

NUMÉRO RÉFÉRENCE
TMI: 117

**260**

**DB42.3**

Projet minier aurifère Canadian Malartic

MRC La Vallée-de-l'Or

6211-08-005

**Addendum  
au plan de restauration du  
site minier Est-Malartic**

**Février 1999**



BARRICK GOLD CORPORATION  
Complexe Bousquet  
2, chemin Bousquet, Route 395  
Preissac (Québec)  
J0Y 2E0

Tél. : (819) 759-3681 poste 2003  
Télécopieur : (819) 759-3663

Le 8 février, 1999

Monsieur Réal Marcotte, ing.  
Ministère des Ressources naturelles  
Service des titres d'exploitation  
400, blvd. Lamaque  
Val d'Or, Québec, J9P 3L4

**Objet. : Addendum au plan de restauration du site minier Est-Malartic**

---

Monsieur,

Pour faire suite à votre lettre en date du 8 septembre 1998, vous trouverez ci-joint un addendum au plan de restauration du site minier Est-Malartic, propriété de la Société Aurifère Barrick. Ce document répond aux principales questions soulevées par votre ministère et par le ministère de l'Environnement suite à l'analyse du plan de restauration du site minier Est-Malartic soumis en avril 1996. Les coûts de restauration des aires d'accumulation ont aussi été révisés pour tenir compte de vos commentaires.

La fin des activités de production à l'usine Est-Malartic est prévue pour l'année 2004. La planification des activités de restauration est présentement au niveau conceptuel avancé. Nous prévoyons préciser les détails de travaux de restauration dans les prochaines années, de manière à vous fournir un plan révisé et mieux défini en avril 2001.

Si vous avez des questions supplémentaires concernant l'addendum ci-joint, n'hésitez pas à contacter M. Philippe Poirier, coordonnateur en environnement (819-759-3681 poste 2003 ). En espérant le tout conforme à vos attentes, je vous prie d'agréer, Monsieur Marcotte, l'expression de mes sentiments les plus sincères.

A handwritten signature in dark ink, appearing to read "Christian Pichette".

Christian Pichette, ing.  
Directeur du Complexe Bousquet

Cc : John Martschuk, Directeur des affaires environnementales – Canada  
P. Poirier, coordonnateur en environnement, Complexe Bousquet  
P. Pelletier, surintendant de l'usine Est-Malartic

---

ADDENDUM 1.0  
Plan de restauration – Division Est-Malartic

**Date :** Le 12 février 1998

**Site minier :** Division Est-Malartic, Complexe Bousquet  
Société Aurifère Barrick  
2, ch. Bousquet, Route 395  
Preissac (Québec), J0Y 2E0  
Téléphone: 819-759-3681  
Télécopieur: 819-759-3663  
Responsable : M. Christian Pichette, Directeur  
M. Philippe Poirier, coordonnateur en environnement

**Objet :** Réponses aux questions contenues dans les avis du MEF et du MRN reçus le 15 septembre 1998 et concernant le plan de restauration du site minier Est-Malartic soumis au MRN le 8 avril 1996

---

**Réponse à l'avis du Ministère de l'Environnement et de la Faune en date du 14 août 1998**

*II – Contenu du plan de restauration*

1) « *Il manque toutefois les informations concernant la description et la restauration des infrastructures de gestion des eaux connexes au site c'est à dire les ponts, les ponceaux, les fossés de dérivation ou de captage, les systèmes de pompage et les conduites* ».

La section 2.1.5 présente les infrastructures de gestion des eaux connexes (dans notre cas, les fossés de dérivation nord et sud) et la section 3.6 mentionne la restauration de ces infrastructures. La figure 2.3 montre l'emplacement des fossés de dérivation. Les systèmes de pompage des résidus et les conduites seront enlevés ou laissés dans les résidus après la fermeture.

2) « *Le requérant n'envisage pas la revégétation de l'ensemble des aires touchées par les activités minières ...* »

La section 3.1 décrit les activités de restauration et fait mention que nous comptons revégéter, en autant que possible, les endroits décapés ou exposés. La section 3.3 mentionne aussi qu'un couvert végétal sera établi sur les aires des infrastructures de surface. Les coûts de revégétation des aires d'accumulation des résidus ont été évalués et sont indiqués au tableau 6.1.

3) « *La section des coûts estimés pour la restauration ne comprend pas le démantèlement des bâtiments et infrastructures, ni la caractérisation des sols et des matériaux contaminés et leur disposition, ni la sécurisation des ouvertures au jour.* »

A l'étape conceptuelle de plan de restauration, l'objectif de la section des coûts estimés de restauration devrait se limiter à la détermination du montant de la garantie financière. Par conséquent, nous ne voyons pas l'utilité de présenter l'évaluation économique des coûts de restauration autre que ceux reliés aux aires d'accumulation. En se basant sur l'expérience d'autres sites restaurés, nous croyons qu'il n'y aura aucun coût relié au démantèlement des infrastructures de surface, étant donné que ces activités s'autofinancent par la revente des infrastructures.

#### *4) III – Composantes du site minier*

##### *2. Ouvertures au jour des mines*

*« Il serait important de préciser quel va être le niveau de l'eau dans la fosse et celui de la nappe phréatique et quelle va être sa qualité. La roche des bords de la fosse est-elle génératrice d'acide ? Quelle est la direction et la qualité des eaux de dénoyage ? Une étude hydrogéologique de l'ensemble du site a-t-elle été réalisée ? »*

Nous prévoyons commencer à étudier l'hydrogéologie post-fermeture de la fosse dès l'année 1999. Nous savons déjà que la qualité de l'eau de la mine souterraine Est-Malartic rencontre les exigences de la Directive 019. A la lumière des résultats de l'étude hydrogéologique, des éléments de réponse seront apportés lors de la prochaine révision du plan de restauration.

##### *5) 3.2 Parc à résidus*

*« Les digues centrales, est et ouest et la digue de l'étang de polissage devront être décrites plus précisément tel que demandé aux section 7.1.8 et 7.2.5 du guide,... Préciser quelles digues sont faites avec quoi? »*

La figure 3.4 montre une section typique de la digue ouest. En ce qui concerne les digues Est et la digue de l'étang de polissage, vous trouverez des coupes types de ces digues dans le rapport ci-joint intitulé « Dyke Stability Assessment, East and Polishing Pond Dykes – Golder Associés - December 1998 ». Le document présente aussi une analyse de la stabilité structurale de ces digues et des caractéristiques physiques des matériaux de construction et de la fondation. D'ici la prochaine révision du plan de restauration, nous tenterons d'évaluer avec plus de précision le potentiel de génération d'acide de ces digues. Présentement, la digue du bassin de polissage, seule digue de confinement extérieure composée de résidus, ne montre aucun signe de génération d'acide.

*6) « Le requérant parle de « minimisation » de l'oxydation des sulfures contenus dans les résidus. Quel est l'ordre de grandeur de cette minimisation ? »*

Le recouvrement des résidus avec une couverture aqueuse est considérée comme une des meilleures façon connue pour prévenir la génération de drainage acide. L'ennoiement des résidus déposés dans le nouveau parc, le bassin de sédimentation et la bassin de polissage ainsi que la gestion de l'eau post-opérationnelle de ces bassins est une activité autorisée par le MEF dans le certificat d'autorisation 7610-08-01-70039-27 1115834. Le rapport de Golder « Demande de certificat d'autorisation pour un nouveau parc à résidus – décembre 1991 », faisant partie intégrale du CA mentionné, décrit en détail les concepts reliés à l'inondation des résidus.

7) « Le plan prévoit que la restauration se limitera à des travaux de régalage et à la mise en place de structures de drainage des eaux de ruissellement. Une mise en végétation a-t-elle été prévue? »

Le parc inactif, situé au sud-est de l'usine de traitement, sera revégété, tel qu'indiqué au tableau 6.1. Des arbres de 1,5 m de hauteur y poussent déjà et il est possible que l'état satisfaisant soit en voie d'être atteint naturellement. Nous prévoyons cependant y faire un ensemencement d'appoint, de manière à assurer une couverture végétale plus complète.

8) 3.4 Bassin d'eaux d'exhaure

« Cependant, sur la carte 1.3 datant de 1993, on peut apercevoir au sud-est du concasseur, une zone d'ombre qui pourrait s'apparenter à un bassin d'eau de mine. Le requérant pourrait-il préciser ce point? »

La zone ombrée est en fait un ancien bassin de sédimentation qui recevait l'eau d'exhaure de la mine souterraine Est-Malartic. Ce bassin n'est plus en opération depuis 1979. Après la fermeture, nous prévoyons laissé ce bassin tel quel. Présentement, l'exutoire du bassin s'écoule dans un fossé interne qui se déverse dans la fosse de Est-Malartic. L'eau de la fosse communique avec la mine souterraine de Est-Malartic, qui constitue la source d'eau de procédé de l'usine Est-Malartic.

### **Réponse à l'avis du Ministère des ressources naturelles en date du 27 août 1996**

1) Page 1 - « Aucune description de la garantie n'accompagnait à ma connaissance le plan » et 1.2 « Aucune procuration autorisant le responsable environnemental ou qui que ce soit à négocier le plan de restauration n'est contenue dans le document »

La garantie prendra la forme d'une lettre de crédit en faveur du gouvernement du Québec émise par une institution bancaire avec laquelle Barrick Gold fait affaire. Vous trouverez, à l'annexe 1, un exemple de lettre de crédit type que nous comptons utiliser ainsi qu'une autorisation à signer pour le compagnie permettant à M. Christian Pichette de négocier avec le Gouvernement du Québec.

2) 1.7 « Concernant la propriété, la figure 1.2 indique que la CM-267 ne fait pas partie de la propriété (malgré ce que dit le tableau 1.2); par contre, les 6 claims 395078-1 à 5 et 395079-1 en font partie (malgré qu'ils sont hachurés comme faisant partie de Canadian Malartic) »

Vous trouverez, à l'annexe 2 de ce document, une copie révisée du tableau 1.2, « Liste des claims pour la propriété Est-Malartic », ainsi qu'une copie révisée de la figure 1.2, « Limite de la propriété Est-Malartic ». Tel que vous l'avez remarqué, la CM-267 fait partie de la propriété Canadian Malartic Gold Mines Limited alors que les 6 claims 395078-1 à 5 et 395079-1 font partie du parc à résidus de la propriété Est-Malartic.

3) 2.1.8 « Quelle sont les quantités résiduelles de cyanure dans les résidus lorsque ceux-ci sont acheminés dans le parc? »

En 1997, la concentration moyenne en cyanure total des résidus déchargés au parc était de 8,5 mg/l CN<sub>T</sub>. Rappelons qu'avant d'être acheminés vers le parc à résidus, les résidus sont traités en utilisant le procédé Inco SO<sub>2</sub>/air qui oxyde la majorité des cyanures.

4) 2.1.9 « *Où sont situés les bancs de moraine ?* »

Les bancs de moraine utilisés pendant la construction du nouveau parc à résidus ont tous été revégétés conformément aux exigences du Ministère de l'environnement. La localisation de ces bancs est montrée sur le plan 008 du document « Rapport de conception et tel que construit – Phase II – Parc à résidus miniers – Division Est-Malartic » et faisant partie intégrante du certificat d'autorisation 7610-08-01-70039-27 1131727 émis le 5 août 1996.

5) 2.1.10 « *Où sont situés les réservoirs pressurisés de SO<sub>2</sub> et d'oxygène ?* »

La figure 2.1.C, jointe à l'annexe 3 de ce document, présente un plan de surface montrant la localisation des réservoirs d'oxygène et de dioxyde de soufre.

6) 2.1.11 « *À quelle fréquence sont ramassés les deux types de déchets ?* »

Les conteneurs de déchets sont ramassés lorsque pleins, ce qui correspond à une fréquence d'environ deux fois par mois.

7) 3.2 « *De plus, compte tenu du nombre élevé d'effondrements sur cette propriété et au environs, l'évaluation de la stabilité des piliers de surface devrait être faite très sérieusement.* »

Deux études récentes ont été complétées sur la stabilité des piliers de surface du site Est-Malartic. Vous trouverez, en annexe 4, le rapport « Compilation des piliers de surface – Mine East-Malartic » de Géospex ainsi que le rapport « Crown Pillar Investigation of the 11-48 and 11-51 Stopes ».

Géospex a complété un inventaire des piliers et des ouvertures entre la surface et le niveau 4 de la mine Est-Malartic. Cet inventaire a permis de présenter la projection des chantiers supérieurs sur le plan de surface de la mine Est-Malartic (Figure 3.1.C, « Mine East-Malartic – Chantiers du niveau 4 à la surface »). Certains chantiers supérieurs ont été remblayés mais la majorité des chantiers sous le niveau 4 ne sont pas remblayés. Les travaux de Géospex ont permis de déterminer que la zone d'exploitation est limitée à une bande d'environ 35 m de largeur, orientée est-ouest, tel que montrée sur la Figure 3.1.C.

Puisque la stabilité des piliers de plancher (« sill pillar ») et de côté (« rib pillar ») des chantiers remblayés ne peut pas être évaluée, il n'est pas possible de s'assurer hors de doute qu'il n'y aura pas de tassement ou d'affaissements à long terme. Par conséquent, nous prévoyons mettre en place un programme de suivi du mouvement du terrain au-dessus des anciens chantiers de la mine Est-Malartic. Ce programme débutera au printemps 1999 et se poursuivra jusqu'à la fermeture des

opérations. En 1999, nous comptons aussi identifier les monteries et les cheminées montrées sur les figures 3.1.A et 3.1.C et vérifier la sécurisation de ces ouvertures et du puits no.3.

Après analyse des résultats du programme de suivi du mouvement du terrain, nous pourrions mieux évaluer les mesures de sécurité post-fermeture appropriées. Par mesure de prévention, il pourrait être envisagé de clôturer la bande de terrain située au-dessus des anciens chantiers de la mine Est-Malartic, entre la zone clôturée des chantiers à ciel ouvert et la zone clôturée de l'affaissement de 1970. Évidemment, il ne sera pas possible de remblayer les chantiers de la mine Est-Malartic, étant donné le volume élevé des chantiers ouverts (8 à 10 millions de tonnes), l'incertitude reliée à l'efficacité de cette mesure et l'impossibilité de mettre en place un contrôle de qualité sur les travaux de remblayage.

Plusieurs travaux ont été complétés pour évaluer la stabilité des chantiers 11-48 et 11-51. Ces travaux sont présentés dans le rapport « Crown Pillar Investigation of the 11-48 and 11-51 Stopes ». Les forages supplémentaires ainsi que l'étude des données de production a permis d'établir avec plus de certitude les valeurs d'épaisseur et de qualité du massif rocheux du pilier de surface. Les études de stabilité révisées avec ces nouvelles données ont démontré que le pilier de surface au-dessus des chantiers est stable et ne présente aucun risque d'effondrement.

8) 3.6 « ...qu'est-ce qui justifie le fait qu'on entend acheminer les eaux de l'empilement nord directement dans le bassin de polissage plutôt que dans le bassin de sédimentation ? »

Présentement, l'eau s'écoule de l'empilement nord vers le bassin de sédimentation. Nous ne prévoyons pas modifier cet écoulement lors de la fermeture. La figure 3.6 sera modifiée lors de la prochaine mise à jour du plan de restauration de manière à montrer l'écoulement de l'empilement nord vers le bassin de sédimentation plutôt que vers le bassin de polissage.

9) 3.7 « Dans la section 2, on n'a pas décrit la localisation des fosses septiques ni la présence ou non de champs d'épuration ».

Vous trouverez, à l'annexe 3 de ce document, une photocomposition du site de Est-Malartic montrant l'emplacement des installations sanitaires (Figure 2.1.B). Le site compte trois fosses septiques construites probablement avant les années '70, situées face aux bâtiments du bureau et de l'entrepôt et au nord de la raffinerie. Une fosse septique et un champs d'épuration, situés au sud de l'usine, sont de construction plus récente et permettent le traitement des eaux usées domestiques de l'usine.

10) 6.2 « Le plan est déficient en ce sens que l'exploitant ne mentionne pas les raisons qui permettraient de justifier selon lui le report des travaux, ni le temps global et individuel de réalisation des diverses étapes; autrement dit, il aurait dû fournir un calendrier relatif avec cheminement.

Tel que décrit à la section 6.2 du Plan de restauration, il est prévu de débiter les principaux travaux de restauration, soit les travaux visant l'ancien parc à résidus, aussitôt après la cessation des opérations. Il est prévu que de 36 à 48 mois seront nécessaires pour compléter les travaux de

restauration de l'ancien parc à résidus. Le démantèlement des bâtiment ainsi que la restauration des parcs actifs et des bassins de sédimentation et polissage pourront être reportés jusqu'à quelques années suivant la cessation des opérations, de manière à évaluer le potentiel de traitement de minerai à forfait à l'usine de Est-Malartic. A cinq ans de la fermeture, il nous apparaît peu réaliste de présenter un calendrier détaillé des activités de restauration, étant donné que le mode de restauration de l'ancien parc est encore conceptuel et que des études supplémentaires seront nécessaires pour mieux définir le potentiel de génération d'acide. Lors de la prochaine révision du plan de restauration, nous devrions être en mesure de fournir un calendrier relatif au cheminement des activités de restauration.

### **Mise à jour des coûts de restauration des aires d'accumulation**

Le tableau 6.1, montré à l'annexe 5, présente un sommaire révisé des coûts estimés pour la restauration des aires d'accumulation. La révision du tableau 6.1 prend en compte les commentaires du MRN (Note de service de Réal Marcotte, 27 août 1996) ainsi que les résultats de nouvelles études. En résumé, les changements apportés à l'estimé des coûts de restauration sont les suivants :

- Révision des coûts de mise en végétation

L'estimé initial des coûts de revégétation présenté par Barrick était de \$1 500.00/ha. M. Marcotte suggère plutôt des coûts d'ensemencement de \$5 800.00/ha avec une garantie de 10 ans. Dans le cadre d'un projet de revégétation d'un ancien parc à résidus situé en Abitibi, plusieurs entrepreneurs en revégétation ont été invités, au printemps 1998, à soumettre des prix à l'hectare. Le seul entrepreneur à offrir une garantie pour les travaux d'ensemencement proposait un coût à l'hectare de \$3 222.50. Nous avons donc utilisé ce coût à l'hectare, basé sur une offre de service récente et rencontrant les exigences d'une garantie sur les travaux, pour le calcul de l'estimé des coûts de revégétation. Une copie de l'offre de service est présentée à l'annexe 5.

- Travaux sur la digue Est et sur la digue du bassin de polissage

Au moment de la rédaction du Plan de restauration – Division Est-Malartic, des études supplémentaires étaient nécessaires pour déterminer la stabilité à long terme des digues Est et Bassin de polissage. Un montant de \$425 000.00 a été inclus dans les coûts de restauration pour assurer la stabilité de ces digues à long terme. Depuis, une étude sur la stabilité des digues Est et Bassin de polissage a été complétée en décembre 1998 par Golder Associés et est présentée en annexe (« Dyke stability assessment, East and Polishing Pond Dykes, East Malartic Tailings Plant », report 981-7340). Les résultats de l'analyse de stabilité démontrent que ces digues rencontrent l'ensemble des critères de stabilité décrits à l'annexe 1 du « Guide et modalités de préparation du plan et exigences générales en matières de restauration des sites miniers au Québec ». Par conséquent, il ne sera pas nécessaire d'effectuer les travaux de stabilisation qui avaient été inclus dans le premier estimé des coûts de restauration. Les activités de restaurations « Bassin de sédimentation – Travaux digue est » et « Bassin de polissage – Travaux digues » ont donc été supprimés du tableau 6.1.



