VCR	148 896 595	135 949 187	36.74	12 947 408	50.96%
Agnico Eagle	6 700 000	6.5 Au, 1.83 Ag	65	440	9	1 135	85	35	Rampe et Puits-VCR	357 480 018	247 974 201	37.01	109 505 816	49.96%
Doyon #3	1 400 000	9.7 Au	1	100	25	400	65	55	Fosse avec Rampe-VCR	111 075 351	52 793 210	37.71	58 282 141	47.40%
East Malartic	17 948 457	4.92 Au	90	400	14	2200	80	50	Rampe et Puits-VCR	724 090 984	710 319 715	39.58	13 771 269	44.40%
Casa Bérardie (Zone 113)	3 429 711	8.75 Au	400	300	16	500	90	90	Puits-VCR	245 461 573	132 333 159	38.58	113 128 414	44.25%
Casa Bérardie (Zone Ouest)	3 031 337	6.7 Au	240	200	14	800	90	35	Puits-VCR	166 121 921	125 107 175	41.27	41 014 745	35.01%
Lapa Cadillac (Zulapa)	4 653 000	7.74 Au	9	400	8.50	950	80	80	Rampe et Puits-VCR	294 572 319	198 111 644	42.58	96 460	30.73%
Joe Mann	1 700 000	11.18 Au, 0.28 Cu	1	230	10	500	90	70	Fosse avec Puits-VCR	161 928 119	78 350 202	46.09	83 577 916	19.86%

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMaPresConc	Cout Total	ICAR	BilanInst	CGF
Bousquet 3	1 000 000	7.5 Au	1	450	5.50	300	85	70	Fosse avec Rampe-LH	61 345 003	51 805 696	51.81	9 539 307	3.81%
Holloway	5 800 000	6.7 Au	150	520	7	1 200	70	45	Puits-LH	317 848 904	314 105 312	54.16	3 743 592	-2.28%
Moneta	285 612	16.11 Au	1	200	6.50	160	80	80	Fosse avec Rampe-LH	37 634 828	16 682 642	58.41	20 952 186	-12.66%
Comtois	808 000	9.6 Au	1	400	3.70	400	80	90	Rampe-LH	63 445 459	54 280 319	67.18	9 165 139	-31.86%
Mouska	1 283 820	11.76 Au, 1.65 Ag	60	1 000	3	300	75	90	Rampe-SHR	123 708 740	91 423 530	71.21	32 285 209	-39.86%
Eastmain	1 000 000	11.7 Au, 14.7 Ag, 0.26 Cu	1	400	3	600	45	70	Rampe-SHR	100 755 831	72 420 259	72.42	28 335 572	-42.17%

[Retour au texte](#)

Tableau 6 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères Disséminés à bilan instantané négatif

Nom	Ton Réel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Méthode	VMAprèsConc	Coût Total	ICAR	Bilan Inst
Don Rouyn	41 179 000	0.15 Cu	1	420	320	200	90	90	Fosse à ciel Ouvert	83 980 455	379 758 639	9.27	-295 778 184
Troilus-J4	6 605 000	1.14 Au, 1.03 Ag, 0.05 Cu	5	825	60	100	60	90	Fosse à ciel Ouvert	66 782 697	72 351 292	11.03	-5 568 594
Troilus-87	37 541 200	1.39 Au, 1.39 Ag, 0.12 Cu	5	900	120	250	60	90	Fosse à ciel Ouvert	493 470 590	501 707 809	13.40	-8 237 219
Joliet	2 080 000	1 Cu	1	100	40	380	80	90	Fosse avec Rampe-BC	28 279 680	53 071 356	25.52	-24 791 676
Sigma 3	15 079 000	2.61 Au	1	500	50	400	80	90	Fosse avec Rampe-BC	321 907 404	488 913 620	32.42	-167 006 216
Beattie/Donchester	9 630 000	4.1 Au	1	800	30	275	85	85	Fosse avec Rampe-BC	322 944 630	342 377 753	35.55	-19 433 122
Shortt (Lac)	2 981 332	4.67 Au	1	300	12	550	75	90	Fosse avec Puits-VCR	113 879 398	121 386 061	40.72	-7 506 663
Akasaba	289 428	4.7 Au, 1.51 Ag	15	120	20	90	65	65	Fosse avec Rampe-VCR	11 171 711	15 581 272	53.83	-4 409 560
East Amphi	1 124 600	5.07 Au	30	400	6.50	300	85	90	Rampe-LH	46 636 289	61 521 872	54.71	-14 885 582
East Amphi Zone B2	825 600	4.74 Au	30	300	7	300	85	90	Rampe-LH	32 008 545	45 234 274	54.79	-13 225 729
McWatters (Qué)	1 149 460	6.99 Au	1	90	14	600	50	80	Fosse avec Puits-LH	65 718 699	73 525 741	63.97	-7 807 042
Messegay	228 745	4.01 Au	2	130	6	200	75	80	Fosse avec Rampe-LH	7 502 637	14 749 795	64.48	-7 247 157
Orion	131 090	5.31 Au	10	100	6	150	42	65	Fosse avec Rampe-CF	5 693 535	9 977 959	76.12	-4 284 424
Joburke	399 275	3.43 Au	10	300	4	250	80	70	Rampe-LH	11 201 706	30 409 364	76.16	-19 207 657
Veza	1 700 000	5.6 Au	11	650	3	550	70	85	Rampe et Puits-SHR	77 867 256	130 695 278	76.88	-52 828 021
Gwillim (Campbell)	170 000	7.96 Au, 5.08 Ag	1	400	2.50	105	80	90	Fosse avec Rampe-SHR	11 157 728	13 500 875	79.42	-2 343 147
Louvicourt Goldfield	273 315	4.18 Au	70	50	9	450	40	25	Rampe-LH	9 344 534	30 509 134	111.63	-21 164 600
East Amphi Zone B1	131 560	5.28 Au	15	75	5.50	225	85	90	Rampe-LH	5 681 666	14 920 781	113.41	-9 239 115
Casa Bérardie (Zone Est)	700 000	6.7 Au	60	180	4	700	90	85	Rampe et Puits-LH	38 361 074	81 641 730	116.63	-43 280 656
Starratt-Olsen	823 554	5.65 Au, 0.94 Ag	20	1 000	2	300	70	20	Rampe et Puits-SHR	38 139 283	111 271 356	135.11	-73 132 072
Ellison	86 100	5.7 Au	60	122	3.50	135	80	80	Rampe-LH	4 014 171	12 389 240	143.89	-8 375 069
Jerome	303 970	5.83 Au, 1.55 Ag	2	900	1	250	90	30	Rampe et Puits-Res	14 543 769	114 021 954	375.11	-99 478 184
Kewagama	2 470	9.95 Au	1	65	1.10	25	80	70	Fosse avec Rampe-SHR	201 019	971 805	393.44	-770 786
New Rouyn Merger	29 210	4.61 Au	10	50	2	200	55	80	Rampe-SHR	1 101 413	13 457 649	460.72	-12 356 236

[Retour au texte](#)

Tableau 7 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères filoniens à bilan instantané positif

Nom	Tonnage Réel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Méthode	VMAprèsConc	Cout Total	Bilan Instantané	Ratio Investis.	ICAR	CGF
Detour (lake)	27 400 000	3.77 Au, 1.22 Ag	15	600	80	350	80	45	Fosse avec Rampe-BC	833 555 567	698 072 596	135 482 971	19.41%	25.48	153.47%
Sigma-Lamaque	50 425 402	5.74 Au	1	2 000	11	1 800	80	85	Rampe et Puits-VCR	2 326 068 321	1 631 236 572	694 831 749	42.60%	32.35	123.22%
Barnat-Sladen	8 454 032	4.46 Au	12	600	12	800	70	65	Rampe et Puits-VCR	303 012 100	284 881 181	18 130 919	6.36%	33.70	118.05%
La Grande Sud (Zone 32, CutOff 3 g/t)	1 307 216	4.175 Au, 0.42 Cu	1	330	10	300	85	65	Fosse avec Rampe-VCR	51 432 970	47 681 578	3 751 392	7.87%	36.48	108.02%
Owl Creek	1 729 603	4.83 Au	12	300	25	160	65	90	Fosse avec Rampe-VCR	67 135 893	64 988 531	2 147 362	3.30%	37.57	104.26%
Chevrier	3 700 000	5.42 Au	1	600	10	450	90	90	Fosse avec Puits-VCR	161 161 848	142 524 281	18 637 566	13.08%	38.52	101.11%
Sullivan	4 925 627	7.65 Au, 2 Ag	50	200	15	1 200	40	20	Rampe-LH	303 825 301	219 497 685.82	84 327 615	38.42%	44.56	82.66%
Madsen	8 276 058	9.05 Au, 0.16 Ag	1	500	7.50	1 700	80	40	Rampe et Puits-LH	602 047 627	492 784 772	109 262 855	22.17%	59.54	45.95%
Teck Hughes	8 667 496	13.31 Au	700	500	8	1 500	85	85	Puits-LH	927 113 578	519 785 120	407 328 458	78.36%	59.97	45.05%
Perron (Pascalis Nord)	1 604 961	8.48 Au, 0.54 Ag	1	200	10	550	30	45	Fosse avec Rampe-CF	109 464 339	98 039 544	11 424 794	11.65%	61.09	42.72%
Lake Shore	15 080 000	17.49 Au	1	1 060	4	2 460	85	85	Rampe et Puits-LH	2 119 592 469	937 907 466	1 181 685 002	125.99%	62.20	40.43%
Campbell	17 112 689	20.7 Au, 1.56 Ag	3	1 000	4	3 000	65	80	Rampe et Puits-LH	2 849 478 313	1 138 041 781	1 711 436 531	150.38%	66.50	31.95%
Wright Hargreaves	9 012 270	16.64 Au	100	400	6	2 470	85	85	Puits-LH	1 205 171 139	601 986 982	603 184 156	100.20%	66.80	31.40%
Kirkland Lake Total - 7 mines	47 600 000	15.4 Au, 2.8 Ag	1	1 800	3	6 400	80	20	Rampe et Puits-SHR	5 904 602 602	3 186 559 915	2 718 042 687	85.30%	66.94	31.12%
Macassa	7 146 377	15.34 Au	1	380	7	2 000	85	85	Rampe et Puits-LH	880 993 105	481 468 652	399 524 452	82.98%	67.37	30.31%
Sylvanite	4 580 940	11.02 Au	1	300	8	1 460	85	85	Rampe et Puits-LH	405 692 929	326 898 526	78 794 403	24.10%	71.36	23.03%
Géant Dormant	2 070 655	10 Au, 10 Ag	40	300	1.40	900	55	90	Rampe et Puits-SHR	168 519 602	154 660 104	13 859 497	8.96%	74.69	17.25%
Belleterre	2 396 990	13.71 Au, 1.3 Ag	1	900	2.50	800	40	90	Rampe et Puits-SHR	264 415 943	183 718 755	80 697 188	43.92%	76.65	13.98%