- Ingénierie, administration et imprévus

Tel que recommandé par M. Marcotte, nous avons modifié le calcul des coûts indirects pour inclure un montant équivalent à 15% du sous-total des travaux de restauration. Selon notre expérience dans des projets similaires, les coûts indirects (ingénierie, supervision, imprévus, etc.) représentent normalement 10% à 15% des coûts de construction.

- Superficies des aires d'accumulation

Étant donné les différences des superficies calculées par le MRN et Barrick, nous avons planimétré de nouveau les aires d'accumulation pour lesquelles des travaux de revégétation et de mise en place de matériaux à l'hectare sont prévus, soient l'ancien parc à résidus, partie nord et nord-est, et l'ancien parc à résidus nord-ouest. L'ancien parc à résidus nord et nord-est présente une superficie de 1 017 582 m<sup>2</sup> (102 ha) pour un périmètre de 5 045 m. L'ancien parc à résidus nord-ouest présente une superficie de 286 825 m<sup>2</sup> (28,6 ha) et un périmètre de 2 178 m. Ces nouvelles données de superficie ont été utilisées dans le calcul des coûts de restauration à l'hectare.

- Coût du programme d'échantillonnage

Le coût du programme de suivi de la qualité de l'effluent a été révisé à la baisse. En se basant sur les coûts d'analyses d'un laboratoire accrédité de la région, le programme d'échantillonnage proposé à la section 5.2 coûtera \$5 000.00 par année, incluant la main d'oeuvre pour la prise des échantillons. Les analyses hebdomadaires de l'effluent final pendant une période de 8 mois par année (aucun écoulement hivernal) coûteront \$350.00 par mois, ou \$3 000.00 par année, et l'échantillonnage annuel en période d'étiage et les tests de toxicité coûteront \$2 000.00 par année.

## **ANNEXE 1**

- **Exemple de lettre de crédit qui sera utilisé par Barrick Gold comme garantie financière**
- **Autorisation à signer pour la compagnie**

(Date d'émission)

Lettre de crédit stand-by irrévocable no : 1739/5

Date d'expiration :

Lieu de présentation : à nos guichets

Montant :

Bénéficiaire :

Donneur d'ordre :

Barrick

(Adresse)

(Adresse)

Messieurs,

Par la présente, nous établissons en votre faveur une lettre de crédit stand-by irrévocable no 1739/5 \_\_\_\_\_ (« lettre de crédit ») pour le compte de Barrick \_\_\_\_\_ jusqu'à concurrence d'un montant global n'excédant pas \_\_\_\_\_.

Cette lettre de crédit est réalisable contre présentation de vos traites à vue tirées sur nous et marquées : « Tiré sur la lettre de crédit stand-by irrévocable no 1739/5 \_\_\_\_\_, datée du (date d'émission) de la Banque Royale du Canada, succursale de New York », accompagnées de la déclaration suivante revêtue de votre signature :

« Le soussigné \_\_\_\_\_, représentant autorisé de \_\_\_\_\_, certifie par la présente que Barrick \_\_\_\_\_ n'a pas exécuté ses obligations aux termes et conditions de \_\_\_\_\_ . Nous sommes donc autorisés à tirer USD \_\_\_\_\_ \$ sur la lettre de crédit stand-by irrévocable no 1739/5 \_\_\_\_\_ de la Banque Royale du Canada, succursale de New York.

Cette lettre de crédit entre en vigueur immédiatement et expirera à 17 heures, heure de New York, le (date d'expiration) à nos guichets situés à One Liberty Plaza, 4e étage, New York, N.Y. 10008-1404.



BARRICK GOLD CORPORATION    Tel: (416) 861-9911  
Royal Bank Plaza, South Tower    Fax: (416) 861-2492  
Suite 2700, 200 Bay Street  
P.O. Box 119  
Toronto, Canada  
M5J 2J3


TO WHOM IT MAY CONCERN:


**Delegation of Signing Authority  
Société Minière Bousquet**

In accordance with a resolution passed by the Board of Directors of American Barrick Resources Corporation (now Barrick Gold Corporation) (the "Corporation") on December 1, 1994, a certified copy of which is attached hereto, Mr. Christian Pichette is hereby designated as the individual having the authority to execute and deliver to the Government of Quebec or its agencies, for and on behalf of Société Minière Bousquet, a division of the Corporation, any and all documents and applications for the purpose of obtaining or transferring licences, permits or certificates of authorization.

DATED at Toronto, Ontario this 14th day of May, 1997.

**BARRICK GOLD CORPORATION**

By:   
\_\_\_\_\_  
Jamie C. Sokalsky  
Vice-President and Treasurer

By:   
\_\_\_\_\_  
Sybil E. Veenman  
Associate General Counsel  
and Secretary

## BARRICK GOLD CORPORATION

Certified copy of a resolution of the Board of Directors of AMERICAN BARRICK RESOURCES CORPORATION (now Barrick Gold Corporation) (the "Corporation") adopted at a meeting held at the City of Toronto, Province of Ontario, on the 1st day of December, 1994.

WHEREAS it is necessary, from time to time, for the Corporation through its two Quebec Divisions, namely, Societe Miniere Bousquet ("Bousquet") and Societe Miniere Doyon ("Doyon") to obtain licences, permits and make application for transfer of certificates of authorization from the Government of the Province of Quebec and its agencies; and

WHEREAS, the Corporation considers it desirable and in order to delegate signing authority to any one of two employees of Bousquet and Doyon at their respective mine locations in the Province, who each by his sole signature may be permitted to execute the necessary documentation to the Government of the Province of Quebec and its agencies, to obtain licences, permits and make application for transfer of certificates of authorization, as required:

Upon motion regularly made, seconded and carried unanimously, it was

### RESOLVED THAT

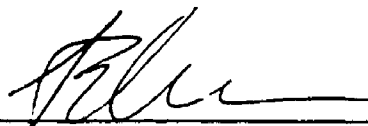
1. any two officers of the Corporation be and they are hereby authorized to designate in writing any one of two employees of Bousquet and Doyon respectively to sign and execute, each by his sole signature, and to deliver for and on behalf of Bousquet and Doyon respectively, any and all documents for the purpose of obtaining licences, permits and to make application for transfer of certificates of authorization with respect to the Government of the Province of Quebec and its agencies;
2. to take such other action as may be necessary to obtain such licences, permits and make such applications as may, from time to time, be necessary in the conduct of the business of Bousquet and Doyon as it relates to the respective Division in the development, exploitation and mining or ore deposits situated in the Province of Quebec;
3. save only, this authority does not extend to the signing of joint venture agreements, contracts for the supply of goods and services required in connection with the mining and milling of ore, or contracts connected with or identical to the exploration and development of prospective mining properties, nor to any financing arrangements;

4. a proper record of all licences, permits and applications for permission made to the Government of the Province of Quebec or its agencies be maintained at each respective Division's Office.

---

I, the undersigned, Sybil E. Veenman, Associate General Counsel and Secretary of BARRICK GOLD CORPORATION, hereby certify that the foregoing is a true copy of a resolution of the Board of Directors of American Barrick Resources Corporation (now Barrick Gold Corporation) and that the resolution remains in full force and effect as at the date hereof.

SIGNED at the City of Toronto, Province of Ontario, this 14th day of May, 1997.



---

Sybil E. Veenman  
Associate General Counsel  
and Secretary

## ANNEXE 2

- **Tableau 1.2 – Liste des claims pour la propriété Est-Malartic**
- **Figure 1.2 – Limite de la propriété – Est-Malartic**

**TABLEAU 1.2**

**Liste des claims pour la propriété Est-Malartic**

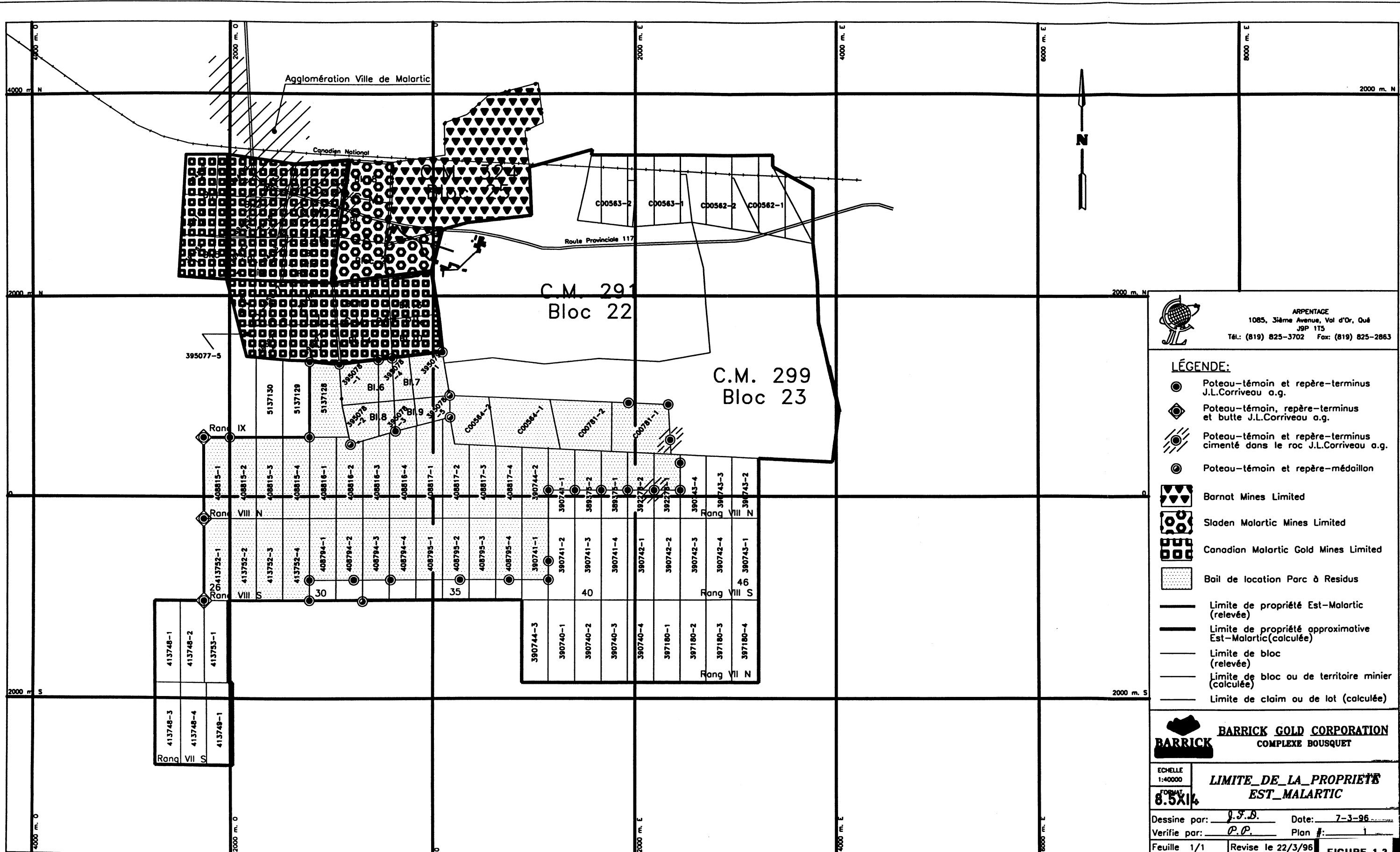
<b>Titre (n°)</b>	<b>Date d'échéance</b>	<b>Superficie (ha)</b>	<b>Canton</b>
CM 291	1996-12-31	394.00	Fournière
CM 299	1996-12-31	391.78	Fournière
3893751	1997-06-16	17.00	Fournière
3893752	1997-06-16	17.00	Fournière
3907401	1997-01-09	20.00	Fournière
3907402	1997-01-09	20.00	Fournière
3907403	1997-01-09	20.00	Fournière
3907404	1997-01-09	20.00	Fournière
3907411	1997-01-08	20.00	Fournière
3907412	1997-01-08	20.00	Fournière
3907413	1997-01-08	20.00	Fournière
3907414	1997-01-08	20.00	Fournière
3907421	1997-01-08	20.00	Fournière
3907422	1997-01-08	20.00	Fournière
3907423	1997-01-08	20.00	Fournière
3907424	1997-01-08	20.00	Fournière
3907431	1997-01-07	20.00	Fournière
3907432	1997-01-07	17.00	Fournière
3907433	1997-01-07	17.00	Fournière
3907434	1997-01-07	17.00	Fournière
3907441	1997-01-07	18.00	Fournière
3907442	1997-01-07	18.00	Fournière
3907443	1997-01-07	20.00	Fournière
3922781	1997-06-16	17.00	Fournière
3922782	1997-06-16	17.00	Fournière
3950781	1997-03-15	15.50	Fournière
3950782	1997-03-15	12.60	Fournière
3950783	1997-03-15	10.10	Fournière
3950784	1997-03-15	13.50	Fournière
3950785	1997-03-15	8.50	Fournière
3950791	1997-03-15	15.50	Fournière
3971801	1997-01-09	20.00	Fournière
3971802	1997-01-09	20.00	Fournière
3971803	1997-01-09	20.00	Fournière
3971804	1997-01-09	20.00	Fournière



TABLEAU 1.2 (suite)

## Liste des claims pour la propriété Est-Malartic

Titre (n°)	Date d'enregistrement	Superficie (ha)	Canton
4087941	1997-04-20	20.00	Fournière
4087942	1997-04-20	20.00	Fournière
4087943	1997-04-20	20.00	Fournière
4087944	1997-04-20	20.00	Fournière
4087951	1997-04-21	20.00	Fournière
4087952	1997-04-21	20.00	Fournière
4087953	1997-04-21	20.00	Fournière
4087954	1997-04-21	20.00	Fournière
4088151	1997-04-20	20.00	Fournière
4088152	1997-04-20	20.00	Fournière
4088153	1997-04-20	20.00	Fournière
4088154	1997-04-20	20.00	Fournière
4088161	1997-04-20	20.00	Fournière
4088162	1997-04-20	20.00	Fournière
4088163	1997-04-20	20.00	Fournière
4088164	1997-04-20	22.00	Fournière
4088171	1997-04-21	24.00	Fournière
4088172	1997-04-21	22.00	Fournière
4088173	1997-04-21	17.00	Fournière
4088174	1997-04-21	17.00	Fournière
4137481	1996-11-25	20.00	Fournière
4137482	1996-11-25	14.00	Fournière
4137483	1996-11-25	20.00	Fournière
4137484	1996-11-25	20.00	Fournière
4137491	1996-11-25	20.00	Fournière
4137521	1996-11-25	20.00	Fournière
4137522	1996-11-25	20.00	Fournière
4137523	1996-11-25	20.00	Fournière
4137524	1996-11-25	20.00	Fournière
4137531	1996-11-26	23.00	Fournière
C005621	1997-07-11	53.00	Fournière
C005622	1997-07-11	38.00	Fournière
C005631	1997-07-11	40.00	Fournière
C005632	1997-07-11	30.00	Fournière
C005641	1997-07-06	30.00	Fournière
C005642	1997-07-06	30.00	Fournière
C007971	1997-10-06	28.10	Fournière
C007972	1997-10-06	27.10	Fournière



ARPENTAGE  
 1085, 31ème Avenue, Vol d'Or, Québec  
 J9P 1T5  
 Tél.: (819) 825-3702 Fax: (819) 825-2863

- LÉGENDE:**
- Poteau-témoin et repère-terminus J.L.Corriveau a.g.
  - ◆ Poteau-témoin, repère-terminus et butte J.L.Corriveau a.g.
  - ▨ Poteau-témoin et repère-terminus cimenté dans le roc J.L.Corriveau a.g.
  - ◎ Poteau-témoin et repère-médailion
  - ▤ Barnat Mines Limited
  - ▥ Sladen Malartic Mines Limited
  - ▧ Canadian Malartic Gold Mines Limited
  - ▩ Bail de location Parc à Residus
  - Limite de propriété Est-Malartic (relevée)
  - Limite de propriété approximative Est-Malartic (calculée)
  - Limite de bloc (relevée)
  - Limite de bloc ou de territoire minier (calculée)
  - Limite de claim ou de lot (calculée)

**BARRICK GOLD CORPORATION**  
**COMPLEXE BOUSQUET**

ECHELLE  
 1:40000

FORMAT  
 6.5x14

Dessine par: J.F.B. Date: 7-3-96  
 Verifie par: P.P. Plan #: 1

Feuille 1/1 Révisé le 22/3/96 **FIGURE 1.2**  
 Réf. micro C6552LIM.DWG

## **ANNEXE 3**

### **Plans de surface**

- **Figure 2.1.B – Emplacement des installations sanitaires**
- **Figure 2.1.C - Plan de surface indiquant la localisation des réservoirs d'O<sub>2</sub> et de SO<sub>2</sub>**





**LÉGENDE:**  
 F.S. : FOSSE SEPTIQUE  
 C.E. : CHAMPS D'ÉPURATION

Dessine par: \_\_\_\_\_ Date: 17-1-99  
 Verifie par: P.J.R. Plan #: \_\_\_\_\_

**BARRICK** **BARRICK GOLD CORPORATION**  
 COMPLEXE BOUSQUET

EMPLACEMENT DES INSTALLATIONS  
 SANITAIRES

FERMETURE EST-MALARTIC FIGURE 2.1.B





## **ANNEXE 4**

- **Rapport et plan de Géospex , « Compilation des piliers de surface, Mine East-Malartic »**
- **Rapport « Crown Pillar Investigation of the 11-48 and 11-51 Stopes ».**

---

**MEMO**

**EXPÉDITEUR** : Pierre Tessier, ing.  
Géospex, division de Dessau-Soprin

**DESTINATAIRE** : Paul Gauthier, ing.

**DATE** : 27 janvier 1999

**OBJET** : **Compilation des piliers de surface**  
**Mine East Malartic**  
**Projet 031-0005**

---

La présente est pour faire suite au mandat que vous nous aviez confié consistant en l'inventaire des piliers et des ouvertures entre la surface et le niveau 4 de la mine East Malartic.

Suite à nos recherches à vos bureaux de Malartic, nous avons constaté que l'information disponible concernant l'exploitation des chantiers des niveaux supérieurs est assez limitée. Ainsi, aucun jeu de section pour les niveaux supérieurs n'a pu être trouvé. Le plan / longitudinale a donc été bâti à partir des informations tirées principalement des plans d'échantillonnage et de géologie des niveaux, mais aussi avec d'autres informations trouvés dans les différents tiroirs de la voute. Joint au plan, vous trouverez la liste des plans utilisés, avec le numéro selon le système de classement de vos bureaux de Malartic.

Le plan / longitudinale numéro 031-0005-001FA.dwg, dont le titre est "Chantiers du niveau 4 à la surface" est joint à ce mémo et fait état du résultat de nos recherches

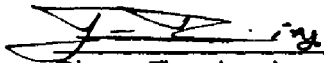
**Observations :**

Les observations concernant les secteurs potentiellement problématiques ont été notées directement sur le plan / longitudinale ci-joint. En résumé :

1. Dans les niveaux investigués, l'exploitation a été limitée sur une bande d'environ 100 pieds, selon un axe est-ouest, à partir de la limite ouest de la propriété (section 200E) jusqu'à la section 3400E. En profondeur, il semble n'y avoir toujours qu'un horizon exploité qui se déplace lentement vers le sud, étant donné le pendage de la veine (7650N à 1650 pieds de profondeur) et vers l'est.