Nom	Tonnage Réel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Méthode	VMAprèsConc	Cout Total	Bilan Instantané	Ratio Investis.	ICAR	CGF
Upper Beaver (Beaverhouse)	526 667	8.31 Au, 1.03 Cu	50	350	3	350	70	80	Rampe-SHR	42 654 895	40 843 037	1 811 858	4.44%	77.55	12.49%
Red Lake HGZ	1 960 000	80.6 Au	152 0	130	25	400	70	80	Puits-VCR	1 269 557 359	170 413 777	1 099 143 581	644.99%	86.95	-1.99%
Kirkland minerals	2 849 560	12.2 Au	975	490	5	810	85	85	Puits-LH	279 382 276	251 914 069	27 468 207	10.90%	88.40	-4.10%
Toburn (Arcadia)	1 076 228	16.49 Au	1	200	4	1 000	85	85	Rampe et Puits-LH	142 621 880	137 108 348	5 513 532	4.02%	127.40	-50.38%

[Retour au texte](#)

Tableau 8 : Résultats du calcul du CGF – Aurifères filoniens à bilan instantané négatif

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMAprèsConc	Coût Total	ICAR	BilanInst	Ratio Invest
La Grande Sud (Zone 32, CutOff 1 g/t)	3 358 000	2 Au, 0.24 Cu	1	600	20	200	90	90	Fosse avec Rampe-VCR	65 089 282	122 785 296.54	36.57	-57 696 013	-46.99%
Kiena	10 319 544	4.87 Au	250	400	20	950	45	80	Puits-LH	403 878 449	451 034 193	43.71	-47 155 743	-10.46%
Callahan Zone 4 (Amlartic)	490 700	4.6 Au	150	300	12	100	75	80	Puits-VCR	18 139 908	22 291 550.91	45.43	-4 151 641	-18.62%
Renabie	4 500 000	6.25 Au	10	100	27	1 200	85	65	Rampe et Puits-VCR	226 023 582	226 911 588.43	50.42	-888 006	-0.39%
Bell Creek	1 182 407	6.23 Au	5	400	6	320	75	85	Rampe-LH	59 199 257	61 331 988.71	51.87	-2 132 730	-3.48%
Elder	4 505 832	5.45 Au	1	780	3	1 310	28	90	Rampe et Puits-RP	197 347 988	240 287 845.93	53.33	-42 939 857	-17.87%
Central Cadillac / Wood Cadillac	818 870	4.83 Au	1	250	5	450	90	20	Fosse avec Rampe-LH	31 785 079	44 805 416.59	54.72	-13 020 336	-29.06%
Eldridge	246 893	5.22 Au	1	200	4.80	200	35	90	Fosse avec Rampe-RP	10 357 155	14 226 336.58	57.62	-3 869 181	-27.20%
Wasa (Wasamac 1)	1 450 705	6.24 Au	7	500	7.50	250	48	65	Fosse avec Rampe-CF	72 748 644	87 086 740.30	60.03	-14 338 096	-16.46%
Yvan Vézina (Destor)	1 178 102	3.69 Au	3	510	4	400	60	90	Rampe-LH	34 935 783	71 000 008.54	60.27	-36 064 224	-50.79%
Silidor	4 780 000	5.4 Au	1	900	4	1 000	65	65	Rampe et Puits-LH	207 435 406	289 069 283.93	60.47	-81 633 877	-28.24%
Powell Rouyn	2 798 390	4.46 Au	1	140	12	1 300	60	56	Rampe et Puits-VCR	100 300 783	171 184 094.68	61.17	-70 883 311	-41.41%
Malartic Hygrade	1 836 300	6.62 Au	25	450	6	500	50	80	Rampe-CF	97 692 863	116 583 364.37	63.49	-18 890 501	-16.20%
Holt-McDermott	7 000 000	5.8 Au	20	800	4	1 400	70	70	Rampe et Puits-LH	326 277 608	457 301 230.93	65.33	-131 023 622	-28.65%
Amalgamated Kirkland	2 600 000	4.5 Au	1	350	5	1 000	80	40	Rampe et Puits-LH	94 025 810	173 300 060	66.65	-79 274 250	-45.74%
Pierre Beauchemin (Eldrich)	1 851 045	5.31 Au	1	800	3	580	40	90	Rampe-SHR	78 990 109	126 507 517	68.34	-47 517 407	-37.56%
Fortune (Lac)	284 347	5.6 Au	1	350	4	150	40	80	Fosse avec Rampe-CF	12 796 697	19 884 962	69.93	-7 088 265	-35.65%
New Senator	1 667 260	4.46 Au	4	110	12	950	50	85	Rampe et Puits-LH	59 758 462	117 854 330	70.69	-58 095	-49.29%
Donalda	1 500 000	6.9 Au	100	800	1.50	800	25	90	Puits-RP	83 176 679	108 849 754	72.57	-25 673 075	-23.59%
Eau Claire	2 666 000	6.75 Au	1	1 600	1.50	750	40	80	Rampe et	144 618 928	189 187 115	75.04	-44 568 186	-23.56%

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Method	VMAprèsConc	Coût Total	ICAR	BilanInst	Ratio Invest
(Clearwater)									Puits-SHR					
Bachelor	1 627 064	4.65 Au	1	460	4	600	55	85	Rampe et Puits-CF	60 802 133	132 509 608	81.44	-71 707 475	-54.11%
Francoeur 3	2 514 664	6.26 Au	1	250	6	1 300	45	40	Rampe et Puits-CF	126 507 285	207 057 564	82.34	-80 550 279	-38.90%
Siscoe (Maufort)	2 975 785	9.22 Au, 3.2 Ag	1	1 500	2	710	45	45	Rampe et Puits-SHR	221 464 445	245 542 314	82.51	-24 077 869	-9.81%
Stadacona	2 770 060	5.48 Au	1	850	2.50	900	80	80	Rampe et Puits-SHR	121 991 889	231 498 357	83.57	-109 506 468	-47.30%
Francoeur 2	111 000	8.91 Au	1	200	4	135	44	85	Fosse avec Rampe-CF	7 948 073	9 315 590	83.92	-1 367 517	-14.68%
Belmoral (Ferderber)	1 624 164	7.34 Au	20	400	3	1 000	65	35	Rampe et Puits-SHR	95 804 778	140 542 741	86.53	-44 737 962	-31.83%
Pelletier (Iac)	501 600	8.1 Au	10	500	1.50	500	35	60	Rampe-RP	32 651 549	48 134 846	95.96	-15 483 297	-32.17%
Mic-Mac (Cassels Duval)	723 540	4.5 Au, 0.5 Ag	1	150	6	600	75	65	Rampe et Puits-LH	26 202 863	70 758 460	97.79	-44 555 596	-62.97%
Arntfield No.3	480 800	3.71 Au, 2.28 Cu	1	400	2	400	45	70	Rampe-SHR	29 456 376	48 989 263	101.89	-19 532 887	-39.87%
Anoki	1 099 475	4.1 Au	250	250	3.50	900	50	40	Puits-CF	36 226 837	112 061 187	101.92	-75 834 349	-67.67%
Beaufor	1 000 000	7.4 Au, 0.71 Ag	1	350	3	700	65	70	Rampe et Puits-SHR	59 541 789	104 382 154	104.38	-44 840 364	-42.96%
Golconda	362 000	5.83 Au	1	442	3	200	76	90	Rampe-SHR	16 960 487	37 954 185	104.85	-20 993 697	-55.31%
Upper Canada	4 300 000	11 Au	1	600	2.50	2 000	75	80	Rampe et Puits-SHR	380 121 437	463 575 153	107.81	-83 453 715	-18%
Fontana	968 000	5.83 Au	1	1 800	2	200	90	90	Rampe-SHR	45 352 906	104 404 561	107.86	-59 051 654	-56.56%
Francoeur 1	20 000	8.91 Au	1	90	4	50	41	85	Fosse avec Rampe-CF	1 432 085	2 411 230	120.56	-979 144	-40.61%
Bidgood	531 943	9.37 Au	30	170	3	750	65	70	Rampe et Puits-SHR	40 055 845	78 700 676	147.95	-38 644 830	-49.10%
Wingait	176 000	6.17 Au	10	100	3	450	50	45	Rampe-SHR	8 726 881	26 477 959	150.44	-17 751 078	-67.04%
Shawkey	125 173	6.31 Au	1	200	1.50	300	88	50	Rampe-SHR	6 347 478	21 083 154	168.43	-14 735 676	-69.89%
New Marlon	98 140	6.14 Au	1	200	1.50	250	70	90	Rampe-SHR	4 842 567	16 757 740	170.75	-11 915 173	-71.10%
Anglo Rouyn	132 180	8.23 Au, 4.73 Ag	1	250	1.50	270	65	90	Rampe-SHR	8 806 139	23 681 675	179.16	-14 875 535	-62.81%
Quéabé (Sunburst)	109 000	10.64 Au, 4.42 Ag	80	230	1.20	270	85	85	Rampe-SHR	9 369 466	19 903 327	182.60	-10 533 861	-52.93%