2. L'affaissement observé plus au sud (7300N – 1700E), au début de l'été 1998, n'est pas relié à des excavations souterraines :
- lors d'une visite sur le site, il y avait une accumulation d'eau dans l'affaissement, ce qui ne pourrait être possible s'il était causé par un effondrement de la masse rocheuse puisque le niveau d'eau dans la mine est gardé à 90 pieds sous la surface;
  - les chantiers, qui ont un faible pendage vers le sud, sont encore à plus de 300 pieds au nord au niveau 10 (1570 pieds de profondeur).
3. Selon le personnel rencontré, il y a quelques endroits en surface, au-dessus des anciens chantiers, qui sont l'objet de légers affaissements annuels. Ces affaissements peuvent peut-être s'expliquer par l'effondrement de piliers (« sill » et « rib ») suivi de l'écoulement du remblai (stériles) vers les chantiers inférieurs.
- Pour cette même raison (effondrements possibles de piliers sous terre), à partir de l'information retrouvée, on ne peut garantir qu'il n'y aura plus d'affaissement le long de l'axe d'exploitation. Les secteurs étant :
- de 200E à 1000E,
  - de 1300E à 1900E, et ,
  - de 2200E à 2900E.

En espérant le tout conforme au mandat qui nous a été confié, veuillez agréer, monsieur Gauthier, nos plus sincères salutations.

  
Pierre Tessier, ing.  
Chargé de projet



## Liste des documents utilisés

### Longitudinale

Emplacement	Numéro	Utilisation
Tiroir 19 - Mining	Plan #6 et #20	

### Chantiers de 200E à 1200E

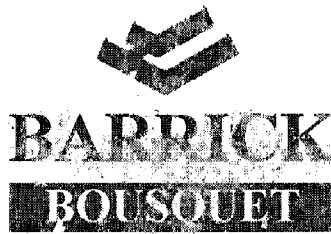
Emplacement	Numéro	Utilisation
Tiroir 4 - Mining	Plan #3	Outline niveau 1 Effondrement Sladen 1970 Excavation 1939 Note sur remblayage avec stériles
Tiroir 3 - Mining	Plan #689	Localisation de la cheminée à remblai 2-9 à la surface
Tiroir 3 - Mining	Plan #871	« Sill » des chantiers 2-1N, 2-1S, 4-1, 2-2, 4-2. Chantier 1-2
Tiroir 3 - Mining	Plan #1752	Chantier 1-4 (contour à la surface)
Tiroir 3 - Exploration	Plan #27	Localisation de la cheminée à remblai No.1 au niveau 1
Plans suspendus #1	Plan #1-15	Chantiers 4-1W, 4-2W, 4-3W, 4-4W
Plans suspendus #6	Plans #6-25 et #6-26	Contour du minerai – niveau 2
Plans suspendus #6	Plans #6-31 et #6-32	Contour du minerai – niveau 3
Plans suspendus #6	Plans #6-37 et #6-38	Contour du minerai – niveau 4
Classeur – chemise bleue	1000 – 156.01M	Monterie de ventilation du niveau 9 au niveau 4
Tiroir 4 - Mining	Plan #4	Monterie de ventilation aux niveaux 2, 4 et 6

### Chantiers de 1200E à 2100E

Emplacement	Numéro	Utilisation
Tiroir 3 - Mining	Plan #874	Chantier 2-7 (sill et back)
Tiroir 5 - Exploration	Plan #3	Monterie du chantier 2-6 <sup>E</sup> jusqu'au niveau 1
Plans suspendus #1	Plans #1-1	Chantier 2-6 (toit avant effondrement) Chantier 2-8 (entre niv. 1 et 2)
Plans suspendus #6	Plans #6-23 et #6-24	Contour du minerai – niveau 2
Plans suspendus #6	Plans #6-29 et #6-33	Contour du minerai – niveau 3
Plans suspendus #6	Plans #6-40	Contour du minerai – niveau 4

### Chantiers de 1200E à 2100E

Emplacement	Numéro	Utilisation
Plans suspendus #1	Plans #1-1	Chantier 2-9-1 (toit)
Tiroir 5 - Exploration	Plans #1, #3 et #8N	Chantier 1-20 (1983-84) Chantiers 2-9-1, 2-9, 2-10W, 2-10E, 2-11E, 2-12E (niveau 1) Contour des excavations de surface
Plans suspendus #6	Plans #6-22 et #6-23	Contour du minerai – niveau 2 pour les chantiers 2-9-1, 2-10, 2-11, 2-12
Plans suspendus #6	Plans #6-27, #6-30 et #6-33	Contour du minerai – niveau 3 pour les chantiers 3-9, 3-10, 3-11, 3-12, 3-13
Plans suspendus #6	Plans #6-34, #6-35 et #6-36	Contour du minerai – niveau 4 pour les chantiers 4-9, 4-12, 4-14, 4-26, 4-31
Tiroir 5 - Exploration	Sections #14 (L à T)	Chantiers 2-9, 2-10, 2-11, 2-12 <b>Note</b> : Chantier 2-9 -Selon longitudinale, débute 50 pi. sous le niv.1 -Selon sect. 2400, débute au niv.2.



**Crown Pillar Investigation of the 11-48 and 11-51 Stopes  
Est-Malartic Mine, Malartic, Quebec**

**le 13 janvier, 1999**

**Complexe Bousquet  
Société Aurifère Barrick  
2, chemin Bousquet, Route 395  
Preissac, Québec  
J0Y 2E0**

## Executive Summary

The following report addresses the recommendations made by Golder Associates Ltd. in the closure plan for the Est-Malartic property drafted in 1993. In the section "Rehabilitation for Physical Stability" of the closure plan, Golder Associates Ltd. addresses the long-term stability of the crown pillar above the 11-48 and 11-51 stopes. Based on available information provided by former property owner Lac Minerals Ltd., the pillar was assessed as a long-term stability hazard and it was recommended that the most convenient and long term safe solution was to backfill. Since the date of the report, ownership of the Est-Malartic property was assumed by Barrick Gold Corp. and a comprehensive investigation program was undertaken to determine the thickness of the pillar above the 11-48 and 11-51 stope. Based on that investigation, it has been determined that no void of significant proportions exists where originally identified and that the quality of the rock mass above the 11-48 and 11-51 stopes was significantly better than was originally assumed.

This report details the investigation program spanning the period 1994 to 1998 and describes the procedure used in assessing the thickness of the crown pillar. This report focuses on the information provided by the diamond drilling investigation and a review of production records that provided confidence in assessing the crown pillar thickness and rock mass quality. Finally, a cursory review of the original stability assessments used in evaluating the pillar is presented using a more likely pillar thickness and actual site specific parameters for the rock mass quality.

Based on the diamond drilling results, it is found that no void of significant proportions exists above the 11-48 stope as was previously suggested. Also, using a more realistic pillar thickness and rock mass quality parameters for the same stability assessments from the 1993 closure plan, the crown pillar is assessed as stable.

## Table of Contents

<b>1</b>	<b>Introduction</b>	<b>1</b>
<b>2</b>	<b>Background</b>	<b>1</b>
<b>3</b>	<b>Review of Observed Stope Limits</b>	<b>3</b>
<b>4</b>	<b>Site Investigation, 1994-1998</b>	<b>4</b>
<b>5</b>	<b>Geological Background</b>	<b>8</b>
<b>6</b>	<b>Estimated 11-48 Stope Limits</b>	<b>11</b>
<b>7</b>	<b>11-48 Crown Pillar Stability Analysis – Review</b>	<b>14</b>
<b>8</b>	<b>Conclusion</b>	<b>17</b>
<b>9</b>	<b>References</b>	<b>19</b>

**Appendix 1: Production Planing**

**Appendix 2: Diamond Drill Investigation**

**Appendix 3: Scaled Possible Stope Limits**

**Appendix 4: Stability Assessment Figures**

## 1 Introduction

The following report addresses the recommendations made by Golder Associates Ltd. (GAL) in the closure plan for the Est-Malartic property drafted in 1993 (GAL, 1993). The closure plan was submitted to Lac Minerals Ltd. to address future legislation pertaining to the closure of mines in the Province of Quebec. In particular, this request addresses recommendations by GAL regarding the long term stability of the pillar above the 11-48 stope. Since the date of the report, a comprehensive investigation program was undertaken by Barrick Gold Corp. to establish the thickness of the pillar above the 11-48 stope and to obtain additional information on the rock mass quality of the pillar. Based on this investigation, it has been determined that the stope limit originally estimated for the 11-48 stope in 1993, is really an estimated choking limit for the mined stope and that stability analysis should be applied to a thicker pillar. More importantly, exploration drilling indicated that a competent pillar at least 335 m in thickness exists above the stope. Finally, laboratory testing of core samples obtained from the diamond drill holes cross-cutting the pillar indicated higher than predicted rock mass properties which should be considered in stability analyses.

## 2 Background

The East-Malartic property is located approximately 25 km West of Val d'Or in the Abitibi Mining District of North-West Quebec. The mine began producing in 1938 and continued until the mine closure in 1978. The property was purchased by Barrick Gold Corp. from Lac Minerals Ltd. in 1994 and responsibility for the site restoration is now assumed by Barrick. Extraction of the ore at that property was carried out using the shrinkage method for stope extraction.

The 11-48 and the adjacent 11-51 stope were both mined using the shrinkage method. Because the 11-51 stope is simply an extension of the 11-48 stope, for the purpose of this report the volume which makes up the 11-51 is implied when discussing the 11-48. The mucking level for the 11-48 stope is located at a depth of 524 m (1718 ft). Controlled extraction of the stope extended upwards to a depth of 470 m (1540 ft). Records indicate that mucking from the stope began in 1973 and ended in 1978.

GAL report number 931-1813-5006 dated October 1993, details a Mining Sites Restoration Plan for the East Malartic site, drafted in accordance with the guidelines of a preliminary version of the Mining Sites Restoration Plan established by the Ministère de l'Énergie et des Ressources (MER) with the collaboration of the Ministère de l'Environnement du Québec. The purpose of the report was to address the future legislation pertaining to the operation of mines in the Province of Quebec with regards to the closure of mining properties. The closure plan involves the restoration of the East-Malartic property.

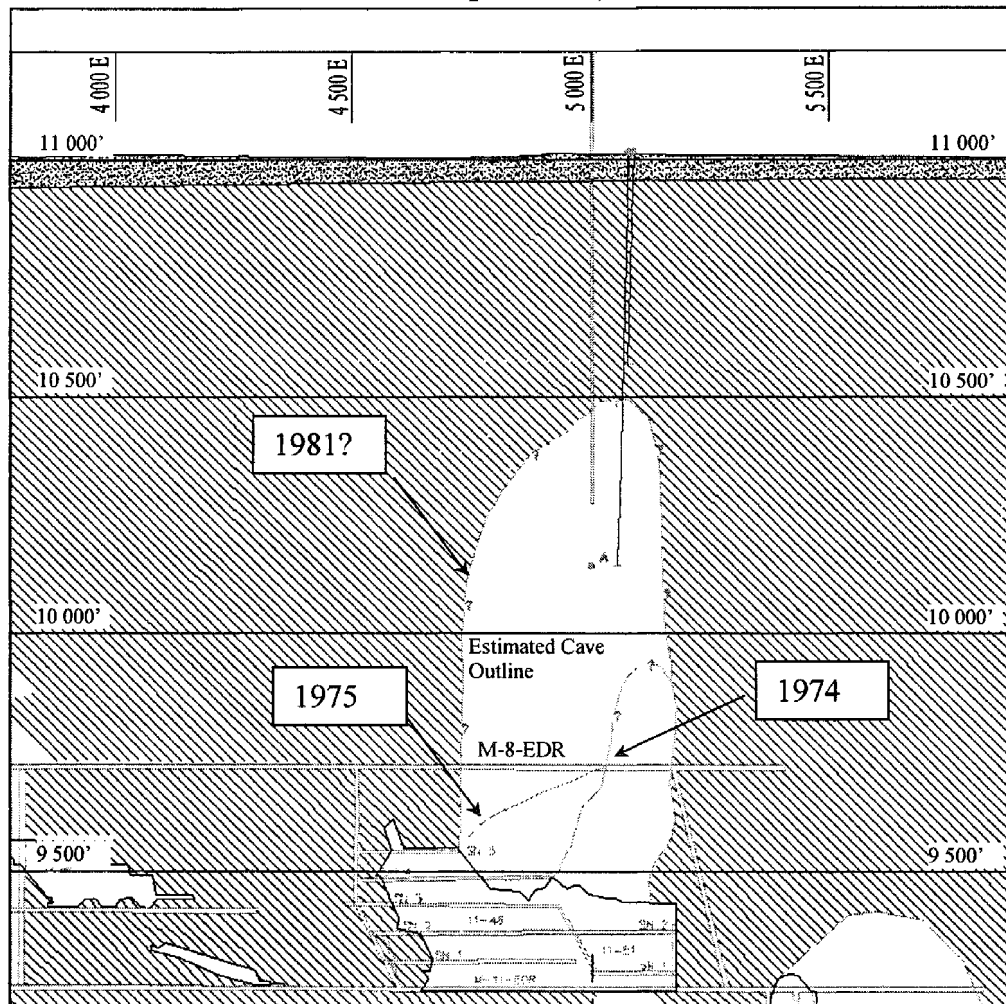
In section 5.2 of their report, "Rehabilitation for Physical Stability", GAL addressed the subject of stability of mine openings. Based on information provided by Barrick Gold Corp., as well as a previous site investigation by GAL in 1981, GAL identified the 11-48 stope as a potential risk for crown pillar collapse. At the time, to ensure long term surface stability, it was recommended that the most convenient and long term safe solution was to backfill (GAL, 1993).

The conclusion above was based on three different analyses for crown stability assessment. The first analysis involved a limit equilibrium calculation using the CPillar code. The second analysis was an empirical assessment using the scaled crown span concept. The third analysis was based on block caving analogies. It was noted that the two first analyses are normally sufficient to assess the long term stability of a pillar, however due to questions regarding the conclusions of the 11-48 stope, the block caving analogies were applied. In the evaluation of the risk for crown pillar failure, the criteria normally used for rock slope stability analyses for surface engineering was applied to crown pillar stability assessment. Therefore, a cut-off probability of failure of 1.5% was used for long term stability with incidental superficial monitoring (GAL, 1993). The analysis performed by Golder in 1993, provided the following probabilities for failure: CPillar analysis 1%, scaled span evaluation 38% (based on RMR rock mass classification); and caving analysis 10% (GAL 1993). In order to re-evaluate the stability of the 11-48 stope, the two latter analyses will be considered using the new information obtained from the 1994-1998 investigation.

### 3 Review of Observed Stope Limits

A longitudinal section indicating production planning for the 11-48 stope has been provided in Appendix 1 (Figure A.1). The section was reconstructed from blue prints used when the stope was mined. In 1974, definition drilling crews observed an opening on level M-8-EDR which was assumed to be the vertical extension of stope 11-48. This vertical limit, as well as the mine planned lateral extensions of the 11-48 are indicated on Figure 3.1.

**Figure 3.1: 11-48 Limits in 1974 and “Estimated Cave Outline” Indicated in 1981 (after Geospex, 1997)**



In 1975, the cave on the M-8-EDR level had extended laterally by approximately 23 meters. It is important to note that no further caving on level M-8-EDR was recorded on any plan section. In

1981, a longitudinal section showing the 11-48 stope, the cave limit from 1974 and an “Estimated Cave Outline” was constructed by mine personnel. It will be shown later, that the estimated cave outline was not observed but was most likely an estimated choking limit for the stope. A choking limit represents the outline of the volume of rock which would be required to fill the stope to a stable state. It is noted that the lateral limit of the estimated cave outline was not indicated on the M-8-EDR plan section of 1981, suggesting that no caving of that magnitude was ever observed.

#### 4 Site Investigation, 1994-1998

As detailed in section 5.2.2 of the East Malartic Closure Plan, stability analysis of the crown pillar above the 11-48 stope indicates that the caving height should remain 200 m below the surface in order to avoid subsidence (GAL, 1993). In response to this recommendation, an investigation was undertaken with the purpose of determining the stope boundaries and from that, the actual pillar thickness which would be compared to the limiting depth determined from stability assessment. The investigation spanned the period between 1994 and 1998 and was carried out by personnel from Barrick Gold Corp. in conjunction with GPR International Inc., GEOSPEX Inc., and Engineering Seismology Group Canada Inc.. The result of this investigation is presented in the following.

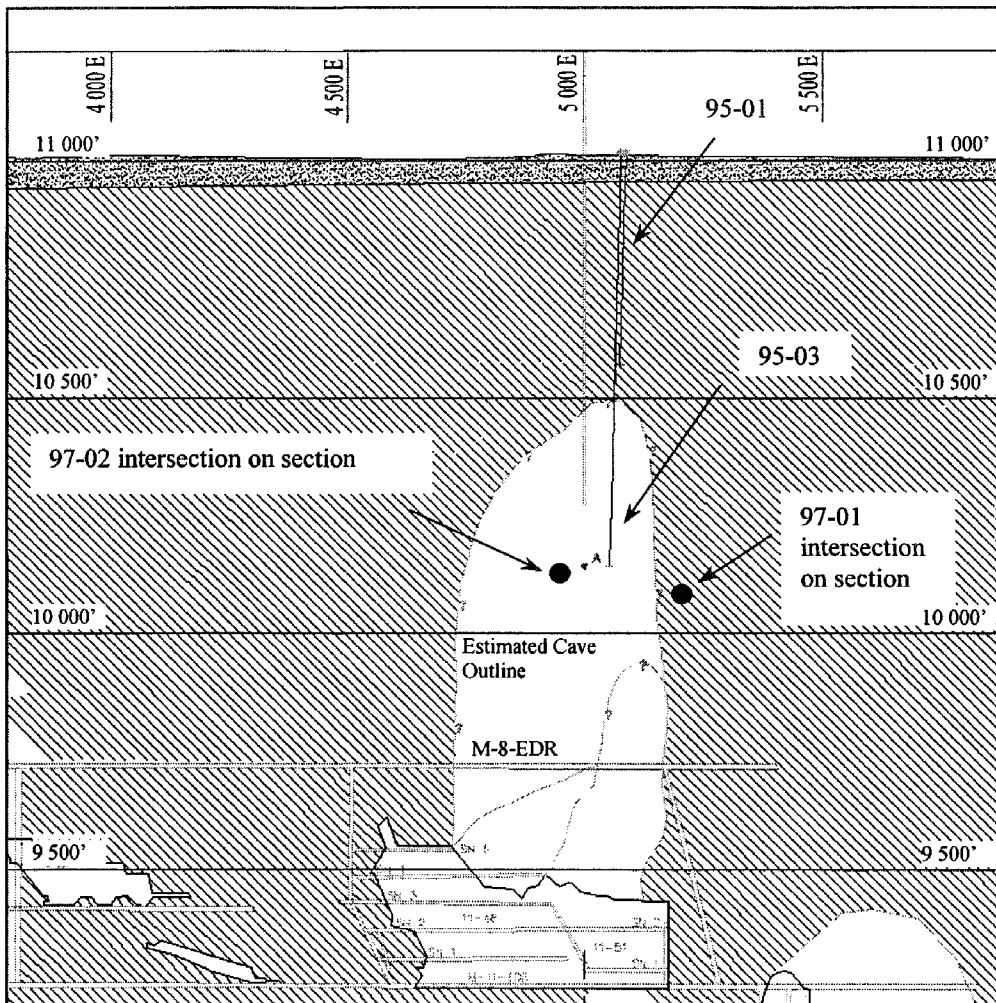
The first phase of the investigation used geophysical methods, seismic reflection and seismic refraction, to locate the lateral stope outline and vertical depth. This phase was carried out by Géophysique GPR International Inc. in August and December 1994. The conclusion presented in a report to Barrick Gold Corp. by GPR, suggested a possible pillar thickness between 115 m and 125 m with a possible stope width of 10 to 12 m (Géophysique GPR International Inc., 1995).

With an approximation of the vertical stope depth, a diamond drilling program was undertaken in 1995 to confirm the location established from the geophysical surveys. The program consisted of three vertical boreholes, strategically located to intercept the anticipated stope opening. The drill holes are plotted on Figure 4.1 and in plan view in Appendix 2 (Figure A.2.1). Of the three holes, the 95-01 and 95-03 holes had the greatest potential for intersecting the stope. The third hole was



drilled for long term monitoring purposes. The conclusion of that drilling program was that even though the 95-03 hole was drilled to a depth of 244 meters, no indication of potential caving limit was observed. The program did however, provide insight on the quality of the rock mass in the crown pillar.

**Figure 4.1: Investigative Drilling to Determine the Location of the 11-48 Stope.**

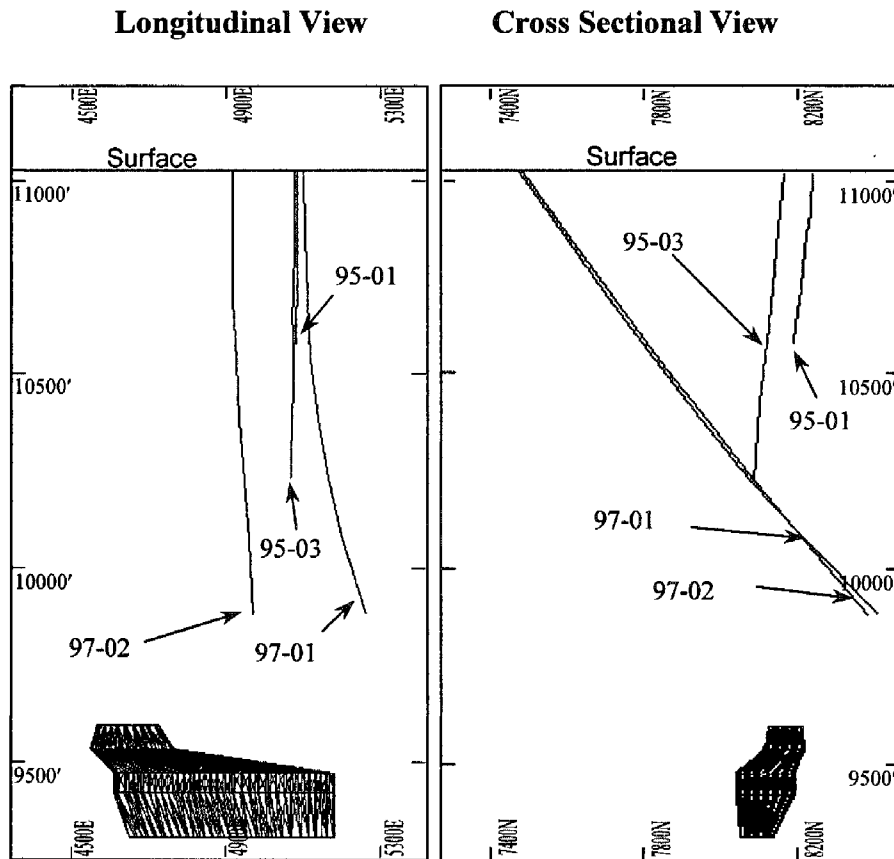


In 1997, GEOSPEX Sciences Inc. was retained by Barrick Gold Corp. to conduct a review of the 11-48 stope investigation and to provide recommendations on how to proceed considering the failure to intercept the stope by the 1995 drilling program. That consultant evaluated the crown pillar as stable using the empirical assessment - scaled crown span approach and using a pillar thickness of 311 meters (consistent with the cave observations from 1974). However, in their report to Barrick Gold Corp., GEOSPEX Sciences Inc. cautioned that the stability analysis was

sensitive to the chosen pillar thickness. They proposed a second drilling program to cross cut the potential stope limit in order to establish that the crown pillar was at least 335 m meters, a stable thickness (sic - GEOSPEX, Sciences Inc., 1997, the plotted hole in the report is actually at a depth of 245 m).

The second drilling program consisted of two holes (97-01 and 97-02), oriented to cross cut the potential caved stope at a depth of 245 meters. The borehole logs for those holes as well as geological sections have been included in Appendix 2. The intersection location of the holes on the view are plotted on Figure 4.1. Figure 4.2 a) shows the diamond drill holes in longitudinal view with respect to the planned stope limits and Figure 4.2 b) shows a cross section of those holes. Although neither of the holes ever intersected a void, both holes intersected zones of low RQD or fractured core ( 1.2 m and 2.8 m for holes 97-01 and 97-02 respectively). The fractured zones were identified as a potential thickness of caved material.

**Figure 4.2: Location of Drill Holes Relative to Planned Stope Limits**



It was concluded that if the fractured run of core was indeed the stope cave, the stope thickness was now reduced to a maximum of 2.8 m and the stope was filled at a depth of 245 meters. Alternatively, if the fractured run of core was not the caved stope, then the crown pillar thickness was the required stable thickness of 245 meters. Indeed, inspection of the fractured length of core did not provide any confidence that the material was caved material. Also, while typical values of RQD for crown pillars of the East-Malartic property ranged from 10% to 50%, the 97-02 hole directly above the planned stope limits demonstrated RQD values between 9% and 93%. Additionally, unconfined compressive strength (U.C.S.) data used in the stability assessment performed by GAL, ranged from 10 to 100 MPa while U.C.S. data of core from diamond drill hole 97-02 ranged from 143 – 320 MPa. These values should be re-considered when determining the crown pillar stability.

At this point in the investigation, it seemed clear that the anomaly identified by GPR in 1995 was not likely the caved 11-48 stope. E.S.G. Canada is an international consultant group specializing in geophysical investigations. They were retained by Barrick Gold Corp. at the end of 1997 to review the geophysical data provided by the 1995, GPR survey as well as provide recommendations for a geophysical investigation which would use the 95-01, 95-03, 97-01 and 97-02 diamond drill holes to locate the stope outline. The principal findings of ESG Canada was that the diffraction patterns interpreted by GPR as the 11-48 stope were in actuality caused by “boulders in the overburden or by rough topography on the bedrock surface lying outside the vertical plane of the seismic section” (ESG Canada, 1998). The likely cause for the mis-interpretation of the first survey was the depth of investigation which was focused at less than 150 meters.

The investigation described above provided information about 11-48 stope limit as well as about the rock mass quality in the crown pillar. Of the four diamond drill exploration holes oriented to intercept the cave limit indicated on the June 1981 longitudinal section, none intercepted the void of a caving stope. Two holes intersected short lengths of fractured core which may have simply been a discontinuity. Concerns that an anomaly identified from geophysical surveys, which could have represented a caved stope, were unfounded. This was established by an independent review of the geophysical data which indicated that the anomaly identified by the first survey likely

represented the effects of seismic energy that propagated out to the side of the seismic investigation line.

## **5 Geological Background**

The possibility that the fractured lengths of core in holes 97-01 and 97-02 were the extension of the cave observed in 1974 deserves some consideration. Geological cross sections parallel to those holes have been constructed and included in Appendix 2. It is noted that the cross sections were constructed based on the information obtained from diamond drill holes 95-01, 95-02, 95-03, 97-01 and 97-02. The location of the fractured lengths of core discussed above are identified on the geological sections.

It is useful to construct a trend line on both sections which identifies a possible caving direction based on the observed cave of level M-8-EDR (Section 5100E and 4920E). In both sections, it is clear that if the trend is extrapolated to the same elevation as the fractured core, the line does not intersect the diamond drill hole at that location. Furthermore, referring to the borehole logs and in particular the RQD values for the core between the fractured length of core and the extrapolated caving trend, the quality of the rock indicates that there is no association between the expected cave trend, the fractured length of core and the rock in between. Simply stated: if the cave observed in 1974 were to continue in the same direction, it would not come close to the location of the fractured core identified in holes 97-01 and 97-02. Perhaps more importantly, if the cave progression changed orientation, which would be required to cause the fractures observed in holes 97-01 and 97-02, the rock quality between the theoretical trend and the fracture would necessarily be compromised. This was not observed in the core obtained from either hole (see Appendix 2, borehole log 97-01 p.7, log 97-02 p.7).

In order to explain the fractured lengths of core in holes 97-01 and 97-02, a historical review of the geology local to the 11-48 stope was undertaken using drilling records obtained from the East-Malartic property. The purpose of the investigation was to obtain additional information on the rock mass which might help explain the observed fracture. It will be demonstrated that the

fractured rock described in holes 97-01 and 97-02 was previously indicated in drill records prior to mining the 11-48 stope.

Diamond drill records for the period 1958 to 1974 relevant to the 11-48 and 11-51 stope were reviewed. At the time, the diamond drill holes were used as exploration probes to establish reserve limits for ore-bearing zones. In as many as five independent holes drilled from 1970 to 1973, difficulty in drilling was noted on the records. Since the dates indicate that the geology cross-cut by those holes was not influenced by mining activity, it is necessary to conclude that the results represent *in situ* conditions. The difficulties observed ranged from the detection of a water seam to the loss of drill rods at noted depths. The comments made for those holes as well as the noted depths are summarized in Table 5.1.

**Table 5.1: Exploration Drilling Notes, 1970 - 1973**

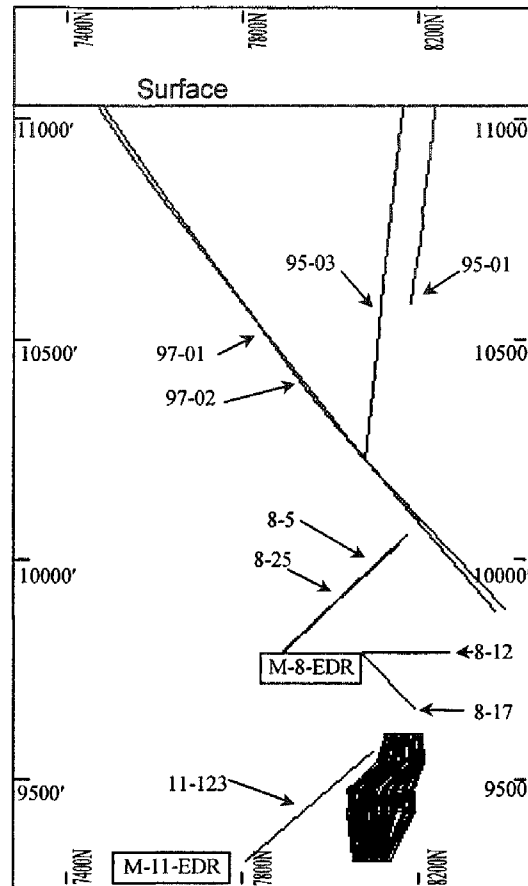
Hole	Date	Location – Easting (Bearing/Angle)	Comment	Depth
8-5	Feb./1972	11-53 EXPLRSE – 5150 E (N13°30'W / +42°)	Struck Water	366 feet
8-12	May/1973	8-E DR – 4500 E (North / 0°)	Water Seam	139 feet
8-17	May/1973	8-M-EDR – 4450 E (North / -45°)	Lost Water	107 feet
8-25	Feb./1972	11-53 EXPRSE (North / +43°)	Hit Water	387 feet
11-123	Feb./1970	11-E-DR – 5100 E (North / +41°)	Rods stuck in hole, can not be deepened	389 feet

Figure 5.1 is a section view showing the location, orientation and depth of the drill holes described above, as well as the 97-01 and 97-02 holes used for the 1994-1998 site investigation. The depth of the holes obtained from past drill records correspond to the depths indicated in Table 5.1. A volume representing the planned stope limits, reconstructed from level plans, has been included in the figure for reference purposes (the view is a cross-section looking West).

The similar depths of each of the water seam and the fracture location indicated in the drill records hinted that they might all be related. Indeed, using drafting programs, a three dimensional plane relating each of the depths can be constructed. The plane as well as the planned stope limits are illustrated in Figure 5.2A. Now, the plane constructed can be

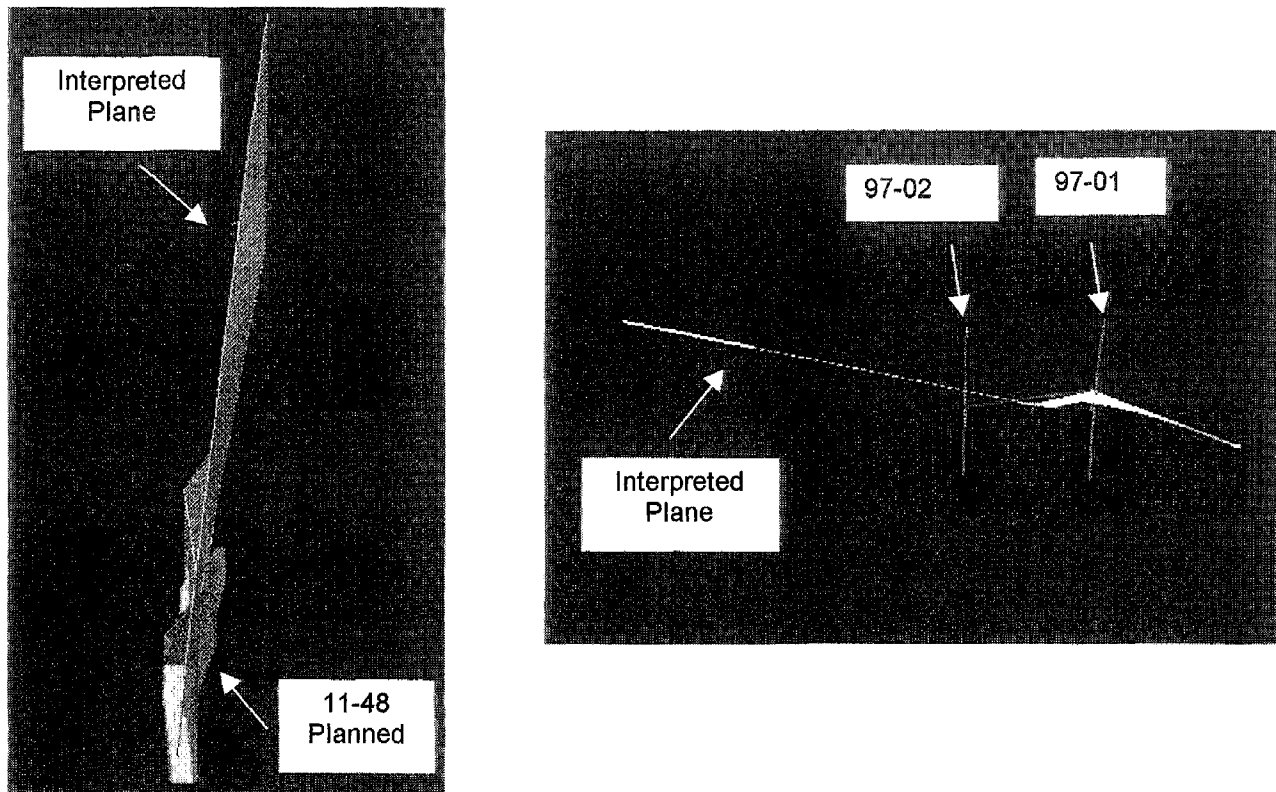
extrapolated (keeping the orientation constant) to the elevation where holes 97-01 and 97-02 cross-cut the crown pillar.

**Figure 5.1: Exploration Diamond Drill Holes Relative to Planned Stope Limits**



Remembering that similar fractured core was observed in both holes 97-01 and 97-02, the intersection of the constructed plane with the drill holes is worth noting. Figure 5.2B shows a plan view of the plane (appears in plan as a white line), diamond drill holes 97-01 and 97-02 and a line linking the location of the observed fractured lengths of core (red). From the figure, it is clear that the extrapolated plane cross-cuts the diamond drill holes at approximately the same location and the same orientation as the fractured core observed in those holes. It can now be concluded that the fractured length of core obtained from the diamond drill holes in 1997 was the continuation of the discontinuity noted in 1970, 1972 and 1973, not a filled volume of the 11-48 stope.

**Figure 5.2: A) Cross Section of Planned Stope and Interpreted Plane; B) Plan View of Plane and Diamond Drill Holes 97-01 and 97-02.**



The conclusions from the field investigations and the historical review of drilling records suggest that the cave limit identified on the 1981 longitudinal section does not indicate a stope outline and by association, a crown pillar thickness which would represent an unstable system. The following section describes a more likely estimate of post-mining stope limits which will provide insight on how the "Estimated Cave Outline" limit drawn on the 1981 section was likely constructed.

## 6 Estimated 11-48 Stope Limits

The stope outline suggested by the longitudinal section drafted in 1981 was placed in doubt by the investigation discussed above. In addition to locating the cave limits through exploration holes, and geophysics, another estimation can be obtained by determining the volume of rock mined from the stope during its production life. Table 6.1 below lists the ore tonnage drawn from

the 11-48 and 11-51 stopes for the period between 1971 and 1978. The tonnages were obtained from East-Malartic mine records.

**Table 6.1: Ore Tonnages Drawn from the 11-48 and 11-51 Stopes**

Year	Drawn Ore – tons (tonnes)	
	11-48 Stope	11-51 Stope
1971 + Prev.	No production	16455 (14923)
1972	3895 (3534) – Development Ore	42248 (38327)
1973	44432 (40309)	24140 (21900)
1974	79572 (72188)	344 (312)
1975	42158 <sup>1</sup> (38246)	5200 (4717)
1976	63000 <sup>2</sup> (57154)	0
1977	79572 <sup>3</sup> (72188)	0
1978	31500 (28577)	0
<b>Total</b>	<b>344129 (312194)</b>	<b>88387 (80185)</b>

Note 1: No record of mucking after August, however records consistent with reserves for 1976.

Note 2: Based on forecasted tonnage, consistent with reserves from 1975.

Note 3: No tonnage records available, used the conservative worst-case value from 1974.