Nom	TonReel	Teneurs	Ha	X	Y	Z	Dip	Rake	Methode	VMAprèsConc	Cout Total	ICAR	BilanInst	Ratio Invest
Jacola No1 (Greene-Stabell No1)	64 868	7.1 Au, 0.28 Cu	40	137	2	180	70	45	Rampe-SHR	3 951 805	12 962 081	199.82	-9 010 276	-69.51%
Davidson	8 474	8.91 Au	1	85	1.50	50	65	70	Fosse avec Rampe-SHR	606 774	1 844 053	217.61	-1 237 279	-67.10%
Jacola No2 (Stabell No2)	5 987	20 Au	120	55	0.75	100	25	46	Puits-RP	962 277	6 166 943	1 030.06	-5 204 665	-84.40%
Mooshla A	4 444	27 Au	1	25	1.20	110	80	70	Rampe-SHR	964 270	9 291 256	2 090.74	-8 326 985	-89.62%
Young Shannon C Zone (#20 Vein)	450	5.78 Au	5	30	1	10	68	70	Rampe-Res	20 902	9 067 951	20 151	-9 047 049	-99.77%

[Retour au texte](#)

Tableau 9 : Statistiques du résultat de CGF par types de gisements

Population	Moyenne – écart-type	Moyenne	Moyenne + écart-type
AAA_Exemple		38.71	
Tous, n=209	21.14	57.68	157.41
Tous (positif), n=110	21.56	37.19	64.14
Au disséminé, n=52	22.73	49.39	107.35
Au disséminé positif, n=27	27.34	38.13	53.18

[Retour au texte](#)

Tableau 10 : Exemple d'utilisation du CGF : variation du CGF en fonction de l'angle de chute

Angle de chute	Bilan Inst. Hyp.	CGF	Prof. Ult. Estimée	Coût Accès Ressource	Coût de la Fosse Hyp.	Méthode d'extraction proposée
0	6376821	35.12	323.9	175613348	30552782	Fosse avec Rampe-VCR
3	8974556	34.60	323.5	173015614	30534646	Fosse avec Rampe-VCR
6	8338330	34.73	322.2	173651839	31320802	Fosse avec Rampe-VCR
9	7791455	34.84	320.1	174198714	32077954	Fosse avec Rampe-VCR
12	7567813	34.88	317.1	174422356	32803408	Fosse avec Rampe-VCR
15	6387506	35.12	313.2	175602664	34372273	Fosse avec Rampe-VCR
18	5278143	35.34	308.5	176712027	35928801	Fosse avec Rampe-VCR
21	11622667	34.07	356.1	170367502	25288347	Fosse avec Rampe-VCR
24	13986512	33.60	402.8	168003657	18581410	Fosse avec Rampe-VCR
27	14548034	33.48	448.5	167442135	14102339	Fosse avec Rampe-VCR
30	2023286	35.99	492.9	179966883	0	Rampe et Puits-VCR
33	-2580802	36.91	536.1	184570973	0	Rampe et Puits-VCR
36	-7077896	37.81	577.7	189068066	0	Rampe et Puits-VCR
39	-11421270	38.68	617.8	193411440	0	Rampe et Puits-VCR
42	-15210037	39.44	656.3	197200207	0	Rampe et Puits-VCR
45	-19248672	40.24	693.0	201238842	0	Rampe et Puits-VCR
48	-13783239	39.15	727.8	195773410	0	Rampe et Puits-VCR
51	-17044557	39.80	760.6	199034728	0	Rampe et Puits-VCR
54	-19660670	40.33	791.4	201650840	0	Rampe et Puits-VCR
57	-22586900	40.91	820.0	204577070	0	Rampe et Puits-VCR
60	-25349078	41.46	846.5	207339248	0	Rampe et Puits-VCR
63	-27419053	41.88	870.6	209409224	0	Rampe et Puits-VCR
66	-20921162	40.58	892.4	202911333	0	Rampe et Puits-VCR
69	-22417846	40.88	911.7	204408017	0	Rampe et Puits-VCR
72	-23705547	41.14	928.6	205695718	0	Rampe et Puits-VCR
75	-25285506	41.45	943.0	207275677	0	Rampe et Puits-VCR
78	-26190501	41.63	954.8	208180671	0	Rampe et Puits-VCR
81	-26882262	41.77	964.0	208872433	0	Rampe et Puits-VCR
84	-14911642	39.38	970.6	196901812	0	Rampe et Puits-VCR
87	-15162899	39.43	974.6	197153069	0	Rampe et Puits-VCR
90	-15233344	39.44	975.9	197223514	0	Rampe et Puits-VCR

[Retour au texte](#)

ANNEXE I : LISTE DES PARAMÈTRES UTILISÉS DANS L'ÉVALUATION DU CGF

Paramètre	Unités	Valeur	Note
Valeur des substances			
Au	\$US/oz	380	
Ag	\$US/oz	4,6	
Cu	\$US/t.m.	1500	
Zn	\$US/t.m.	760	
Pb	\$US/ t.m.	420	
Ni	\$US/ t.m.	6800	
Co	\$US/ t.m.		
Pt	\$US/oz	500	
Pd	\$US/oz	350	
Densité			
Or disséminé	t / m3	2,75	Densité moyenne du minerai de type disséminé : il est assumé que la roche hôte est de composition intermédiaire.
Or filonien	t / m3	2,65	Densité moyenne du minerai de type filonien : il est assumé que la roche hôte est riche en quartz et carbonates.
Sulfures massifs volcanogènes	t / m3	4,2	Densité moyenne du minerai de type sulfures massifs volcanogènes : il est assumé que le minerai est essentiellement composé de sulfures et que la roche hôte est de composition intermédiaire.
Sulfures magmatiques	t / m3	3,5	Densité moyenne du minerai de type sulfures magmatiques : il est assumé que le minerai est essentiellement composé de sulfures et que la roche hôte est de composition mafique à ultramafique.
Stérile	t / m3	2,65	Utilisé pour évaluer le tonnage de stérile devant être mobilisé lors d'une opération à ciel ouvert (OP)
Facteur de dilution			
Or disséminé	%/tonne	0,1	Considérant une minéralisation de type "Disséminé", ce facteur représente un pourcentage de dilution que l'on doit considérer lors de l'extraction du minerai. Une minéralisation disséminée est généralement plus large et plus compétente que les minéralisations filoniennes, ce qui explique un faible taux de dilution.
Or filonien	%/tonne	0,15	Considérant une minéralisation de type "Filonien", ce facteur représente un pourcentage de dilution que l'on doit considérer lors de l'extraction du minerai. Une minéralisation filonienne est généralement étroite et montre des épontes très nettes, fréquemment occupées par un plan de faiblesse (faille, dyke, etc.), ce qui explique souvent la dilution.