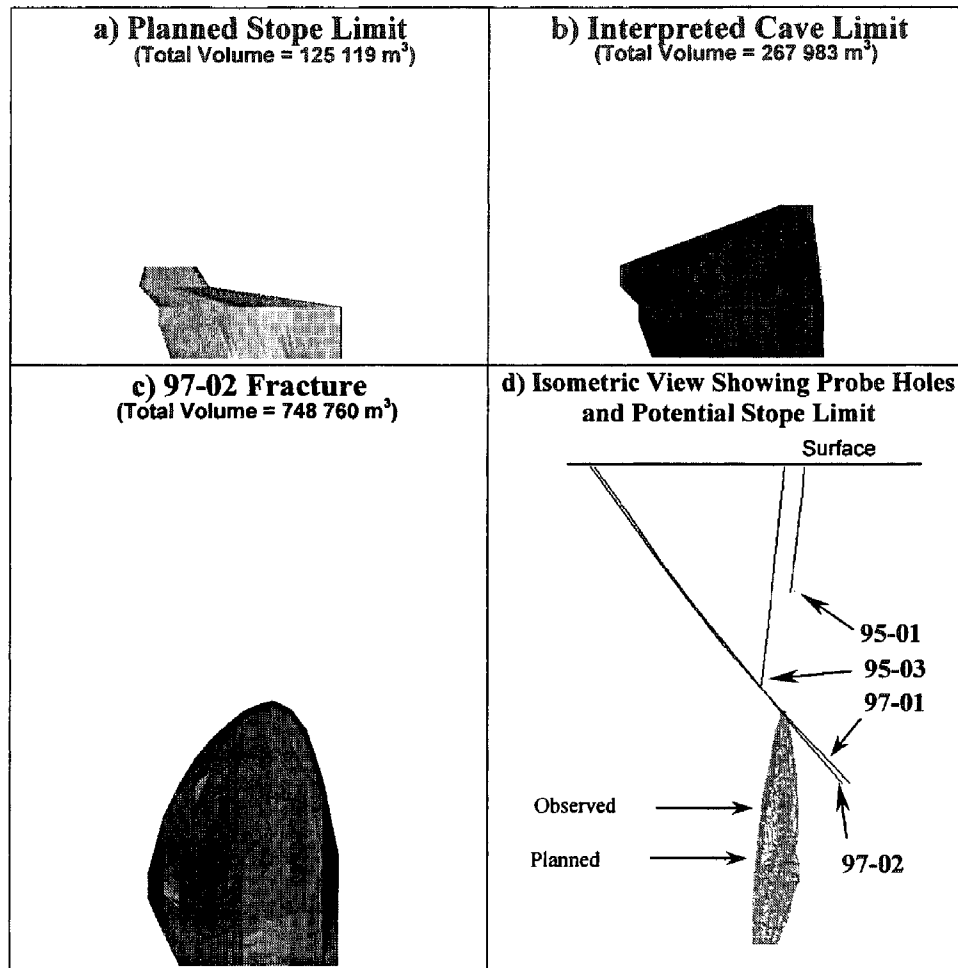
It is noted that no tonnage records existed for the year 1977 even though the planning longitudinal section indicated mining during that period (A.1 in Appendix 1). A tonnage equal to the value for year 1974 would represent a conservative estimate for 1977 as is obvious by comparing the surface area for both periods on section A.1 as well as by remembering that the production in the 11-48 stope was on the decline past 1975. Based on the above inventory, the total mass of ore removed from the 11-48 and 11-51 stopes is 392 379 tonnes. Assuming a conservative ore density of 2.7 tonnes/m<sup>3</sup>, this mass of ore represents a volume of 145 326 m<sup>3</sup>.

Figure 6.1 a), b), c) and d) below are three-dimensional re-constructions of the 11-48 stope (11-51 included) using available sub-level plans for the stope. By interpolating between the sub-levels, a three-dimensional volume can be created and the magnitudes for the scenarios compiled. Scenario a) represents the planned stope limits based on the level plans. Scenario b) represents a possible cave outline constructed by joining the planned limits with the cave limit observed in 1974. Scenario c) is constructed by assuming that the 2.8 m fractured length of core obtained from hole 97-02 is the maximum vertical stope extent. The volumes for each scenario are included in the figure. Clearly, scenario c) does not represent a realistic estimation of the stope



limits. Scenario b) represents a very conservative estimate of the 1978 stope limit. Scaled drawings of the figures below can be found in Appendix 3.

**Figure 6.1: Possible Scenarios for the Cave Outline of the 11-48 Stope**



The site investigation already discussed demonstrated that there is no void of significant proportions as was indicated on the longitudinal section from 1981. The discussion above suggests that the volume of rock mined does not approach the volume indicated on that section. Remember also, that the outline was placed in doubt since it was not indicated on the plan section included with the longitudinal view. Based on these observations, one is required to ask how the 1981 outline was constructed. A common rule of thumb estimation of choking limit height (as previously defined) based on an initial stope outline can be obtained by multiplying the initial stope height by 2.5 (GAL, 1993). If the stope limit from scenario b) is assumed to represent the final stope geometry and its height is multiplied by 2.5, a choking limit similar to the “Estimated

Cave Outline” can be obtained. It can now be concluded that the outline indicated on the 1981 longitudinal section is merely an estimate of the choked stope limits. For the purpose of crown pillar stability analysis, a more realistically conservative representation of the actual stope outline is the one indicated by scenario b).

## 7 11-48 Crown Pillar Stability Analysis – Review

It can be concluded from the analyses presented above, that a conservative approximation of the crown pillar thickness above the 11-48 stope can be obtained using the elevation of the M-8-EDR drift as a reference maximum height of the pre-caved stope. Additionally, based on core data obtained from diamond drill holes 97-01 and 97-02, a more site specific characterization of the rock mass making up the crown pillar can be made. These parameters are used in a cursory re-consideration of the stability analyses conducted by GAL in 1993.

The three crown pillar stability analyses conducted by GAL were the limit equilibrium calculation, the critical scaled crown span analysis, and block caving analogies. The safety factor of 1% (GAL, 1993) was obtained from the limit equilibrium approach and therefore, will not be considered in this report.

### Critical Scaled Crown Analysis

In the critical scaled crown analysis, the site specific parameters of the crown pillar problem are compared to a summary of stable and failed crown pillar case records. For the analysis, the scaled crown span factor which requires geometrical and physical parameters of the problem, is calculated. The scaled crown span is given by (GAL, 1993) :

$$C_s = S[\gamma / (t\{1 + S_r\}\{1 - 0.4 \cos \theta\})]^{0.5}$$

where:  $S$  = crown pillar span = 12 m

$\gamma$  = relative density of the rock mass = 2.7

$t$  = thickness of the crown pillar = 373 m ( from the M-8-EDR) and 434 m (from 5 Level)

$S_r$  = span ratio =  $S/L$  (crown pillar span/ crown pillar strike length) = 12 m / 189 m

$\theta$  = orebody dip = 70°

It is noted that the thickness of the crown pillar used for the analysis is consistent with the elevation of the M-8-EDR, the last known and only observed height of the cave. The diamond drill investigation and the mucked tonnage analysis presented above substantiates this assumption.

The scaled crown span is plotted with respect to the rock mass quality of the crown pillar (Figure A.6 in Appendix 4). For the purpose of this report, the rock mass quality is presented in terms of the Rock Mass Rating (RMR) classification system. The core obtained from diamond drill holes 97-01 and 97-02 was used to classify the crown pillar rock mass. Four lithologies were observed in core obtained from diamond drill holes 97-01 and 97-02. These were a syenite, a hematized syenite, a diorite (dyke), and an ultramafic chlorite schist. It is known that the altered hematized syenite hosts the ore and therefore was primarily used in crown pillar stability assessment. The rock mass characterization for the hematized syenite is summarized in Table 7.1. Upper and lower bounds have been included so that a sensitivity analysis can be conducted.

**Table 7.1: Rock Mass Rating Parameters – Hematized Syenite**

<b>Parameter</b>	<b>Value</b>	<b>Description</b>
Strength of intact rock (UCS: 143 MPa – 320 MPa)	12-15	Queen's core testing, 1998
Drill core quality (RQD:9% - 95%)	3 – 20	Hole 97-02
Spacing of discontinuities (5 – 50 cm, 20 – 60 cm)	8 – 10	Hole 97-02
Joint Condition (Persistence, Separation, Roughness, Infilling, Weathering)	19 – 24 (0-2, 6, 1-3, 6, 6)	Hole 97-02
Ground Water	4 –10	Dripping – Damp
<b>Rating</b>	<b>46 – 77</b>	

By reviewing the geological cross sections included in Appendix 2, it is clear that the caving observed in the M-8-EDR was located in the footwall ultramafic chlorite schist. The chlorite schist is less competent than the hematized syenite and therefore will also be considered in pillar stability analysis. Table 7.2 presents a summary of the characterization for this rock.

Referring to Figure A.6 in Appendix 4, upper and lower bounds for the scaled span and the Rock Mass Rating are plotted. From the figure, it is clear that the conditions applicable to the crown pillar above the 11-48 stope plot in the stable zone of the graph.

**Table 7.2: Rock Mass Rating Parameters – Chlorite Schist**

Parameter	Value	Description
Strength of intact rock (UCS: 1 MPa – 25 MPa)	1-2	Estimate
Drill core quality (RQD:37% - 94%)	8 – 20	Hole 97-02
Spacing of discontinuities (5 – 35 cm)	8	Hole 97-02
Joint Condition (Persistence, Separation, Roughness, Infilling, Weathering)	19 – 24 (0-2, 6, 1-3,0- 2, 6)	Hole 97-02
Ground Water	4 –10	Dripping – Damp
<b>Rating</b>	<b>34 – 59</b>	

### Block Caving Analogies

Crown pillar stability can also be assessed using block caving analogies. This approach involves estimating the extent of propagation of a caving stope using results from physical models based on bulk flow of material studies. In the models, it has been found that the flow of material in caving scenarios follows an ellipsoidal draw pattern (GAL, 1993), with a limit ellipsoid defining the stope choking limit (as previously defined). It has been determined that, assuming a bulking factor of 40%, the limit ellipsoid can be estimated by multiplying the volume of pre-bulked material available to fall into the opening by 15 (GAL, 1993). Naturally, the actual site specific value depends on the rock mass properties of the crown pillar. Based on these findings, if the thickness, the span and the rock mass quality of the crown pillar are known, a critical stope height can be determined which defines the maximum safe height of stope to avoid surface subsidence. Figure A.7 in Appendix 4 describes the relationship between the parameters. For the 11-48 stope, the following input values were used and the appropriate parameters plotted on Figure A.7.

$$t = \text{Crown pillar thickness} = 373 \text{ m}$$

$$S = \text{Stope Span} = 12 \text{ m}$$

$$t/S = 373/12 = 31$$

$$RMR_{\text{hematized syenite}} = 46 - 77 \text{ (see Table 7.1)}$$

$$RMR_{\text{chlorite schist}} = 34-59 \text{ (see Table 7.2)}$$

Using the upper and lower bound parameters above, the critical stope height obtained for the 11-48 stope assuming a crown pillar of hematized syenite are 320 m and 600 m. The critical stope height obtained for the 11-48 stope assuming a crown pillar of chlorite schist are 150 m and 450 m. All options demonstrate greater heights than the actual stope height of 143 m (from M-8-EDR).

## 8 Conclusions

In accordance with the guidelines for mine-closure as detailed in the Mining Sites Restoration Plan, the stability of mine openings at the East-Malartic property were evaluated by Golder Associates Ltd. in October 1993. Based on the available information, GAL determined that the 11-48 stope posed a potential long term risk for crown pillar collapse. Since 1993, a comprehensive investigation was undertaken by Barrick Gold Corporation to locate the caving stope, to evaluate the crown pillar thickness and to obtain more site specific rock mass characteristics for stability analysis.

Based on the site investigation, it was determined that no void of significant proportions existed in the crown pillar above the planned 11-48 stope limits. For the most part, this was established from diamond drill holes oriented to intercept the "Estimated Cave Outline" indicated on the 1981 longitudinal section from East-Malartic. During the drilling phase of the investigation, fracture lengths of core were observed in two of four exploration holes (the two holes cross-cutting the crown pillar) at distances along the axis of the hole consistent with the stope limits. The fractured core was subsequently ruled out as the caved stope when pre-mining drilling records obtained from East-Malartic indicated a persistent discontinuity located in the same plane as the fractured run of core.

Mine records provided additional information about the volume of ore removed during the production life of the stope. This permitted an evaluation of a realistic post-mining stope limit and provided an explanation on the source of the "Estimated Cave Outline" drawn on the 1981 longitudinal section. Using the realistic stope limits established in the volume analysis as well as

additional information provided by the drill core, the stability of the crown pillar was re-evaluated. Two analysis which previously indicated an unstable pillar were conducted with new data. These being the scaled span approach and the block caving analogy approach. Both analyses indicated a stable crown pillar.

*Marc Ruest*

Marc Ruest, M.Sc.(Eng.), ing. stag.

Rock Mechanics

*Normand Bédard*

Normand Bédard

Chief Geologist

*Paul Gauthier*

Paul Gauthier, ing.

Chief Engineer



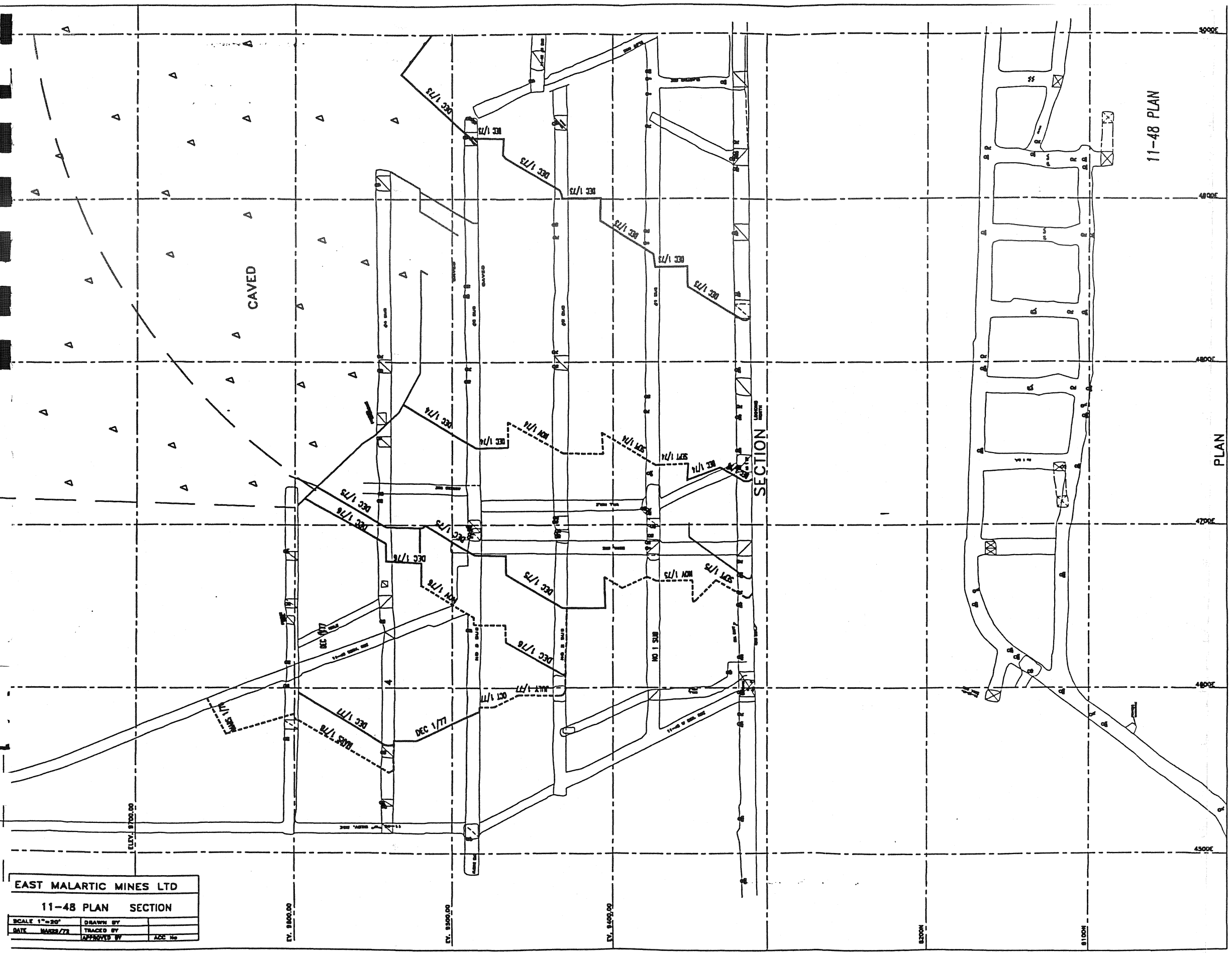
## References

ESG Canada Ltd., 1998. Review and Recommendations Regarding the Caving of Stopes 11-48 and 11-51, East Malartic Mine, Report submitted to Barrick Gold Corporation.

Geospex Sciences Inc., 1997. Chantier 11-48, mine Est Malartic à Malartic, Memo submitted to Barrick Gold Corporation.

Géophysique GPR International Inc., 1995. Levés de sismique réflexion et réfraction, Report submitted to Barrick Gold Corporation.

Golder Associates Ltd., 1993. Closure Plan : The East Malartic Property , Lac Minerals Ltd., Draft Report submitted to Lac Minerals Ltd.

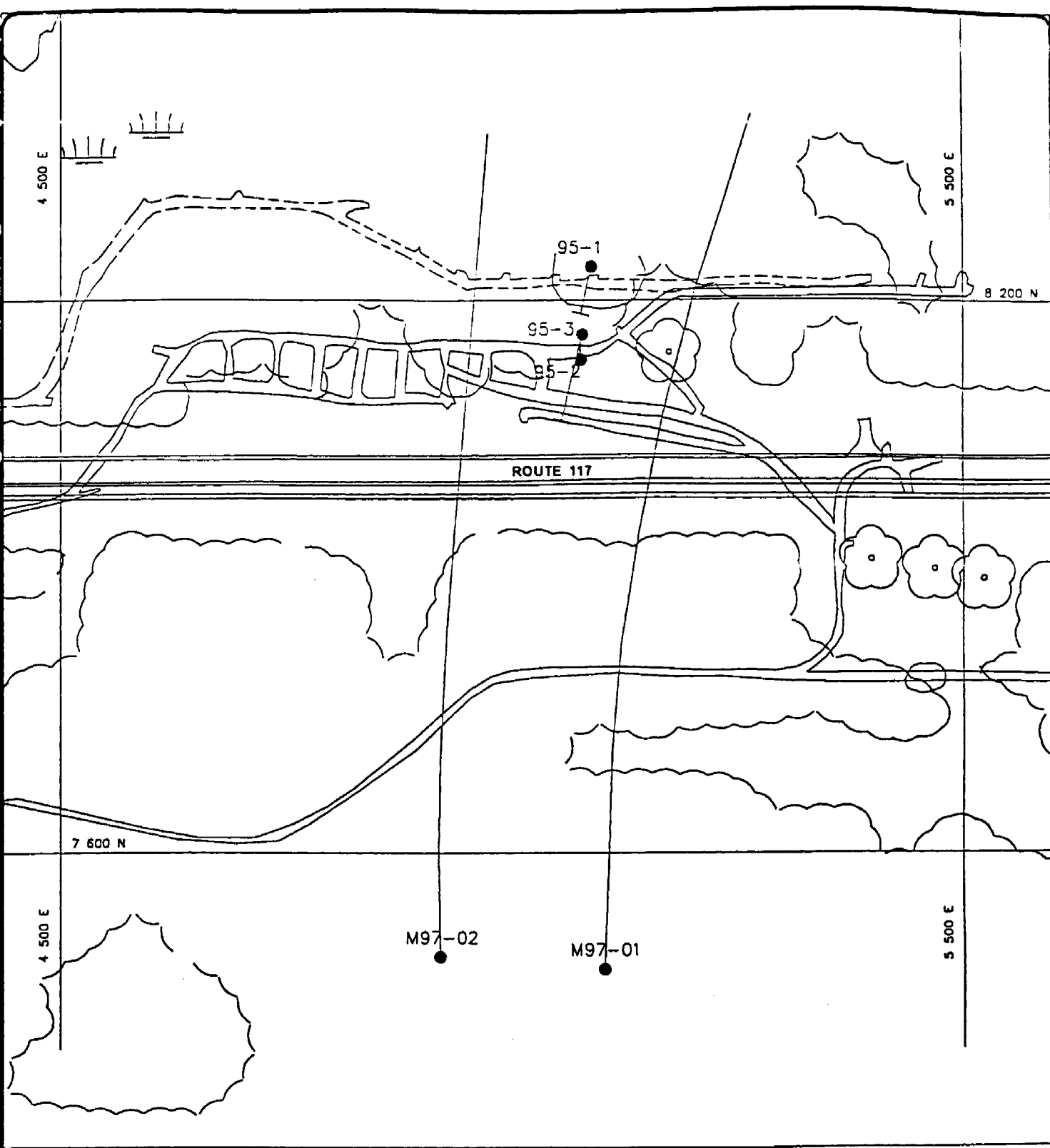


EAST MALARTIC MINES LTD			
11-48 PLAN SECTION			
SCALE 1"=20'	DRAWN BY		
DATE MAR 20/73	TRACED BY		
	APPROVED BY	ACC No	

Figure A.1 : Production Planning, 11-48 Stope



**Appendix 2: Diamond Drill Investigation**



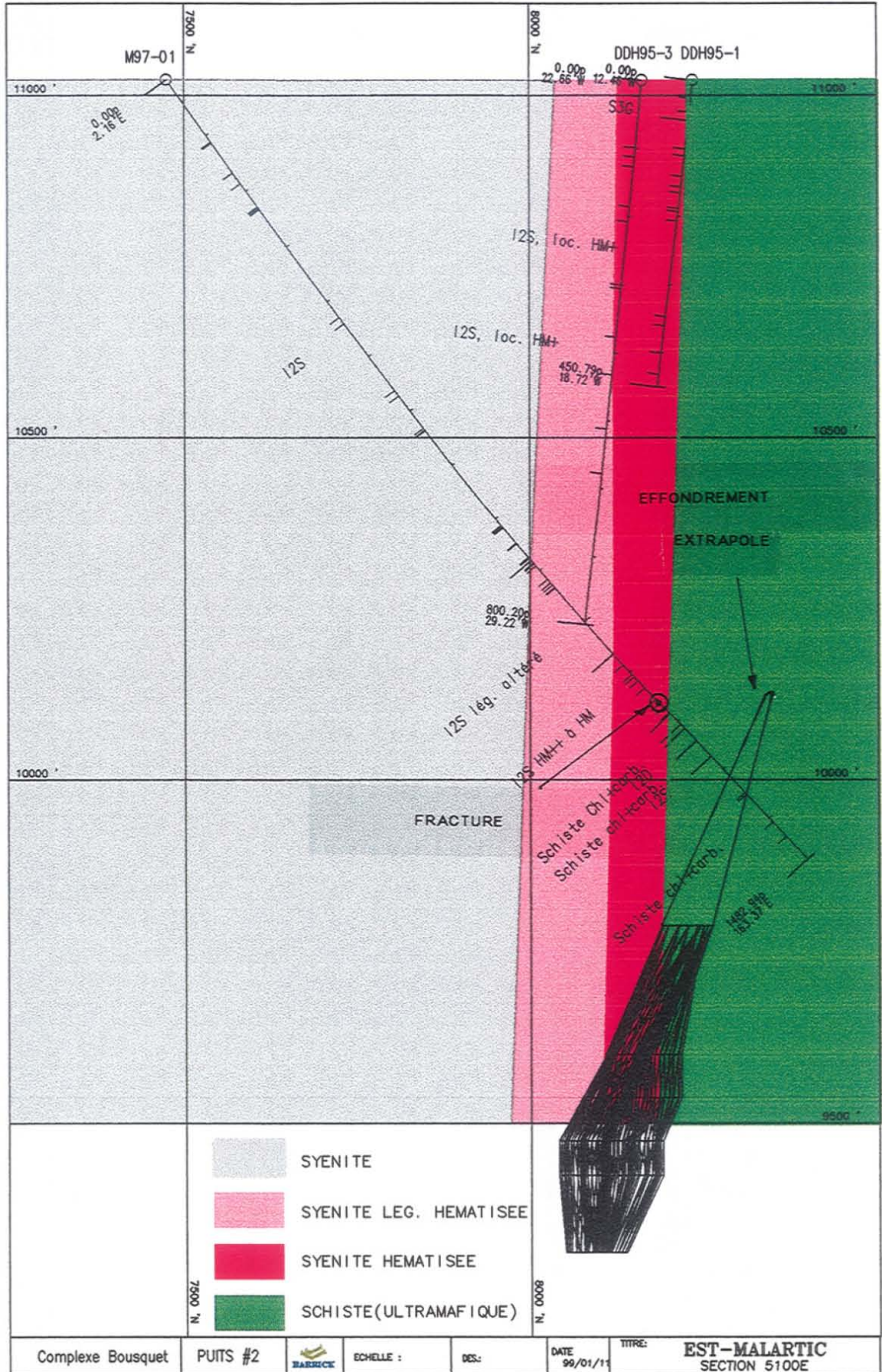
**LÉGENDE**

-----	Niveau M-8-EDR
—————	Niveau M-11-EDR

**BARRICK** BARRICK GOLD CORPORATION  
 COMPLEXE BOUSQUET (PUITS #2)

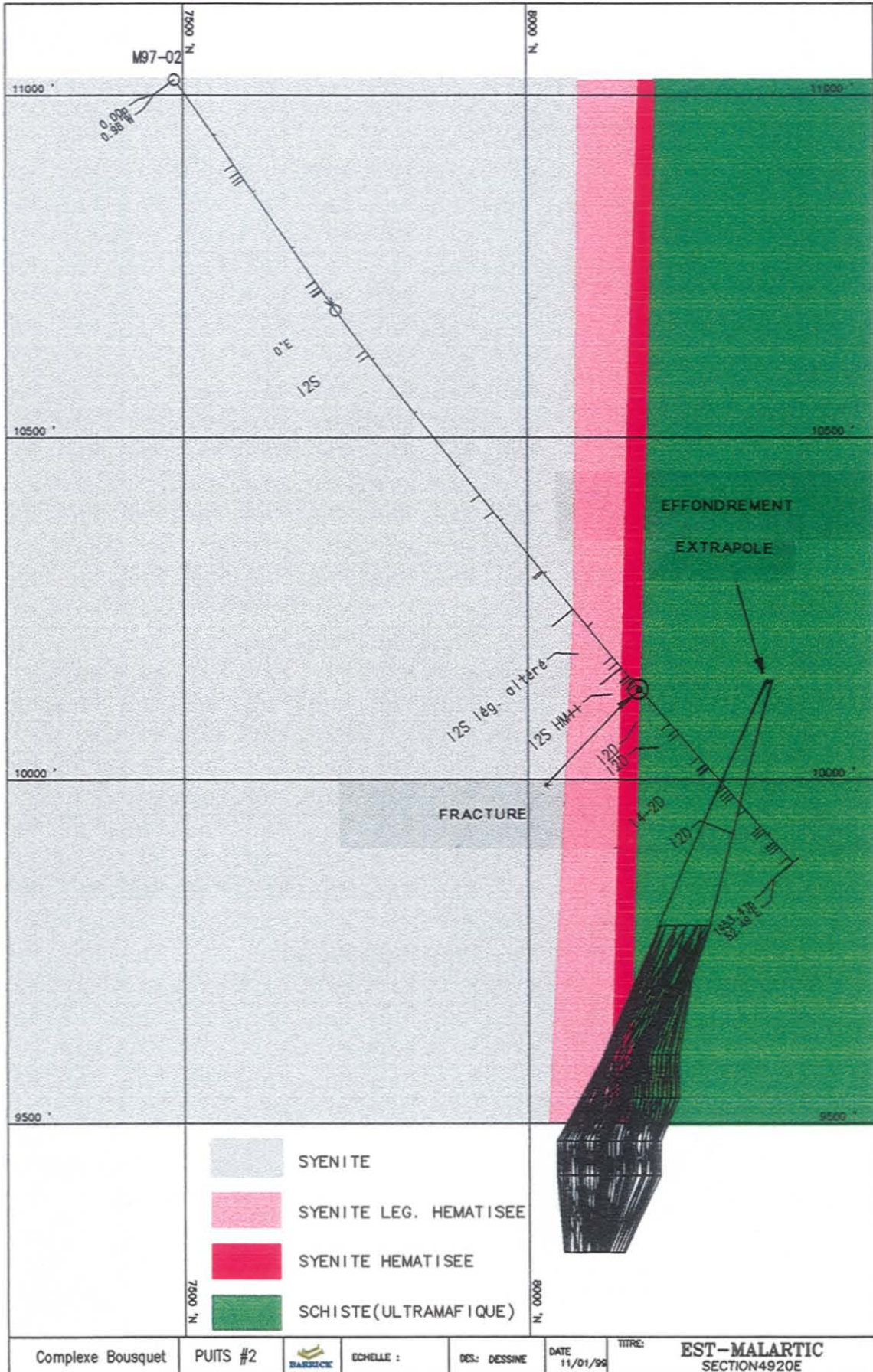
Projet  
 FIGURE A.2  
 PLAN DE SURFACE  
 ET TROUS FORÉS

Dessiné par: <i>M. Bassalta</i>
Date: 11 jan 1999
Vérifié par: _____ Date: _____
Echelle: 1"=150'-0"   Format A
AutoCad Numéro: 0503-00
Dessin Numéro: _____ Rév. _____
11-0503-00-0



Complexe Bousquet	PUITS #2		ECHELLE :	DES:	DATE 99/01/11	TITRE: <b>EST-MALARTIC</b> SECTION 5100E
-------------------	----------	--	-----------	------	------------------	--





BARRICK GOLD CORPORATION - BOUSQUET 2  
 JOURNAL DE SONDAGE  
 Section: MALARTIC

Trou no: M97-01  
 Canton : FOURNIERE

Zone

Contracteur: N.MORISSETTE

Débuté le: 31/10/1997  
 Terminé le: 05/11/1997

Niveau : SURFACE

Section: 5100E

Lieu de travail: MALARTIC

Coordonnées au collet :

Latitude: 7474.04 pN  
 Longitude: 5102.16 pE  
 Élévation: 11022.98

Azimat: 2°36' 9"  
 Inclinaison: -54°34' 4"  
 Longueur: 1482.94

Arpenté par: Mario Gaudreault

Tests de déviation :

Profondeur	Inclinaison	Az Corrigé	
98.43 P	-55° 0' 0"	-	OK
196.85 P	-54° 0' 0"	-	OK
295.28 P	-54° 0' 0"	-	OK
354.33 P	-53° 0' 0"	1°30' 0"	OK
393.70 P	-53° 0' 0"	-	OK
492.13 P	-53° 0' 0"	-	OK
590.55 P	-53° 0' 0"	-	OK
698.82 P	-52°30' 0"	9°30' 0"	OK
787.40 P	-50° 0' 0"	-	OK
885.83 P	-49° 0' 0"	-	OK
1023.62 P	-48°30' 0"	12°30' 0"	OK
1181.10 P	-44° 0' 0"	-	OK
1259.84 P	-45°30' 0"	18°30' 0"	OK

Remarques :

Cimenté :

Dimension de la carotte: 80









De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	ROD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
8.40	11.00	2.60	1.78	68.5	20	7.69	0	0.00	0	
11.00	14.00	3.00	2.00	66.7	32	10.67	0	0.00	0	
14.00	17.00	3.00	2.60	86.7	21	7.00	0	0.00	0	
17.00	20.00	3.00	2.08	69.3	23	7.67	0	0.00	0	
20.00	23.00	3.00	2.38	79.3	18	6.00	0	0.00	0	
23.00	26.00	3.00	2.30	76.7	19	6.33	0	0.00	0	
26.00	29.00	3.00	2.24	74.7	19	6.33	0	0.00	0	
29.00	32.00	3.00	2.27	75.7	20	6.67	0	0.00	0	
32.00	35.00	3.00	2.46	82.0	24	8.00	0	0.00	0	
35.00	38.00	3.00	1.62	54.0	25	8.33	0	0.00	0	
38.00	41.00	3.00	1.69	56.3	24	8.00	0	0.00	0	
41.00	44.00	3.00	0.90	30.0	32	10.67	0	0.00	0	
44.00	47.00	3.00	1.64	54.7	20	6.67	0	0.00	0	
47.00	50.00	3.00	1.27	42.3	33	11.00	0	0.00	0	
50.00	53.00	3.00	2.33	77.7	19	6.33	0	0.00	0	
53.00	56.00	3.00	1.92	64.0	24	8.00	0	0.00	0	
56.00	59.00	3.00	2.51	83.7	15	5.00	0	0.00	0	
59.00	62.00	3.00	2.49	83.0	15	5.00	0	0.00	0	
62.00	65.00	3.00	2.04	68.0	22	7.33	0	0.00	0	
65.00	68.00	3.00	1.94	64.7	17	5.67	0	0.00	0	
68.00	71.00	3.00	0.94	31.3	20	6.67	0	0.00	0	
71.00	74.00	3.00	2.43	81.0	18	6.00	0	0.00	0	
74.00	77.00	3.00	2.40	80.0	20	6.67	0	0.00	0	
77.00	80.00	3.00	2.60	86.7	15	5.00	0	0.00	0	
80.00	83.00	3.00	2.46	82.0	18	6.00	0	0.00	0	
83.00	86.00	3.00	2.26	75.3	20	6.67	0	0.00	0	
86.00	89.00	3.00	2.33	77.7	20	6.67	0	0.00	0	
89.00	92.00	3.00	2.43	81.0	17	5.67	0	0.00	0	
92.00	95.00	3.00	2.60	86.7	14	4.67	0	0.00	0	
95.00	98.00	3.00	2.47	82.3	17	5.67	0	0.00	0	
98.00	101.00	3.00	2.66	88.7	16	5.33	0	0.00	0	
101.00	104.00	3.00	2.28	76.0	18	6.00	0	0.00	0	
104.00	107.00	3.00	2.67	89.0	14	4.67	0	0.00	0	
107.00	110.00	3.00	2.38	79.3	20	6.67	0	0.00	0	
110.00	113.00	3.00	2.05	68.3	20	6.67	0	0.00	0	
113.00	116.00	3.00	2.72	90.7	13	4.33	0	0.00	0	
116.00	119.00	3.00	2.50	83.3	15	5.00	0	0.00	0	
119.00	122.00	3.00	2.78	92.7	14	4.67	0	0.00	0	
122.00	125.00	3.00	1.67	55.7	21	7.00	0	0.00	0	
125.00	128.00	3.00	1.72	57.3	26	8.67	0	0.00	0	
128.00	131.00	3.00	2.55	85.0	18	6.00	0	0.00	0	
131.00	134.00	3.00	2.70	90.0	14	4.67	0	0.00	0	
134.00	137.00	3.00	2.54	84.7	14	4.67	0	0.00	0	
137.00	140.00	3.00	2.24	74.7	17	5.67	0	0.00	0	
140.00	143.00	3.00	2.40	80.0	17	5.67	0	0.00	0	

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	RQD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
143.00	146.00	3.00	2.45	81.7	14	4.67	0	0.00	0	
146.00	149.00	3.00	2.18	72.7	15	5.00	0	0.00	0	
149.00	152.00	3.00	2.54	84.7	17	5.67	0	0.00	0	
152.00	155.00	3.00	2.48	82.7	18	6.00	0	0.00	0	
155.00	158.00	3.00	2.54	84.7	15	5.00	0	0.00	0	
158.00	161.00	3.00	2.54	84.7	18	6.00	0	0.00	0	
161.00	164.00	3.00	2.19	73.0	22	7.33	0	0.00	0	
164.00	167.00	3.00	2.43	81.0	18	6.00	0	0.00	0	
167.00	170.00	3.00	2.60	86.7	15	5.00	0	0.00	0	
170.00	173.00	3.00	2.24	74.7	13	4.33	0	0.00	0	
173.00	176.00	3.00	2.00	66.7	17	5.67	0	0.00	0	
176.00	179.00	3.00	2.04	68.0	20	6.67	0	0.00	0	
179.00	182.00	3.00	2.30	76.7	17	5.67	0	0.00	0	
182.00	185.00	3.00	2.30	76.7	18	6.00	0	0.00	0	
185.00	188.00	3.00	2.39	79.7	16	5.33	0	0.00	0	
188.00	191.00	3.00	2.48	82.7	17	5.67	0	0.00	0	
191.00	194.00	3.00	1.83	61.0	23	7.67	0	0.00	0	
194.00	197.00	3.00	2.55	85.0	18	6.00	0	0.00	0	
197.00	200.00	3.00	2.75	91.7	15	5.00	0	0.00	0	
200.00	203.00	3.00	2.44	81.3	17	5.67	0	0.00	0	
203.00	206.00	3.00	2.60	86.7	14	4.67	0	0.00	0	
206.00	209.00	3.00	2.18	72.7	20	6.67	0	0.00	0	
209.00	212.00	3.00	2.61	87.0	16	5.33	0	0.00	0	
212.00	215.00	3.00	2.48	82.7	20	6.67	0	0.00	0	
215.00	218.00	3.00	2.64	88.0	17	5.67	0	0.00	0	
218.00	221.00	3.00	2.75	91.7	16	5.33	0	0.00	0	
221.00	224.00	3.00	2.29	76.3	20	6.67	0	0.00	0	
224.00	227.00	3.00	2.70	90.0	18	6.00	0	0.00	0	
227.00	230.00	3.00	2.54	84.7	16	5.33	0	0.00	0	
230.00	233.00	3.00	2.66	88.7	12	4.00	0	0.00	0	
233.00	236.00	3.00	2.81	93.7	15	5.00	0	0.00	0	
236.00	239.00	3.00	2.88	96.0	15	5.00	0	0.00	0	
239.00	242.00	3.00	2.75	91.7	13	4.33	0	0.00	0	
242.00	245.00	3.00	2.75	91.7	12	4.00	0	0.00	0	
245.00	248.00	3.00	2.40	80.0	18	6.00	0	0.00	0	
248.00	251.00	3.00	1.91	63.7	22	7.33	0	0.00	0	
251.00	254.00	3.00	2.57	85.7	17	5.67	0	0.00	0	
254.00	257.00	3.00	2.79	93.0	12	4.00	0	0.00	0	
257.00	260.00	3.00	2.79	93.0	14	4.67	0	0.00	0	
260.00	263.00	3.00	2.59	86.3	18	6.00	0	0.00	0	
263.00	266.00	3.00	2.74	91.3	15	5.00	0	0.00	0	
266.00	269.00	3.00	2.30	76.7	20	6.67	0	0.00	0	
269.00	272.00	3.00	2.35	78.3	22	7.33	0	0.00	0	
272.00	275.00	3.00	1.70	56.7	30	10.00	0	0.00	0	
275.00	278.00	3.00	2.00	66.7	22	7.33	0	0.00	0	