Sulfures massifs volcanogènes	%/tonne	0,07	Considérant une minéralisation de type "Volcanogène", ce facteur représente un pourcentage de dilution que l'on doit considérer lors de l'extraction du minerai. Une minéralisation volcanogène est généralement trapue, massive et présente parfois des zones en extension disséminées. La dilution y est généralement faible. Ansil = 19% (Riverin, 2003)
Sulfures magmatiques	%/tonne	0,07	Considérant une minéralisation de type "Magmatique", ce facteur représente un pourcentage de dilution que l'on doit raisonnablement considérer comme inévitable lors de l'extraction du minerai. Une minéralisation magmatique est généralement trapue, massive et présente parfois des zones et extensions disséminées. La dilution y est généralement faible.
Teneur du matériel de dilution : Or disséminé			
Au	ppm	0,3	La teneur du matériel de dilution représente un pourcentage de la teneur moyenne du minerai.
Ag	ppm	0,3	
Cu	%	0,3	
Zn	%	0,1	
Pb	%	0	
Ni	%	0	
Co		0	
Pt	ppm	0	
Pd	ppm	0	
Teneur du matériel de dilution : Or filonien			
Or filonien	ppm	0,08	La teneur du matériel de dilution représente un pourcentage de la teneur moyenne du minerai.
Au	ppm	0,1	
Cu	%	0,3	
Zn	%	0,1	
Pb	%	0	
Ni	%	0	
Co		0	
Pt	ppm	0	
Pd	ppm	0	
Teneur du matériel de dilution : Sulfures massifs volcanogènes			
Au	ppm	0,05	La teneur du matériel de dilution représente un pourcentage de la teneur moyenne du minerai.
Ag	ppm	0,05	
Cu	%	0,08	
Zn	%	0,1	

Pb	%	0,02	
Ni	%	0	
Co		0	
Pt	ppm	0	
Pd	ppm	0	
Teneur du matériel de dilution : sulfures massifs magmatiques			
Au	ppm	0,05	La teneur du matériel de dilution représente un pourcentage de la teneur moyenne du minerai.
Ag	ppm	0,05	
Cu	%	0,05	
Zn	%	0,05	
Pb	%	0,05	
Ni	%	0,05	
Co		0,05	
Pt	ppm	0	
Pd	ppm	0	
Taux Récupération In Situ			
Or disséminé	%/tonne	0	Pourcentage de minerai laissé en place (ex: piliers)
Or filonien	%/tonne	0	
Sulfures volcanogènes	%/tonne	0	
Sulfures magmatiques	%/tonne	0	
Récupération au moulin (récupération moyenne de la dernière décennie)			
Au (disséminé et filonien)	%	0,95	Doyon (96.3%), Dome (94.6%), GoldenGiant (95.6%), DavidBell (95.6%), Williams (95%), Kalgoorlie (88.8%), Sigma-Lamaque (96%) et Holt-McDermott (95.6%) <i>Source</i> : www.minecost.com
Ag (disséminé et filonien)	%	0,85	Dome (88%), GoldenGiant (92.7%), DavidBell (84%) et Williams (70.4%). <i>Source</i> : www.minecost.com
Au (volcanogène)	%	0,65	Matagami (69.8%), Selbaie (80.3%), Louvicourt (67.8%), Langlois (30%), Bouchard-Hébert (52.3%) et LaRonde (94%). <i>Source</i> : www.minecost.com
Ag (volcanogène)	%	0,65	Matagami (73.6%), Selbaie (69.5%), Louvicourt (66.5%), Langlois (29%), Bouchard-Hébert (37.3%) et LaRonde (65.1%). <i>Source</i> : www.minecost.com
Cu (volcanogène)	%	0,8	Matagami (84.9%), Selbaie (92.2%), Louvicourt (94.2%), Langlois (61.9%), Bouchard-Hébert (82.4%) et LaRonde (74%). <i>Source</i> : www.minecost.com Ansil (97.5%) <i>Source</i> : Riverin (2003)
Zn (volcanogène)	%	0,85	Matagami (93.5%), Selbaie (89.5%), Louvicourt (77.1%), Langlois (79.8%), Bouchard-Hébert (83.7%) et LaRonde (84%). <i>Source</i> : www.minecost.com

Pb (volcanogène)	%	0,6	Matagami (69.8%), Selbaie (80.3%), Louvicourt (67.8%), Langlois (30%) et Bouchard-Hébert (52.3%). Source : www.minecost.com
Cu (magmatique)	%	0,88	Raglan (77.8%), 14 mines d'INCO (89.4%), 5 mines à Sudbury (90.5%) et 14 mines à Kambalda (88.6%). Source : www.minecost.com
Ni (magmatique)	%	0,85	Raglan (83.6%), 14 mines d'INCO (80.2%), 5 mines à Sudbury (84.4%) et 14 mines à Kambalda (90.9%). Source : www.minecost.com
Pd (magmatique)	%	0,68	Raglan (77.6%), 5 mines à Sudbury (79.6%), 14 mines à Kambalda (64.1%) et Stillwater (88.7%). Source : www.minecost.com
Pt (magmatique)	%	0,68	Raglan (77.6%), 5 mines à Sudbury (79.6%), 14 mines à Kambalda (64.1%) et Stillwater (88.7%). Source : www.minecost.com
Co (magmatique)	%	0,5	Raglan (68%), 14 mines d'INCO (42.7%), 5 mines à Sudbury (80.9%) et 14 mines à Kambalda (46.6%). Source : www.minecost.com
Au (magmatique)	%	0,65	Raglan (69.5%), 14 mines d'INCO (66%), 5 mines à Sudbury (85.5%) et 14 mines à Kambalda (56.4%). Source : www.minecost.com
Ag (magmatique)	%	0,68	Raglan (73%), 14 mines d'INCO (71.5%), 5 mines à Sudbury (89.5%) et 14 mines à Kambalda (56.4%). Source : www.minecost.com
Récupération à la fonderie			
Au	%		Pourcentage de récupération à la fonderie, à partir d'un concentré
Ag	%		
Cu	%		
Zn	%		
Pb	%		
Ni	%		
Pd	%		
Pt	%		
Co	%		
Chevalement			
Chevalement + treuil (petit)	\$US/unité	800000	Treuil de Ansil = 0.6M\$ (production de 1200 tonnes/jour)
Chevalement + treuil (moyen)	\$US/unité	1000000	à valider
Chevalement + treuil (gros)	\$US/unité	1500000	à valider
Puits			
Puits (0-300 mètres)	\$US/mètre	25000	Foncé verticalement ou incliné à partir de la surface ou sous-terre et servant à transporter les travailleurs et le matériel dans la mine et/ou à hisser le minerai (± stérile) et/ou pour le conduit de ventilation.
Puits (300-1000 mètres)	\$US/mètre	40000	

Puits (1000 et + mètres)	\$US/mètre	60000	
Développement			
Puits – Station (<i>shaft</i>)	\$US/unité	15000	
Rampe d'accès (<i>adit</i>)	\$US/mètre	15000	Ouverture horizontale ou légèrement inclinée donnant accès à la mine et servant pour la ventilation et au transport du minerai. Source: D. Wortman, P.Eng. and J.V.Tully, Mining Engineer
Coût de fonçage de la rampe d'accès	\$US/mètre	2000	Source: D. Wortman, P.Eng. and J.V.Tully, Mining Engineer
Coût d'un portail pour une rampe d'accès	\$US/unité	75000	
Allée (<i>drive</i>)	\$US/mètre	1500	Dans les mines souterraines, passage horizontal entre le puits et les galeries.
Galerie d'avancement (<i>drift</i>)	\$US/mètre	1500	Dans les mines souterraines, ouverture horizontale suivant la direction ou l'allongement du corps minéralisé.
Travers-banc (<i>crosscut</i>)	\$US/mètre	1000	Ouverture horizontale qui recoupe perpendiculairement les galeries d'avancement.
Distance inter travers-banc	m	15	LaRonde = 30 m.
Rampe (<i>decline</i>)	\$US/mètre	2000	
Distance inter niveaux	m	45	Les niveaux sont identifiés selon leur élévation par rapport au niveau de la mer ou selon leur distance par rapport au collet du puits. Ils sont généralement espacés à intervalles réguliers, fonction du plan minier. S'applique également aux bancs dans les mines à ciel ouvert. HoltMcDermott = 22 à 30m
Passé à minerai (<i>ore pass</i>)	\$US/mètre	10000	Ouverture verticale ou inclinée servant à transporter le minerai à un niveau inférieur.
Distance inter passes à minerai	m	200	Distance maximale où il devient avantageux de percer une seconde passe à minerai plutôt que de véhiculer le matériel vers le point de chute. Cette distance est d'environ 150 mètres (500 pieds). Pour les passes à stérile, cette distance est évaluée à 230 mètres (Source : McIntosh/Redpath).
Cheminée de ventilation (<i>Ventilation raise</i>)	\$US/mètre	3000	Ouverture verticale ou inclinée servant à la ventilation.
Distance inter cheminée de ventilation	m	400	Distance maximale entre deux cheminées de ventilation afin d'assurer une bonne qualité de l'air.
Chantier ou chambre (<i>stope</i>)			Production de minerai à partir de chantiers (chambres) souterrains.
Stabilisation et soutènement	\$US/tonne	0,5	
Méthode d'extraction			
UG ² – Resuing (<i>RES</i>)	\$US/ tonne	150	Méthode de minage de veines étroites à forte teneur (15 à 100 cm) qui consiste à retirer d'abord l'encaissant de la veine d'un côté de celle-ci, puis à extraire la veine.

² UG = Underground

UG – Chambre charpentée (SQS : <i>square set</i>)	\$US/ tonne	80	Méthode de minage pour les gisements fortement instables : retrait en bloc immédiatement remplacé par une structure de bois.
UG – Chambre magasin (SHR : <i>shrinkage</i>)	\$US/ tonne	35	Pour les gisements ayant une épaisseur de 1,2 à 4,5 m et un pendage minimum de 55°. Les épontes sont compétentes et le contact minéralisation/stérile net.
UG – Chambre remblayée (CF : <i>cut and fill</i>)	\$US/ tonne	40	Pour les gisements ayant une épaisseur de 2 à 9 m et un pendage minimum de 65°. Les épontes peuvent être irrégulières. Retrait de type chambre et pilier (RP), remplissage des chambres et retrait des piliers.
UG – Foudroyage après sous-cavage et remblaiement (UCF : <i>undercut and fill</i>)	\$US/ tonne		
UG – Chambre et pilier (RP: <i>room and pillar</i>)	\$US/ tonne	25	Pour les gisements sub-horizontaux, les chambres sont séparées par des piliers d'approximativement la même taille et selon un patron régulier.
UG – Par trous profonds (LH : <i>long hole</i> ou <i>open stoping</i>)	\$US/ tonne	30	Pour les gisements avec un contact minéralisation/stérile relativement net et une bonne stabilité mécanique.
UG - <i>Vertical crater retreat</i> (VCR)	\$US/ tonne	20	Variation de la méthode de foudroyage par sous-niveaux utilisant une charge sphérique pour fracturer le minerai. L'abattage est effectué à la base de trous verticaux, créant des ouvertures horizontales et une progression vers le haut.
UG – Foudroyage par sous-niveaux (SLC : <i>sub-level caving</i>)	\$US/ tonne	30	Pour les gisements larges et fortement inclinés caractérisés par un encaissant de faible compétence. Des allées (<i>drives</i>) parallèles sont développées dans le corps minéralisé selon un patron régulier. La minéralisation est ensuite forée et abattue utilisant de longs trous entre les niveaux.
UG – Blocs foudroyés (BC : <i>block caving</i>)	\$US/ tonne	10	Méthode d'extraction massive peu coûteuse qui consiste à recouper des blocs minéralisés par le dessous, ce qui engendre une fracturation ou un abattage par gravité.
UG – <i>Longwall</i> (LW)	\$US/ tonne		Méthode essentiellement utilisée pour l'extraction du charbon, mais également dans le cas de schistes bitumineux, de gisements de sels, de phosphate sub-horizontaux. Variante de la méthode par chambres et piliers.
UG – <i>Top Slicing</i> (TS)	\$US/ tonne		
UG – <i>Alimak raise mining</i> (ARM)	\$US/ tonne		
Forage et sautage dans une mine à ciel ouvert	\$US/ tonne	1,7	
Transport de la fosse à la halde de stérile : mine à ciel ouvert	\$US/ tonne	1,5	
Pompage dans une mine à ciel ouvert	\$US/ tonne	0,3	

OP ³ - Petit	\$US/ tonne		Production inférieure à 2 M tonnes / années (N.B.coût de 1990)
OP - Moyen	\$US/ tonne		Production de 2 à 20 M tonnes / années (N.B.coût de 1990)
OP - Grand	\$US/ tonne		Production supérieure à 20 M tonnes / années (N.B.coût de 1990)
La profondeur apicale maximale pour considérer l'option d'une fosse	m	30	
La plus petite dimension horizontale (Y) pour justifier une fosse	m	4	
La profondeur ultime maximale d'une fosse	m	250	
Pente moyenne des murs d'une fosse	Degré (°)	50	La pente moyenne d'une fosse de grande dimension (incluant les rampes d'accès et de soutirage), et considérant de bonnes conditions de terrain, doit se rapprocher de l'angle de repos naturel d'un amas de roche non consolidée, soit environ 38 degrés.
Profondeur apicale maximale pour considérer l'option d'une rampe	m	100	
Profondeur ultime maximale pour l'extension d'une rampe		450	Il est plus économique d'exploiter un petit gisement à partir d'une rampe jusqu'à une profondeur de 500m. Un gisement moyen (4 Mt) est avantageusement exploité par une rampe jusqu'à une profondeur de 250m. (Source: RedPath/McIntosh)
Pente moyenne de la rampe	Degré (°)	10	La pente jugée sécuritaire pour l'accès à une fosse est de 10%. Dans les fosses de grandes dimensions, la pente généralement utilisée est de 8%. La pente maximale pour une courte distance est de 12% (Source : McIntosh/Redpath).
Angle limite entre un corps à fort angle et à angle modéré	Angle p/r à l'horizontale	55	L'angle minimal requis pour que la roche se mobilise par gravité est 50° (Source : McIntosh/Redpath).
Angle limite entre un corps à angle modéré et à faible angle	Angle p/r à l'horizontale	35	
Limite inférieure définissant un gisement très large.	m	30	Épaisseur pour laquelle il devient possible d'utiliser une méthode d'exploitation de masse (ex. VCR, BC), même pour le cas d'un gisement horizontal.
Limite supérieure définissant un gisement large.	m	8	À la mine Musselwhite, l'épaisseur minimum pour la technique LH est 12 mètres

³ OP = Open Pit

Limite supérieure définissant un gisement d'épaisseur <u>modérée</u> .	m	3	Il est possible de faire une extraction à l'aide d'une méthode LH pour un corps ayant une épaisseur aussi petite que 3 mètres. Une telle étroitesse nécessite toutefois un contact net entre le gisement et les épontes, de même qu'un pendage uniforme.
Limite supérieure définissant un gisement <u>étroit</u> .	m	1	Pour une épaisseur inférieure à un mètre, la méthode d'exploitation considérée sera le "Resuing". C'est-à-dire que le développement est similaire au "Shrinkage", mais que l'extraction du minerai s'exécute en soutirant l'épaisseur nécessaire au toit.
Vie de la mine (petite)	années	4	
Vie de la mine (moyenne)	années	8	
Vie de la mine (grande)	années	15	
Vie de la mine (très grande)	années	40	
UG – Disséminé : ratio minerai/stérile	ratio	9	Moyenne de 5 gisements (David Bell, Golden Giant, Williams, Dome, Doyon) pour des périodes de 3 à 9 ans. Campbell: 0.72/4ans
UG – Filonien : ratio Minerai/Stérile	ratio	10	
UG – Volcanogène : ratio minerai/stérile	ratio	8	Moyenne de 10 gisements (Bell Allard, Isle Dieu, Norita, Selbaie, Louvicourt, Grevet, Mobern, LaRonde, Scuddles, Kidd Creek) pour des périodes de 3 à 9 ans.
UG – Magmatique : ratio minerai/stérile	ratio	7	Moyenne de 11 gisements (Craig, Fraser, Lindsley, Lockerby, Strathcona, Copper Cliff, Crean, Creighton, Froot, Little Stobie, Coleman, McCreedy et Raglan) pour des périodes de 3 à 9 ans.
FOSSE – Disséminé : ratio minerai/stérile	ratio	0,12	Ratio moyen de Dome (1991-2002): 0,2 ; Kalgoolie Super Pit (1992-2002): 0,19 ; Sigma-3: 0,18
FOSSE – Filonien : ratio minerai/stérile	ratio	0,18	
FOSSE – Volcanogène : ratio minerai/stérile	ratio	0.23	Ratio moyen de Selbaie entre 1991 et 2001: 0,32 Le ratio est généralement plus élevé dû au contraste de densité entre le minerai et le stérile.
FOSSE – Magmatique : ratio minerai/stérile	ratio	0.2	
Route	\$US/km	20000	
Route en Pergélisol	\$US/ km		
Ligne Électrique 620kw	\$US/ km		
Ligne Électrique 1200kw	\$US/ km		
Parc à résidus	\$US/m ²		
Moulin 1500tpj	\$US/unité	700000	
Moulin 2000tpj	\$US/unité		
Moulin 3000tpj	\$US/unité		
Moulin 4000tpj	\$US/unité		

Moulin 5000tpj	\$US/unité		
Électricité	\$US/kwh		
Diésel	\$US/gal		
Directeur	\$US/année	90000	
Chef géologue	\$US/année	70000	
Géologue	\$US/année	110000	
Arpenteur	\$US/année	60000	
Mineur	\$US/année	600000	
Environnement			
Assurance (lingot)			
Assurance (Main d'œuvre)			
Étude de faisabilité (détaillée)			Le coût d'une étude de faisabilité détaillée représente environ 0,5% à 1,5% du coût global du projet (Source : McIntosh/Redpath).
Étude de faisabilité (finançable)			Le coût d'une étude de faisabilité pour les besoins d'un financement représente environ 2% à 5% du coût global du projet. Ce coût n'inclut pas les besoins éventuels de forages de définition, analyses, tests métallurgiques, investigations géotechniques, impact, etc.
Jumbo			Chariot de perforation articulé et mobile utilisé pour l'avancement des chantiers. Peut être constitué d'une à trois foreuses contrôlées par un seul opérateur. Les jumbos sont soit électriques ou fonctionnant au diesel et sont généralement chaussés de pneus de caoutchouc.
Capital			Initial : Investissement initial total nécessaire avant de démarrer la production. Préproduction : Peut être considéré dans le capital initial ou inclure seulement les coûts du développement de la mine. Remplacement : Investissement périodique nécessaire afin de remplacer les équipements miniers. Différé : Investissement pour de futurs d'équipements supplémentaires.
Moulin: Cu - Magma	%	0,75	Pas de références spécifiques.
Moulin: Zn - Volc	%	0,85	Pas de références spécifiques. Possiblement des veines de sulfures polymétalliques. La récupération est considérée comme étant similaire à celle d'un minerai de sulfures massifs.

ANNEXE II : LISTE DES GISEMENTS UTILISÉS POUR L'ÉVALUATION DU CGF

N.B. La source des informations pour chacun des gîtes/gisements est incluse dans le fichier source MS-Access.