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	ROD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
278.00	281.00	3.00	2.65	88.3	15	5.00	0	0.00	0	
281.00	284.00	3.00	2.41	80.3	19	6.33	0	0.00	0	
284.00	287.00	3.00	2.48	82.7	22	7.33	0	0.00	0	
287.00	290.00	3.00	2.92	97.3	8	2.67	0	0.00	0	
290.00	293.00	3.00	2.80	93.3	10	3.33	0	0.00	0	
293.00	296.00	3.00	2.56	85.3	14	4.67	0	0.00	0	
296.00	299.00	3.00	2.79	93.0	9	3.00	0	0.00	0	
299.00	302.00	3.00	3.00	100.0	6	2.00	0	0.00	0	
302.00	305.00	3.00	2.93	97.7	6	2.00	0	0.00	0	
305.00	308.00	3.00	2.88	96.0	10	3.33	0	0.00	0	
308.00	311.00	3.00	2.74	91.3	9	3.00	0	0.00	0	
311.00	314.00	3.00	2.86	95.3	9	3.00	0	0.00	0	
314.00	317.00	3.00	2.88	96.0	9	3.00	0	0.00	0	
317.00	320.00	3.00	2.90	96.7	9	3.00	0	0.00	0	
320.00	323.00	3.00	2.57	85.7	19	6.33	0	0.00	0	
323.00	326.00	3.00	2.82	94.0	13	4.33	0	0.00	0	
326.00	329.00	3.00	2.92	97.3	8	2.67	0	0.00	0	
329.00	332.00	3.00	2.74	91.3	12	4.00	0	0.00	0	
332.00	335.00	3.00	2.84	94.7	14	4.67	0	0.00	0	
335.00	338.00	3.00	2.90	96.7	15	5.00	0	0.00	0	
338.00	341.00	3.00	2.94	98.0	5	1.67	0	0.00	0	
341.00	344.00	3.00	3.00	100.0	4	1.33	0	0.00	0	
344.00	347.00	3.00	2.75	91.7	14	4.67	0	0.00	0	
347.00	350.00	3.00	2.53	84.3	17	5.67	0	0.00	0	
350.00	353.00	3.00	2.75	91.7	16	5.33	0	0.00	0	
353.00	356.00	3.00	2.15	71.7	13	4.33	0	0.00	0	FRACTURE
356.00	359.00	3.00	3.00	100.0	2	0.67	0	0.00	0	
359.00	362.00	3.00	2.52	84.0	12	4.00	0	0.00	0	
362.00	365.00	3.00	2.87	95.7	12	4.00	0	0.00	0	
365.00	368.00	3.00	2.35	78.3	18	6.00	0	0.00	0	
368.00	371.00	3.00	2.91	97.0	7	2.33	0	0.00	0	
371.00	374.00	3.00	2.05	68.3	28	9.33	0	0.00	0	
374.00	377.00	3.00	2.30	76.7	23	7.67	0	0.00	0	
377.00	380.00	3.00	2.75	91.7	14	4.67	0	0.00	0	
380.00	383.00	3.00	2.69	89.7	11	3.67	0	0.00	0	
383.00	386.00	3.00	2.74	91.3	10	3.33	0	0.00	0	
386.00	389.00	3.00	2.96	98.7	6	2.00	0	0.00	0	
389.00	392.00	3.00	2.95	98.3	5	1.67	0	0.00	0	
392.00	395.00	3.00	2.60	86.7	12	4.00	0	0.00	0	
395.00	398.00	3.00	2.83	94.3	11	3.67	0	0.00	0	LIGNE D'EFFONDREMENT EXTRAPOLE
398.00	401.00	3.00	2.63	87.7	20	6.67	0	0.00	0	
401.00	404.00	3.00	2.80	93.3	12	4.00	0	0.00	0	
404.00	407.00	3.00	2.60	86.7	17	5.67	0	0.00	0	
407.00	410.00	3.00	1.90	63.3	22	7.33	0	0.00	0	
410.00	413.00	3.00	2.34	78.0	21	7.00	0	0.00	0	

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	RGD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
413.00	416.00	3.00	2.57	85.7	15	5.00	0	0.00	0	
416.00	419.00	3.00	2.86	95.3	7	2.33	0	0.00	0	
419.00	422.00	3.00	2.68	89.3	13	4.33	0	0.00	0	
422.00	425.00	3.00	2.76	92.0	14	4.67	0	0.00	0	
425.00	428.00	3.00	2.60	86.7	13	4.33	0	0.00	0	
428.00	431.00	3.00	2.18	72.7	21	7.00	0	0.00	0	
431.00	434.00	3.00	2.10	70.0	23	7.67	0	0.00	0	
434.00	437.00	3.00	2.41	80.3	22	7.33	0	0.00	0	
437.00	440.00	3.00	2.35	78.3	17	5.67	0	0.00	0	
440.00	443.00	3.00	2.80	93.3	13	4.33	0	0.00	0	
443.00	446.00	3.00	2.21	73.7	21	7.00	0	0.00	0	
446.00	449.00	3.00	2.40	80.0	15	5.00	0	0.00	0	
449.00	452.00	3.00	2.00	66.7	24	8.00	0	0.00	0	

POINT ARPENTE

DATE: 12/01/1999

NOM DU PROJET :

NUMERO DU TROU:

PROFONDEUR: P

NORD :

EST :

ELEV :

Profondeur (P)	Plongée	Azimat	Nord	Est	Elévation

BARRICK GOLD CORPORATION - BOUSQUET 2  
 JOURNAL DE SONDAGE  
 Section: MALARTIC

Trou no: M97-02  
 Canton : FOURNIÈRE

Zone

Contracteur: N.MORISSETTE

Débuté le: / /  
 Terminé le: / /

Niveau : SURFACE

Section:

Lieu de travail: MALARTIC

Coordonnées au collet :

Latitude: 7487.35 pN  
 Longitude: 4919.02 pE  
 Élévation: 11022.78

Azimut: 358°14'41"  
 Inclinaison: -53°52'31"  
 Longueur: 1453.41

Arpenté par:

Tests de déviation :

Profondeur	Inclinaison	Az Corrigé	
98.43 P	-56° 0' 0"	-	OK
196.85 P	-55° 0' 0"	-	OK
295.28 P	-55° 0' 0"	-	OK
393.70 P	-55° 0' 0"	-	OK
492.13 P	-53° 0' 0"	-	OK
541.34 P	-51°30' 0"	3°30' 0"	OK
590.55 P	-51°30' 0"	-	OK
688.98 P	-51°30' 0"	-	OK
787.40 P	-51°30' 0"	-	OK
807.09 P	-51°30' 0"	5° 0' 0"	OK
885.83 P	-51° 0' 0"	-	OK
984.25 P	-51° 0' 0"	-	OK
1082.68 P	-50° 0' 0"	-	OK
1095.80 P	-49°30' 0"	-	OK
1181.10 P	-49° 0' 0"	5° 0' 0"	OK
1279.53 P	-49° 0' 0"	-	OK
1377.95 P	-49° 0' 0"	-	OK

Remarques :

Cimenté :

Dimension de la carotte: BQ

Journal par: J.CÔTÉ

Rédigé le: / /

Trou no:M97-02









De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	RQD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
19.70	22.00	2.30	1.66	72.2	20	8.70	0	0.00	0	
22.00	23.00	1.00	0.58	58.0	19	19.00	0	0.00	0	
23.00	26.00	3.00	0.93	31.0	80	26.67	0	0.00	0	
26.00	29.00	3.00	2.32	77.3	22	7.33	0	0.00	0	
29.00	32.00	3.00	2.10	70.0	20	6.67	0	0.00	0	
32.00	35.00	3.00	2.51	83.7	16	5.33	0	0.00	0	
35.00	38.00	3.00	2.72	90.7	25	8.33	0	0.00	0	
38.00	41.00	3.00	2.12	70.7	24	8.00	0	0.00	0	
41.00	44.00	3.00	2.69	89.7	13	4.33	0	0.00	0	
44.00	47.00	3.00	2.00	66.7	26	8.67	0	0.00	0	
47.00	50.00	3.00	1.20	40.0	40	13.33	0	0.00	0	
50.00	53.00	3.00	2.74	91.3	12	4.00	0	0.00	0	
53.00	56.00	3.00	2.65	88.3	15	5.00	0	0.00	0	
56.00	59.00	3.00	2.54	84.7	15	5.00	0	0.00	0	
59.00	62.00	3.00	2.10	70.0	19	6.33	0	0.00	0	
62.00	65.00	3.00	2.72	90.7	16	5.33	0	0.00	0	
65.00	68.00	3.00	2.46	82.0	16	5.33	0	0.00	0	
68.00	71.00	3.00	2.27	75.7	20	6.67	0	0.00	0	
71.00	74.00	3.00	2.09	69.7	24	8.00	0	0.00	0	
74.00	77.00	3.00	2.62	87.3	17	5.67	0	0.00	0	
77.00	80.00	3.00	1.94	64.7	26	8.67	0	0.00	0	
80.00	83.00	3.00	2.54	84.7	21	7.00	0	0.00	0	
83.00	86.00	3.00	2.30	76.7	20	6.67	0	0.00	0	
86.00	89.00	3.00	2.54	84.7	18	6.00	0	0.00	0	
89.00	92.00	3.00	2.21	73.7	25	8.33	0	0.00	0	
92.00	95.00	3.00	2.65	88.3	13	4.33	0	0.00	0	
95.00	98.00	3.00	1.80	60.0	22	7.33	0	0.00	0	
98.00	101.00	3.00	2.27	75.7	24	8.00	0	0.00	0	
101.00	104.00	3.00	2.55	85.0	19	6.33	0	0.00	0	
104.00	107.00	3.00	2.67	89.0	17	5.67	0	0.00	0	
107.00	110.00	3.00	2.77	92.3	17	5.67	0	0.00	0	
110.00	113.00	3.00	2.60	86.7	14	4.67	0	0.00	0	
113.00	116.00	3.00	2.67	89.0	15	5.00	0	0.00	0	
116.00	119.00	3.00	2.78	92.7	15	5.00	0	0.00	0	
119.00	122.00	3.00	2.19	73.0	22	7.33	0	0.00	0	
122.00	125.00	3.00	2.88	96.0	20	6.67	0	0.00	0	
125.00	128.00	3.00	2.02	67.3	29	9.67	0	0.00	0	
128.00	131.00	3.00	2.66	88.7	14	4.67	0	0.00	0	
131.00	134.00	3.00	2.33	77.7	22	7.33	0	0.00	0	
134.00	137.00	3.00	2.56	85.3	24	8.00	0	0.00	0	
137.00	140.00	3.00	2.73	91.0	16	5.33	0	0.00	0	
140.00	143.00	3.00	2.52	84.0	20	6.67	0	0.00	0	
143.00	146.00	3.00	2.30	76.7	20	6.67	0	0.00	0	
146.00	149.00	3.00	2.25	75.0	14	4.67	0	0.00	0	
149.00	152.00	3.00	2.58	86.0	15	5.00	0	0.00	0	

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	ROD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
152.00	155.00	3.00	2.60	86.7	10	3.33	0	0.00	0	
155.00	158.00	3.00	2.64	88.0	14	4.67	0	0.00	0	
158.00	161.00	3.00	2.04	68.0	22	7.33	0	0.00	0	
161.00	164.00	3.00	2.90	96.7	13	4.33	0	0.00	0	
164.00	167.00	3.00	2.59	86.3	17	5.67	0	0.00	0	
167.00	170.00	3.00	2.45	81.7	23	7.67	0	0.00	0	
170.00	173.00	3.00	2.56	85.3	20	6.67	0	0.00	0	
173.00	176.00	3.00	2.60	86.7	20	6.67	0	0.00	0	
176.00	179.00	3.00	2.69	89.7	14	4.67	0	0.00	0	
179.00	182.00	3.00	2.75	91.7	15	5.00	0	0.00	0	
182.00	185.00	3.00	2.93	97.7	13	4.33	0	0.00	0	
185.00	188.00	3.00	2.68	89.3	14	4.67	0	0.00	0	
188.00	191.00	3.00	2.50	83.3	14	4.67	0	0.00	0	
191.00	194.00	3.00	2.38	79.3	18	6.00	0	0.00	0	
194.00	197.00	3.00	2.62	87.3	12	4.00	0	0.00	0	
197.00	200.00	3.00	2.61	87.0	12	4.00	0	0.00	0	
200.00	203.00	3.00	2.80	93.3	11	3.67	0	0.00	0	
203.00	206.00	3.00	2.73	91.0	10	3.33	0	0.00	0	
206.00	209.00	3.00	2.92	97.3	10	3.33	0	0.00	0	
209.00	212.00	3.00	2.64	88.0	10	3.33	0	0.00	0	
212.00	215.00	3.00	2.92	97.3	3	1.00	0	0.00	0	
215.00	218.00	3.00	2.64	88.0	10	3.33	0	0.00	0	
218.00	221.00	3.00	2.87	95.7	9	3.00	0	0.00	0	
221.00	224.00	3.00	2.64	88.0	15	5.00	0	0.00	0	
224.00	227.00	3.00	1.92	64.0	22	7.33	0	0.00	0	
227.00	230.00	3.00	2.32	77.3	14	4.67	0	0.00	0	
230.00	233.00	3.00	1.78	59.3	18	6.00	0	0.00	0	
233.00	236.00	3.00	2.04	68.0	22	7.33	0	0.00	0	
236.00	239.00	3.00	2.86	95.3	14	4.67	0	0.00	0	
239.00	242.00	3.00	2.21	73.7	18	6.00	0	0.00	0	
242.00	245.00	3.00	2.30	76.7	19	6.33	0	0.00	0	
245.00	248.00	3.00	2.42	80.7	18	6.00	0	0.00	0	
248.00	251.00	3.00	1.51	50.3	24	8.00	0	0.00	0	
251.00	254.00	3.00	2.38	79.3	23	7.67	0	0.00	0	
254.00	257.00	3.00	2.51	83.7	17	5.67	0	0.00	0	
257.00	260.00	3.00	2.48	82.7	17	5.67	0	0.00	0	
260.00	263.00	3.00	2.20	73.3	20	6.67	0	0.00	0	
263.00	266.00	3.00	2.53	84.3	17	5.67	0	0.00	0	
266.00	269.00	3.00	2.60	86.7	15	5.00	0	0.00	0	
269.00	272.00	3.00	2.62	87.3	12	4.00	0	0.00	0	
272.00	275.00	3.00	2.73	91.0	13	4.33	0	0.00	0	
275.00	278.00	3.00	2.45	81.7	15	5.00	0	0.00	0	
278.00	281.00	3.00	2.93	97.7	11	3.67	0	0.00	0	
281.00	284.00	3.00	2.10	70.0	17	5.67	0	0.00	0	
284.00	287.00	3.00	2.40	80.0	19	6.33	0	0.00	0	

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	RCD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
287.00	290.00	3.00	2.79	93.0	12	4.00	0	0.00	0	
290.00	293.00	3.00	2.58	86.0	15	5.00	0	0.00	0	
293.00	293.80	0.80	0.75	93.7	2	2.50	0	0.00	0	
293.80	296.00	2.20	2.09	95.0	9	4.09	0	0.00	0	
296.00	299.00	3.00	2.65	88.3	21	7.00	0	0.00	0	
299.00	302.00	3.00	2.47	82.3	16	5.33	0	0.00	0	
302.00	305.00	3.00	1.03	34.3	27	9.00	0	0.00	0	
305.00	308.00	3.00	2.22	74.0	15	5.00	0	0.00	0	
308.00	311.00	3.00	1.74	58.0	33	11.00	0	0.00	0	
311.00	314.00	3.00	2.63	87.7	14	4.67	0	0.00	0	
314.00	317.00	3.00	2.39	79.7	21	7.00	0	0.00	0	
317.00	320.00	3.00	2.50	83.3	20	6.67	0	0.00	0	
320.00	323.00	3.00	2.67	89.0	18	6.00	0	0.00	0	
323.00	326.00	3.00	2.93	97.7	7	2.33	0	0.00	0	
326.00	329.00	3.00	2.91	97.0	12	4.00	0	0.00	0	
329.00	332.00	3.00	2.80	93.3	8	2.67	0	0.00	0	
332.00	335.00	3.00	1.52	50.7	23	7.67	0	0.00	0	
335.00	338.00	3.00	2.62	87.3	17	5.67	0	0.00	0	
338.00	339.60	1.60	0.34	21.2	49	30.62	0	0.00	0	→
339.60	341.00	1.40	0.12	8.6	79	56.43	0	0.00	0	
341.00	344.00	3.00	1.04	34.7	62	20.67	0	0.00	0	
344.00	347.00	3.00	1.45	48.3	34	11.33	0	0.00	0	
347.00	350.00	3.00	2.30	76.7	31	10.33	0	0.00	0	
350.00	353.00	3.00	2.52	84.0	20	6.67	0	0.00	0	
353.00	356.00	3.00	2.75	91.7	10	3.33	0	0.00	0	
356.00	359.00	3.00	2.83	94.3	8	2.67	0	0.00	0	
359.00	362.00	3.00	2.36	78.7	18	6.00	0	0.00	0	
362.00	365.00	3.00	2.28	76.0	28	9.33	0	0.00	0	
365.00	368.00	3.00	2.26	75.3	15	5.00	0	0.00	0	
368.00	371.00	3.00	1.78	59.3	24	8.00	0	0.00	0	
371.00	374.00	3.00	1.68	56.0	34	11.33	0	0.00	0	
374.00	377.00	3.00	1.12	37.3	19	6.33	0	0.00	0	CNR0.10
377.00	380.00	3.00	2.17	72.3	32	10.67	0	0.00	0	
380.00	383.00	3.00	2.12	70.7	28	9.33	0	0.00	0	
383.00	386.00	3.00	2.74	91.3	14	4.67	0	0.00	0	
386.00	389.00	3.00	2.00	66.7	19	6.33	0	0.00	0	
389.00	392.00	3.00	2.19	73.0	23	7.67	0	0.00	0	→
392.00	395.00	3.00	2.75	91.7	13	4.33	0	0.00	0	
395.00	397.50	2.50	2.26	90.4	12	4.80	0	0.00	0	
397.50	398.00	0.50	0.20	40.0	90	180.00	0	0.00	0	
398.00	401.00	3.00	2.79	93.0	14	4.67	0	0.00	0	
401.00	404.00	3.00	1.12	37.3	15	5.00	0	0.00	0	CNR1.50
404.00	407.00	3.00	1.44	48.0	30	10.00	0	0.00	0	
407.00	410.00	3.00	1.40	46.7	52	17.33	0	0.00	0	
410.00	413.00	3.00	1.76	58.7	39	13.00	0	0.00	0	

FRACTURE

LIGNE D'EFFONDREMENT EXTRAPOLE

De (P)	à (P)	Long. (P)	Longueur Cumulative Des Pièces S>= 3.30cm	RQD S/LX100	Nombre De Fractures	Fractures Par Mètres	Nombre De Veines	Veines Par Mètres	Angle	Remarques
413.00	416.00	3.00	2.54	84.7	13	4.33	0	0.00	0	
416.00	419.00	3.00	2.62	87.3	12	4.00	0	0.00	0	
419.00	422.00	3.00	1.79	59.7	38	12.67	0	0.00	0	
422.00	425.00	3.00	0.11	3.7	34	11.33	0	0.00	0	CNR1.50
425.00	428.00	3.00	2.80	93.3	14	4.67	0	0.00	0	
428.00	431.00	3.00	1.23	41.0	39	13.00	0	0.00	0	CNR0.30
431.00	434.00	3.00	0.35	11.7	49	16.33	0	0.00	0	CNR1.50
434.00	435.40	1.40	1.00	71.4	17	12.14	0	0.00	0	
435.40	437.00	1.60	1.25	78.1	8	5.00	0	0.00	0	
437.00	440.00	3.00	2.78	92.7	13	4.33	0	0.00	0	
440.00	443.00	3.00	2.82	94.0	10	3.33	0	0.00	0	