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZEllipProf	Ha	Hu
Barvue	Qc	V		41	0.05	3.5					8 341 679	325	72	80	750	18	250	4	198
Beattie/Donchester	Qc	D	4.1								9 630 000	90	85	85	800	30	275	1	275
Beaufor	Qc	F	7.4	0.71							1 000 000	180	65	70	350	3	700	1	600
Bell Allard Sud (gîte)	Qc	V	0.51	37.03	1.14	9.24					234 232	80	30	40	40	18	160	10	70
Bell Creek	On	F	6.23								1 182 407	90	75	85	400	6	320		5
Belleterre	Qc	F	13.71	1.3							2 396 990	65	40	90	900	2.5	800	1	457
Belmoral (Ferderber)	Qc	F	7.34								1 624 164	70	65	35	400	3	1000	20	600
Bidgood	On	F	9.37								531 943	55	65	70	170	3	750	30	632
Bouchard Hébert (Mobrun)	Qc	V	1.45	40.54	0.83	3.86					12 244 519	295	88	85	400	20	700	9	800
Bousquet 1	Qc	V	4.3								16 119 000	95	75	80	250	20	1600	1	1510
Bousquet 2	Qc	V	6.1	16	0.6						7 400 000	90	80	70	250	18	750	470	1097
Bousquet 3	Qc	D	7.5								1 000 000	90	85	70	450	5.5	300		1
Orenada (Mid Canada)	Qc	D	5.5								670 000	280	80	45	60	30	250	100	260
Orion	Qc	D	5.31								131 090	315	42	65	100	6	150	10	138
Owl Creek	On	F	4.83								1 729 603	84	65	90	300	25	160		12
Pelletier (lac)	Qc	F	8.1								501 600	310	35	60	500	1.5	500	10	275
Perron (Pascalis Nord)	Qc	F	8.48	0.54							1 604 961	90	30	45	200	10	550	1	312
Perseverance (Equinox)	Qc	V	0.35	32	1.24	16.74					2 848 000	110	70	90	280	30	160	60	240
Perseverance (Main)	Qc	V	0.35	26.21	1.21	16.98					1 110 000	90	60	90	85	30	200	20	180
Perseverance (West)	Qc	V	0.72	51.52	1.59	16.74					918 000	198	45	90	150	25	100	110	180
Campbell	On	F	20.7	1.56							17 112 689	125	65	80	1000	4	3000		3
Casa Bérardie (Zone 113)	Qc	D	8.75								3 429 711	260	90	90	300	16	500	400	1000
Casa Bérardie (Zone Est)	Qc	D	6.7								700 000	260	90	85	180	4	700	60	750
Casa Bérardie (Zone Ouest)	Qc	D	6.7								3 031 337	260	90	35	200	14	800	240	700
Cedar bay (Campbell)	Qc	V	3.22	1.56							3 878 384	135	65	60	500	3.5	1100	50	1050
Central Cadillac / Wood Cadillac	Qc	F	4.83								818 870	90	90	20	250	5	450	1	301

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Chadbourne	Qc	D	4.52								1 500 000	90	80	90	110	45	220	1	240
Chevrier	Qc	F	5.42								3 700 000	180	90	90	600	10	450	1	600
Comtois	Qc	D	9.6								808 000		80	90	400	3.7	400	1	400
Coniagas	Qc	V		130.08		9.29	6.68				652 000	55	90	90	213	7	200	1	
Cooke	Qc	V	5.04	10	0.66						1 973 188	280	75	70	500	3	600	1	
Cooke 8-5	Qc	V	0.37	34.34	2.97	3.38					50 000	280	70	90	100	0.3	750	240	
Copper Rand (Patino)	Qc	V	3.02	2.3	1.8						14 066 990	120	60	55	600	7.5	1500	1	
Corbet	Qc	V	0.93	20.5	2.9	2					2 700 000		45	90	30	100	350	671	951
Corner Bay	Qc	V	0.34	13.71	4						1 500 000	188	83	55	600	2.5	500	30	450
Davidson	On	F	8.91								8 474	200	65	70	85	1.5	50	1	
Delbridge	Qc	V	2.1	62	0.55	8.6					400 000	340	75	80	100	10	200	91	320
Pierre Beauchemin (Eldrich)	Qc	F	5.31								1 851 045	30	40	90	800	3	580	1	375
Poirier	Qc	V		7.6	2.22	5.08					7 082 143	80	65	65	120	35	750	40	640
Portage (Patino)	Qc	V	3.91	3.59	1.77						5 636 337	120	60	50	150	15	1200	1	915
Potter	On	V	0.07	16	1.63	1.5					485 210	180	85	80	110	3	650	100	605
Potterdoal	On	V	0.92		11	0.1					2 338	100	70	30	15	2.4	30.5	1	
Powell Rouyn	Qc	F	4.46								2 798 390	330	60	56	140	12	1300	1	1000
Principale (Main, Campbell)	Qc	V	1.5	1.81							5 054 000	120	65	70	150	18	900	10	
Quemont	Qc	V	5.38	30.86	1.31	2.43					13 924 000		90	90	425	120	100	61	1070
Quésabé (Sunburst)	Qc	F	10.64	4.42							109 000	65	85	85	230	1.2	270	80	305
Red Lake HGZ	On	F	80.6								1 960 000	300	70	80	130	25	400	1520	2000
Robb Montbray (Inmont)	Qc	V	8.23	17.14	6.5						1 000	315	90	90	15	15	3	1	150
Ross Mine	On	D	5.26	8.8							5 000 000	345	85	80	75	35	1310	1	1400
Rouyn Cuivre (Gîte)	Qc	V			2.6						9 175	190	80	70	30	1.5	100	1	100
Shawkey	On	F	6.31								125 173	138	88	50	200	1.5	300	1	99
Shortt (Lac)	Qc	D	4.67								2 981 332	60	75	90	300	12	550	1	500
Sigma-Lamaque	Qc	F	5.74								50 425 402		80	85	2000	11	1800	1	2134
Sigma 3	Qc	D	2.61								15 079 000	90	80	90	500	50	400	1	380
Silidor	Qc	F	5.4								4 780 000	330	65	65	900	4	1000	1	900
Siscoe (Maufort)	Qc	F	9.22	3.2							2 975 785	20	45	45	1500	2	710	1	774

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Abcourt - Frebert	Qc	V		50		2.5					2 721 000	90	80	10	275	17	280	1	
Agnico Eagle	Qc	D	6.5	1.83							6 700 000	300	85	35	440	9	1135	65	770
Akasaba	Qc	D	4.7	1.51							289 428	90	65	65	120	20	90	15	91
Aldermac	Qc	V	0.26	18.62	1.67	1.57					3 066 000	90	80	90	100	30	475	9	460
Amulet A	Qc	V	1.47	46.63	5.12	5.47					4 808 160	360	40	90	250	150	60	300	380
Blue lake	Qc	M			0.84			0.55	0.69	0.14	2 900 000		35	85	900	6	300	1	
Brosman	Qc	V	2.5								1 600 000		85	85	200	4	950	40	
Amulet C	Qc	V	0.58	86.74	2.2	8.5					544 320	360	35	90	120	70	30	130	150
Amulet F	Qc	V	0.51	46.28	3.4	8.6					254 000	360	35	90	106	82	13	120	137
Anglo Rouyn	Qc	F	8.23	4.73							132 180	345	65	90	250	1.5	270	1	260
Ansil	Qc	V	2.23	26.26	7.04	0.24					1 580 000	140	50	75	100	25	300	1126	1524
Arntfield No.3	Qc	F	3.71	2.28							480 800	255	45	70	400	2	400	1	
Arntfield No1, No2	Qc	F									1 113 890	255	45	85	427	2	800	1	335
Bachelor	Qc	F	4.65								1 627 064	300	55	85	460	4	600	1	450
Barnat-Sladen	Qc	F	4.46								8 454 032	95	70	65	600	12	800	12	792
Caber	Qc	V	0.14	11.3	0.6	10.1					800 000	135	85	70	150	5	500	150	600
Callahan Zone 4 (Amlartic)	Qc	F	4.6								490 700	240	75	80	300	12	100	150	
Camflo	Qc	D	6.4								9 034 000	270	85	55	150	35	1200	116	1219
Detour (lake)	On	F	3.77	1.22							27 400 000	260	80	45	600	80	350	15	
Devlin (Riocanex)	Qc	V			2.25						1 270 000	315	6	50	600	1.8	550	60	
Don Rouyn	Qc	D			0.15						41 179 000		90	90	420	320	200	1	200
Donalda	Qc	F	6.9								1 500 000	90	25	90	800	1.5	800	100	400
Doyon #1 (SilverStack)	Qc	D	6.3								10 620 000	90	75	55	650	15	750	1	750
Doyon #2	Qc	D	5.2								13 600 000	105	55	55	400	30	800	1	530
Doyon #3	Qc	D	9.7								1 400 000		65	55	100	25	400	1	
LaRonde I (Dumagami)	Qc	V	4.6	95	0.8	6.2					5 500 000	90	75	55	350	18	400	1	294
Dumont	Qc	M						0.5			150 000 000	315	60	90	2600	50	600	1	500
Duvan	Qc	V		0.99	2.58						102 000	349	80	85	65	3	250	1	305
East Amphi	Qc	D	5.07								1 124 600	120	85	90	400	6.5	300	30	200
East Amphi Zone B1	Qc	D	5.28								131 560	120	85	90	75	5.5	225	15	200

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
East Amphi Zone B2	Qc	D	4.74								825 600	120	85	90	300	7	300	30	400
East Malartic	Qc	D	4.92								17 948 457	80	70	50	1200	4.5	2300	90	1615
Elder	Qc	F	5.45								4 505 832	72	28	90	780	3	1310	1	616
Eldridge	Qc	F	5.22								246 893	110	35	90	200	4.8	200	1	
Ellison	Qc	D	5.7								86 100	90	80	80	122	3.5	135	60	
Explo-Zinc (Cons. North. Explor.)	Qc	V		34.29	0.73	6.95					997 000	128	80	90	100	20	230	20	450
Fontana	Qc	F	5.83								968 000	305	90	90	1800	2	200	1	
Fortune (Lac)	Qc	F	5.6								284 347	250	40	80	350	4	150	1	
Francoeur 1	Qc	F	8.91								20 000	290	41	85	90	4	50	1	50
Francoeur 2	Qc	F	8.91								111 000	290	44	85	200	4	135	1	227
Francoeur 3	Qc	F	6.26								2 514 664	260	45	40	250	6	1300	1	825
Gallen	Qc	V	1.06	26.72	0.12	4.44					3 576 578	90	30	90	200	95	90	1	75
Garon (lac)	Qc	V	0.34	10.29	1.46	2.17					467 079	285	80	90	50	20	200	15	213
Géant Dormant	Qc	F	10	10							2 070 655	90	55	90	300	1.4	900	40	400
Gémini (Zone B)	Qc	V				8.26					1 300 000	150	57	70	125	7	600	30	550
Golconda	Qc	F	5.83								362 000	234	76	90	442	3	200	1	
Gonzague-Langlois (Grevet)	Qc	V	0.1	37.69	0.5	8.55	0.16				7 900 000	115	90	20	800	2.5	1800	2	
Gwillim (Campbell)	Qc	D	7.96	5.08							170 000	270	80	90	400	2.5	105	1	105
Halliwel	Qc	V	15		1.7						181 000	90	30	80	60	45	30	120	137
Hemlo - David Bell Corona (Milled)	On	D	11.68								25 500 000	290	60	55	800	15	1500	45	
Hemlo - Golden Giant (Milled)	On	D	10.87								65 800 000	290	60	35	950	25	1800	1	
Hemlo - Page Williams (Milled)	On	D	4.92								3 700 000	290	60	60	350	15	500	1	
Hemlo (David Bell, Golden Giant, Williams)	On	D	8	1.5							95 000 000	290	60	30	800	24	3500	1	1500
Henderson 1 (Campbell)	Qc	V	1.4	2.23							1 650 164	40	60	60	260	6	500	1	150
Henderson 2 (Campbell)	Qc	V	2.43		1.83						13 984 606	40	45	60	800	9	900	5	620
Hollinger (Pamour Timmins)	On	D	9.94	2							59 674 010	50	80	30	600	360	200	1	430
Holloway	On	D	6.7								5 800 000	70	70	45	520	7	1200	150	1000
Holt-McDermott	On	F	5.8								7 000 000	90	70	70	800	4	1400	20	
Horne	Qc	V	6.1	13	2.2						53 700 000	90	85	90	260	90	1000	1	1000
Horne No. 5	Qc	V	1.4	0.1	0.11	0.6					24 000 000	270	85	90	250	30	1500	760	2150

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Isle Dieu	Qc	V	0.46	76.63	1.01	17.85					3 050 108	100	40	85	600	8	300	411	700
Jacola No1 (Greene-Stabell No1)	Qc	F	7.1		0.28						64 868	120	70	45	137	2	180	40	150
Jacola No2 (Stabell No2)	Qc	F	20								5 987	50	25	46	55	0.75	100	120	151
Jerome	On	D	5.83	1.55							303 970	125	90	30	900	1	250		2
Joburke	On	D	3.43								399 275	260	80	70	300	4	250		10
Joe Mann	Qc	D	11.18		0.28						1 700 000	95	90	70	230	10	500		1
Joliet	Qc	D			1						2 080 000	340	80	90	100	40	380		1
Joutel Copper	Qc	V			2.16	3.9					1 702 439	90	65	70	244	12	250	12	220
Kam Kotia	On	V	0.34	3.43	1.11	1.21					5 836 000		85	80	220	60	200		1
Kelly-Desmond	Qc	M		34	0.73	6.95		0.67			1 240 000	90	90	80	400	6	300		1
Kewagama	Qc	D	9.95								2 470	90	80	70	65	1.1	25	1	213
Kidd Creek (production)	On	V		90	2.4	6.48	0.23				138 700 000	160	70	70	250	100	2200	1	2100
Kiena	Qc	F	4.87								10 319 544	80	45	80	400	20	950	250	1000
Kirkland minerals	On	F	12.2								2 849 560	85	85	85	490	5	810	975	1783
Lac des Îles (Roby + Twilight Zones)	On	M	0.12		0.06			0.05	1.57	0.17	145 600 000	341	88	90	900	500	175	1	175
Lake Shore	On	F	17.49								15 080 000	85	85	85	1060	4	2460	1	2460
Lapa Cadillac (Zulapa)	Qc	D	7.74								4 653 000	270	80	80	400	8.5	950	9	210
LaRonde (Penna+Deep)	Qc	V	4.17	51.96	0.44	2.31					63 500 000	270	85	65	500	25	2300	750	3000
Lemoine (Patino)	Qc	V	3.48	63.47	3.93	7.15					757 585	60	80	75	300	6	200		1
Lorraine	Qc	M			1.08			0.49			614 000	65	70	75	70	8	600		1
Louvicourt Goldfield	Qc	D	4.18								273 315	110	40	25	50	9	450	70	300
Macassa	On	F	15.34								7 146 377	85	85	85	380	7	2000	1	2000
Madeleine	Qc	V		9	1.06						9 099 119		80	60	350	40	300	120	
Madsen	On	F	9.05	0.16							8 276 058	30	80	40	500	7.5	1700		1
Magusi (ISO)	Qc	V	1.37	34.29	1	4.8					1 379 000	80	50	90	220	6	480	8	390
Malartic Hygrade	Qc	F	6.62								1 836 300	135	50	80	450	6	500	25	122
Marathon	On	M			0.25				0.647	0.173	71 100 000	180	40	90	1900	60	300	1	200
Marbridge	Qc	M	0.56		0.13			2.3	0.5		770 000	315	65	80	91	15	300	1	466
Mattagami (Lake)	Qc	V	0.41	20.91	0.56	8.2					25 645 860	135	30	40	200	100	600	17	228
McWatters (Qué)	Qc	D	6.99								1 149 460	90	50	80	90	14	600	1	427

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Merril Island	Qc	V	0.27	1.19							4 475 000	120	70	70	230	8	1200	1	
Mic-Mac (Cassels Duval)	Qc	F	4.5	0.5							723 540	120	75	65	150	6	600	1	360
Millenbach	Qc	V	0.9	48	3.46	4.33					3 560 000		30	90	300	120	45	850	950
Mogador (Vendome, Cons. Mogador)	Qc	V	1.88	42.34	0.37	7.27	0.34				848 000		60	80	250	5	283	40	
Moneta	On	D	16.11								285 612	220	80	80	200	6.5	160	1	205
Montcalm	On	M	0.04		0.7			1.44			3 560 000	10	80	80	400	17	300	20	
Mooshla A	Qc	F	27								4 444	180	80	70	25	1.2	110	1	113
Mouska	Qc	D	11.76	1.65							1 283 820		75	90	1000	3	300	60	360
Musselwhite	On	D	5.53								12 900 000	300	90	15	450	20	1000	1	
New Hosco	Qc	V			1.88	1.61					1 728 000	270	75	90	300	9	305	9	305
New Insco (Fabie Bay)	Qc	V	0.9	15	2.4						1 056 000	90	70	90	90	27	200	20	200
New Marlon	Qc	F	6.14								98 140	345	70	90	200	1.5	250	1	270
New Rouyn Merger	Qc	D	5.38								392 000	280	55	80	180	27	60	10	400
New Senator	Qc	F	4.46								1 667 260	304	50	85	110	12	950	4	846
Newbec	Qc	V			6.74						300	250	82	90	8	3	7	1	76
Nighthawk Mine	On	D	4.62								1 366 023	70	85	65	80	46	225	8	
Norbec	Qc	V	0.9	43	2.8	4.7					4 300 000	180	30	90	198	46	200	274	594
Norita (Radiore A)	Qc	V	0.62	29	1.61	5.3					4 977 045	270	85	80	270	15	600	150	689
Normétal	Qc	V	0.8	65	0.79	5.3	0.18				10 100 000	300	85	85	266	10	1884	1	2437
Opémisca	Qc	V	0.98	1.05	2.15						23 259 496	280	65	45	900	9	1200	1	
Orchan	Qc	V	0.51	37.03	1.02	9.84					4 514 321	110	80	20	180	60	200	28	366
Stadacona	Qc	F	5.48								2 770 060	230	80	80	850	2.5	900	1	754
Starratt-Olsen	On	D	5.65	0.94							823 554	55	70	20	1000	2	300	20	
Sullivan	Qc	F	7.65	2							4 925 627	320	40	20	200	15	1200	50	971
Sylvanite	On	F	11.02								4 580 940	85	85	85	300	8	1460	1	1460
Taché (Lac)	Qc	V	1.89	11	0.33	3.31					2 305 594	90	80	85	130	75	100	1	
Teck Hughes	On	F	13.31								8 667 496	85	85	85	500	8	1500	700	1700
Toburn (Arcadia)	On	F	16.49								1 076 228	85	85	85	200	4	1000	1	1200
Tortigny	Qc	V	0.33	61.84	2.24	6.17	0.24				450 000	90	80	50	300	2.7	260	10	260
Troilus-87	Qc	D	1.39	1.39	0.12						37 541 200	30	60	90	900	120	250	5	251