POINT ARPENTE

DATE: 12/01/1999

NOM DU PROJET :

NUMERO DU TROU:

PROFONDEUR: P

NORD :

EST :

ELEV :

Profondeur (P)	Plongée	Azimut	Nord	Est	Élévation

**Appendix 3: Scaled Possible Stope Limits**

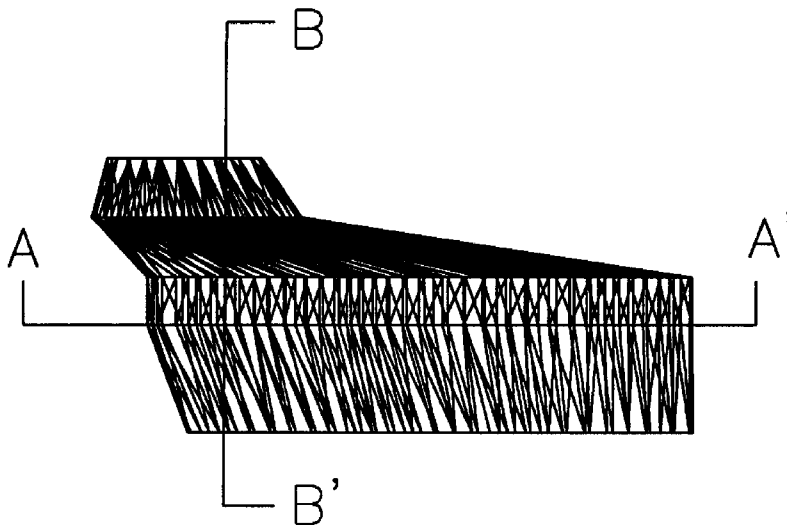
SECTION A - A'  
VUE EN PLAN



SECTION B - B'  
REGARDANT EST

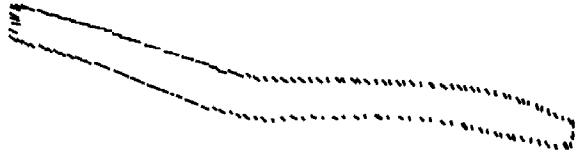


VUE LONGITUDINALE  
REGARDANT NORD





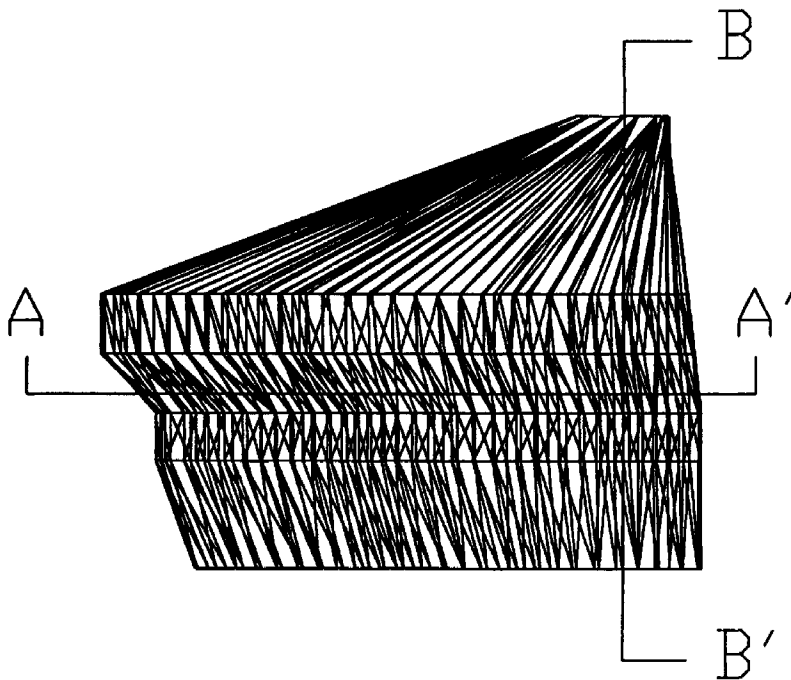
SECTION A - A'  
VUE EN PLAN



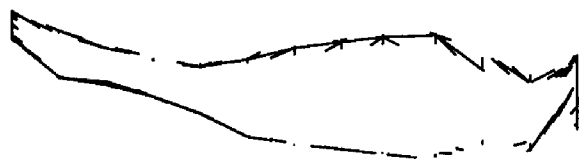
SECTION B - B'  
VUE EN PLAN



VUE LONGITUDINALE  
REGARDANT NORD



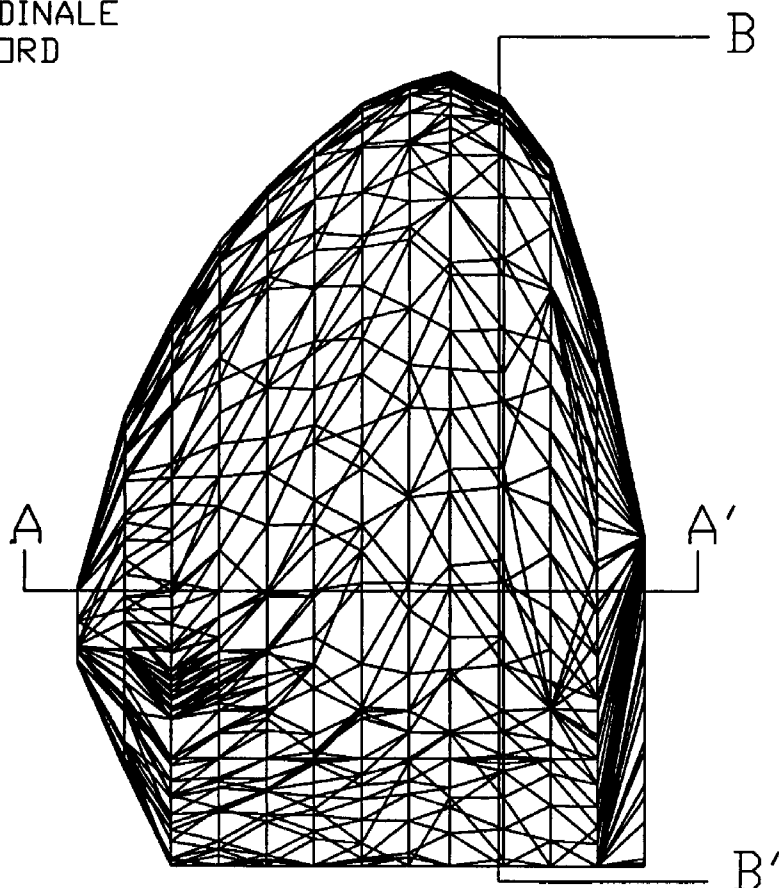
SECTION A - A'  
VUE EN PLAN



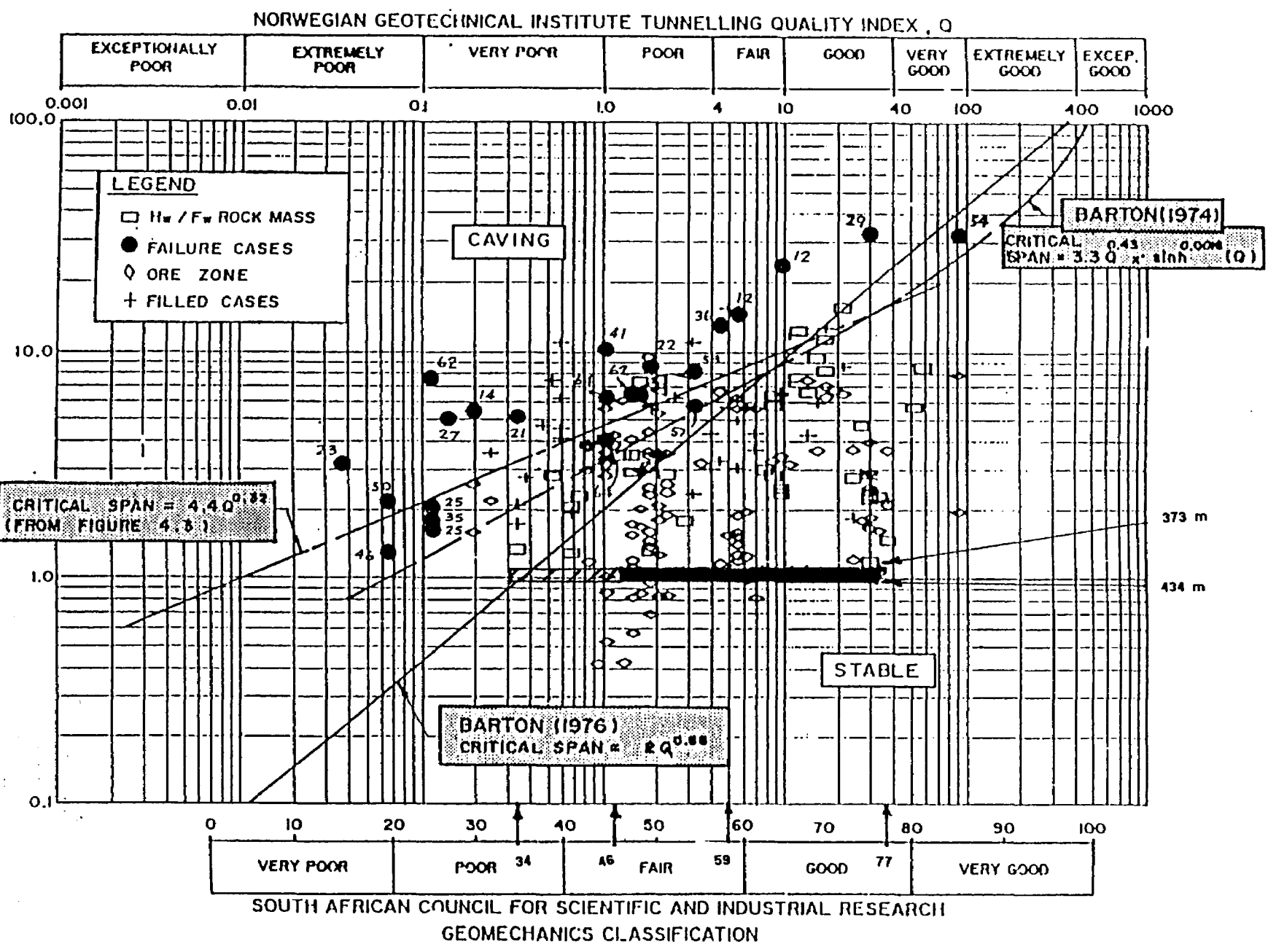
SECTION B - B'  
REGARDANT EST



VUE LONGITUDINALE  
REGARDANT NORD



**Appendix 4: Stability Assessment Figures**



Date OCTOBER, 1993.  
Project 93-LIBIS (5006)

SCALED CRITICAL CROWN PILLAR SPAN (Cs) (m)  
FIGURE A8 (AFTER GAL, 1983)

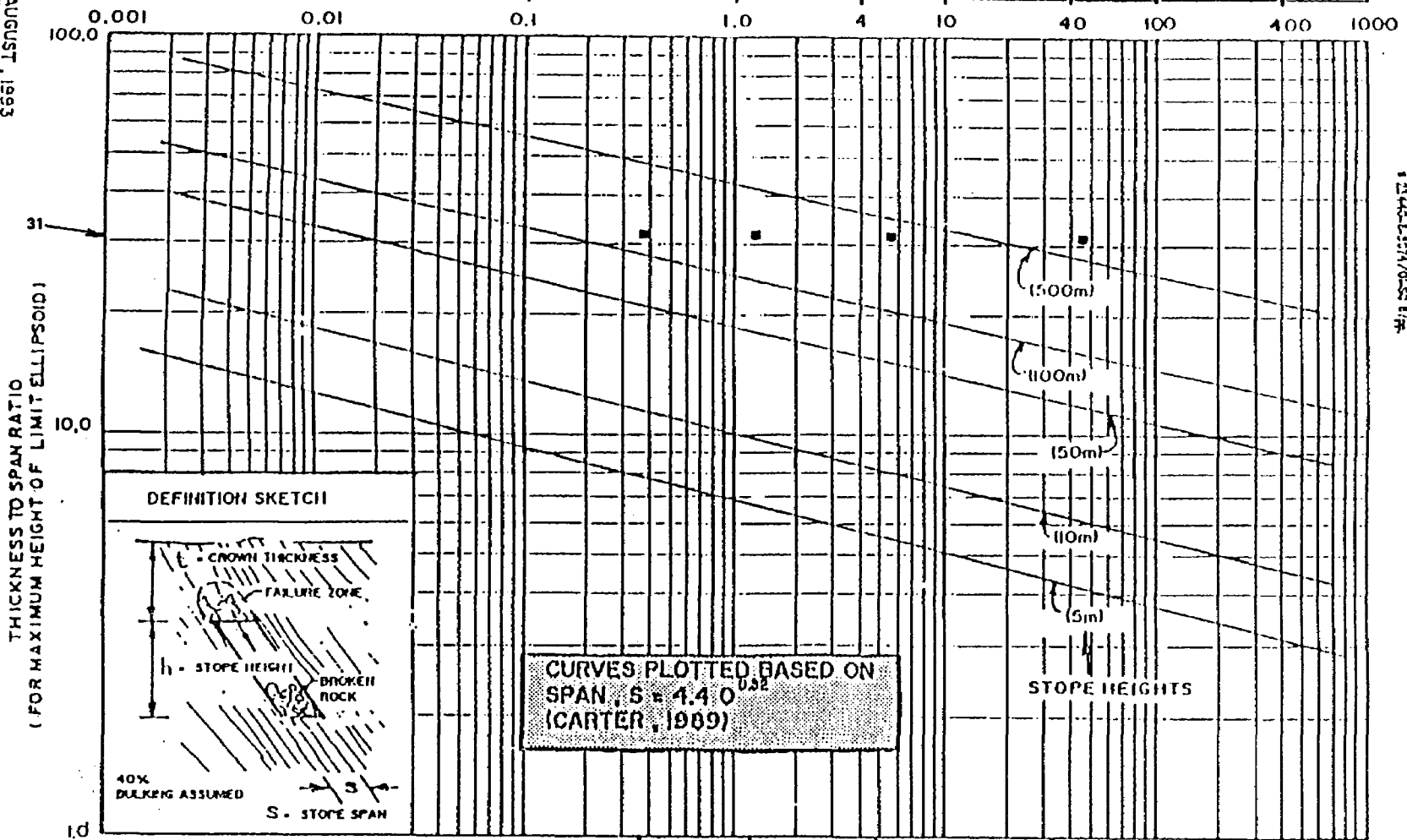
Drawn R.S.C.  
Chkd. T.C.

CRITICAL SLOPE HEIGHTS  
FOR LIMITATION OF CAVING  
(ASSUMING COMPLETE STOPE FILLING BY CAVED ROCK)

- REFERENCES
1. DEBRIE, J.C. AND LUNSSON, D., (1987) PRACTICAL APPROACH TO THE NUMERICAL STRESS ANALYSIS OF MASS MINING OPERATIONS. TRANS. IMM, VOL. 96, PP. 437-444.
  2. SLOPER ASSOCIATES, 1990, GROUND REPAIR STRATEGY. SOUTH AFRICAN REPORT 88/179 TO CAMEC. 12 440-E-574/0-52 87m.

NORWEGIAN GEOTECHNICAL INSTITUTE TUNNELLING QUALITY INDEX, Q

EXCEPTIONALLY POOR	EXTREMELY POOR	VERY POOR	POOR	FAIR	GOOD	VERY GOOD	EXTREMELY GOOD	EXCEP. GOOD
--------------------	----------------	-----------	------	------	------	-----------	----------------	-------------



0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
VERY POOR			POOR <sup>24</sup>		FAIR <sup>46</sup>		GOOD <sup>59</sup>		VERY GOOD <sup>77</sup>	

SOUTH AFRICAN COUNCIL FOR SCIENTIFIC AND INDUSTRIAL RESEARCH  
GEOMECHANICS CLASSIFICATION

Date: AUGUST, 1993  
Project: 93-1813

FIGURE A7 (AFTER GAL, 1993)

Drawn: RBC  
CHKD: [Signature]

## **ANNEXE 5**

- **Tableau 6.1 – Sommaire des coûts estimés pour la restauration des aires d'accumulation**
- **Soumission pour le revégétation d'un parc à résidus**

**TABLEAU 6.1**

**Sommaire des coûts estimés pour la restauration des aires d'accumulation**

<b>Construction</b>	<b>Activités</b>	<b>Unité</b>	<b>Quantité</b>	<b>Coûts/unité</b>	<b>Coûts</b>
<b>Parc Inactif (nord-est)</b>	nivellement des pentes	ha	7,5	2 500	18 750
	déversoir	m	250	25	6 250
	mise en végétation	ha	28,6	3 223	92 200
	<b>total</b>				<b>117 200</b>
<b>Ancien Parc (nord et ouest)</b>	nivellement des pentes	ha	20	2 500	50 000
	chargement	ha	102	8 300	847 000
	transport	ha	102	18 100	1 846 000
	épandage	ha	102	4 300	439 000
	compactage et labo	ha	102	6 500	663 000
	mise en végétation	ha	102	3 223	329 000
	déversoir	m	150	20	3 000
	<b>total</b>				<b>4 123 000</b>
<b>Nouveau Parc</b>	déversoir	m	100	50	5 000
	rediriger fossés de dérivation			10 000	10 000
	<b>total</b>				<b>15 000</b>
<b>Bassin de Sédimentation</b>	déversoir	m	50	50	2 500
	<b>total</b>				<b>2 500</b>
<b>Bassin de Polissage</b>	mise en végétation	ha	15	3 223	48 345
	<b>total</b>				<b>48 345</b>
<b>Suivi environnemental</b>	inspection géotechnique	an(s)	3	3 000	9 000
	suivi agronomique	an(s)	3	1 000	3 000
	échantillonnage	an(s)	3	5 000	15 000
	<b>total</b>				<b>27 000</b>
	<b>Sous-Total</b>				<b>4 333 000</b>
<b>Ingénierie, administration et imprévus (15%)</b>					<b>650 000</b>
	<b>Total (arrondi)</b>				<b>4 983 000</b>

[REDACTED]

[REDACTED]

[REDACTED]

[REDACTED]

May 21, 1998

Barrick Gold Corporation

[REDACTED]  
[REDACTED]

Attention: [REDACTED]  
[REDACTED]

RE: [REDACTED]

Dear Mr. [REDACTED]

We appreciate being invited to tender your [REDACTED] re-vegetation project scheduled to begin this spring. [REDACTED] will provide all necessary equipment and labour to carry out seeding work as outlined in your proposal request.

The nature of tailings cover is [REDACTED] to be re-vegetated which has been contoured and reshaped. [REDACTED] would be prepared to supply the equipment to cultivate, fertilize and seed area's outlined by your site plans.

Cost per hectare will be \$ 975.00

Cost to carry out this contract will be..... \$ [REDACTED]

Plus all PST and GST extra.

No warranty or guarantee will apply to this contract price.

Having inspected the site last year with Mr. Pierre Primeau, [REDACTED] would submit a quotation to supply, install and guarantee the seeding works.



Cost per hectare will be \$ \$ 3,222.50

Cost to carry out this contract will be..... \$ [REDACTED]

This price carries a 2 year guarantee, should any areas require re-seeding, [REDACTED] will carry out repair work at no cost to Barrick.

Yours truly,

[REDACTED]  
[REDACTED]

[REDACTED]