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Troilus-J4	Qc	D	1.14	1.03	0.05						6 605 000	30	60	90	825	60	100	5	100
Upper Beaver (Beaverhouse)	On	F	8.31		1.03						526 667		70	80	350	3	350	50	380
Upper Canada	On	F	11								4 300 000		75	80	600	2.5	2000	1	1875
Vauze	Qc	V	0.8	25	2.9	1.4	7				400 000		45	85	130	90	17	1	
Veza	Qc	D	5.6								1 700 000	90	70	85	650	3	550	11	460
Wasa (Wasamac 1)	Qc	F	6.24								1 450 705	257	48	65	500	7.5	250	7	366
Wesdome	Qc	V	5.2								760 000	120	40	85	120	3	900	20	
Wingait	Qc	F	6.17								176 000	270	50	45	100	3	450	10	
Wright Hargreaves	On	F	16.64								9 012 270	85	85	85	400	6	2470	100	2470
Young Davidson	On	D	3.43	0.74							5 560 000	90	80	90	150	150	180	1	200
Young Shannon C Zone (#20 Vein)	On	F	5.78								450	70	68	70	30	1	10	5	
Yvan Vézina (Destor)	Qc	F	3.69								1 178 102	180	60	90	510	4	400	3	400
Voisey's Bay-OvoidZone	Qc	M			1.69			2.88			31 700 000	110	90	90	700	300	90	50	250
Alotta	Qc	M							0.7		200 000	90	58	70	50	20	100	4	
Midrim	Qc	M			0.5			0.6	1	0.4	800 000	270	65	20	130	40	85	4	
Orchan Ouest	Qc	V	0.45	27.43	1.6	12					1 996 400	115	80	10	300	15	200	180	
AAAMonindice		F	6	25	5	2					100 000		90	90	140	2	250	20	250
Strathcona	On	M		34.3	9.09			0.52			910 000		35	80	50	20	500	800	960
Falconbridge	On	M						1			36 000 000		85	80	2000	5.4	1800	1	1800
Creighton	On	M			2			3			13 000 000		65	85	80	33	2700	1	2335
Milnet	On	M	0.8		1.54			1.49	2	0.5	142 517	300	80	75	50	10	150	0	
Eastmain	Qc	D	11.7	14.7	0.26						1 000 000	310	45	70	400	3	600	1	
Eau Claire (Clearwater)	Qc	F	6.75								2 666 000	90	40	80	1600	1.5	750	1	500
Anoki	On	F	4.1								1 099 475	110	50	40	250	3.5	900	250	700
Nickel Offset (Ross Mine)	On	M	1.9		1.45			1.9			360 000		85	90	350	10	60	1	
Whistle	On	M			0.2			2.5	0.3	0.1	7 000 000		85	90	300	70	180	1	
Totten	On	M			1.9			1.42	4.7		8 400 000		60	65	300	12	1300	350	1400
Nickel Rim South	On	M	0.9	17.6	4.45			1.7	2.8	2.3	7 950 000		50	85	220	40	460	1400	1750
Renabie	On	F	6.25								4 500 000	90	85	65	100	27	1200	10	1000
Kelly (Lake)	On	M			1.34			1.77	3.6		10 500 000		60	65	600	8	1200	800	1800

Nom Gisement	Province	Type	Au ppm	Ag ppm	Cu %	Zn %	Pb %	Ni %	Pd ppm	Pt ppm	Tonnes réelles	Orientation	Pendage	Chute	Xellip Long	YellipÉpais	ZElipProf	Ha	Hu
Messegay	Qc	D	4.01								228 745		75	80	130	6	200	2	
Kirkland Lake Total - 7 mines		F	15.4	2.8							47 600 000		80	20	1800	3	6400	1	2400
Amalgamated Kirkland		F	4.5								2 600 000		80	40	350	5	1000	1	500

ANNEXE III: METHODOLOGIE DE CALCUL ET ALGORITHMES

Tous les calculs sont basés sur la considération de sept paramètres de base :

1. Axe X de l'ellipsoïde (axe le plus près de l'horizontale)
2. Axe Y de l'ellipsoïde (épaisseur de la lentille)
3. Axe Z de l'ellipsoïde (axe le plus près de la verticale)
4. Pendage
5. Plongée
6. Profondeur apicale
7. Teneurs

Hypothèse

Les sept paramètres de base permettent de déterminer autant de variables et ces dernières expliquent une part importante de la variabilité des coûts associés à l'extraction d'une ressource.

Constantes utilisées

PI = 3.14159

Paramètres modifiables : La majorité des constantes ne sont pas statiques dans le temps, par exemple la valeur marchande des métaux. D'autres représentent des valeurs moyennes établies de façon empirique, comme la distance entre deux cheminées de ventilation. Ces constantes correspondent à de paramètres modifiables, c'est-à-dire qu'elles sont traitées comme des constantes dans les séquences de calculs, mais leurs valeurs peuvent être modifiées par l'utilisateur via l'édition des paramètres. Tous les paramètres modifiables sont présentés à l'annexe I.

Modèle ellipsoïde

Le volume d'un ellipsoïde (VolEllip) est donné par : $VolEllip = (X / 2) * (Y / 2) * (Z / 2) * (4 / 3) * PI$

La profondeur ultime (Hu) d'une lentille est estimée par l'addition de la profondeur apicale (Ha) et de l'extension verticale de la lentille en considérant le pendage et la plongée.

Note : Afin de s'assurer que l'ellipsoïde est représentatif de la ressource, le volume est multiplié par la densité moyenne du matériel (paramètre modifiable) et comparé au tonnage réel de la lentille. De même, la profondeur ultime calculée est comparée à la profondeur ultime réelle.

Choix de la méthode d'extraction

En considérant les profondeurs Hu et Ha et les paramètres modifiables (profondeur ultime d'une fosse, épaisseur maximale de stérile, etc.), un choix booléen sera fait entre 1) fosse, 2) fosse et rampe, 3) fosse et puits, 4) rampe, 5) rampe et puits et 6) puits.

Fosse :

La surface de la minéralisation (SurfMx): abstraction faite de la fermeture apicale de l'ellipsoïde, la valeur des axes X et Y est toujours considérée pour établir la superficie de la zone minéralisée.

$$\text{SurfMx} = \text{PI} * (X' / 2) * (Y' / 2)$$

X' et Y' réfèrent à la projection horizontale des axes de l'ellipsoïde.

Le volume pré-production (VolPréProd) : volume d'une section de cône tronqué dont la petite surface égale la surface de minéralisation (SurfMx) et l'angle interne du cône, aux paramètres modifiables de l'angle de stabilité des murs d'une fosse.

La projection vers le haut de la surface de minéralisation (SurfMx) via la profondeur Ha permet d'évaluer la superficie de déblaiement en surface.

Le volume de la fosse est optimisé par incrément d'un mètre jusqu'à ce que le ratio minerai/stérile atteigne un maximum. Si ce maximum est inférieur à celui du paramètre modifiable, il n'y aura pas de fosse. Si le maximum est supérieur à celui du paramètre modifiable, alors la fosse sera approfondie jusqu'à l'obtention de cette valeur.

Rampe et puits :

Les conditions de la mise en place d'une rampe ou d'un puits sont régies par les paramètres modifiables telles la profondeur apicale maximum et la profondeur ultime.

Galerie :

L'ensemble des ouvertures considérées inclut celles jugées essentielles et minimales pour donner accès à la ressource. Ainsi, un puits/rampe est essentiel pour développer des niveaux, des allées (drives) sont nécessaires pour l'approche de la lentille, des galeries d'avancement (drifts) sont essentielles pour accéder à la lentille et des travers-bancs (crosscut) sont indispensables à la préparation des chantiers. La longueur totale de ces ouvertures varie selon les paramètres de la lentille (Ha, X, Y, Z, pendage, plongée) et ces ouvertures impliquent un coût moyen de fonçage par mètres.

Méthode d'extraction :

La méthode d'extraction est établie en suivant les indications de la figure 5. Ainsi, l'épaisseur et le pendage établissent les paramètres pour faire le choix, alors que les paramètres modifiables définissent les seuils au-delà desquels il y a un changement de méthode. À chaque méthode correspond un coût de mise en œuvre par tonne de minerais.

Indice de Coût d'accès à la ressource (ICAR) :

En considérant l'ensemble des coûts minimum et essentiels pour accéder à la ressource, il est possible d'établir un indice du coût d'accès à la ressource en divisant les coûts totaux par le tonnage. De la sorte, chaque gisement possède un ICAR qui est fonction de ses paramètres géométriques. Par l'étude d'une population de gisements, il est possible d'extraire les statistiques de base de cette distribution et ainsi évaluer la valeur du CGF.