



Energy, Mines and
Resources Canada

Énergie, Mines et
Ressources Canada

1-12601
CP013

CANMET

Canada Centre for
Mineral and Energy
Technology

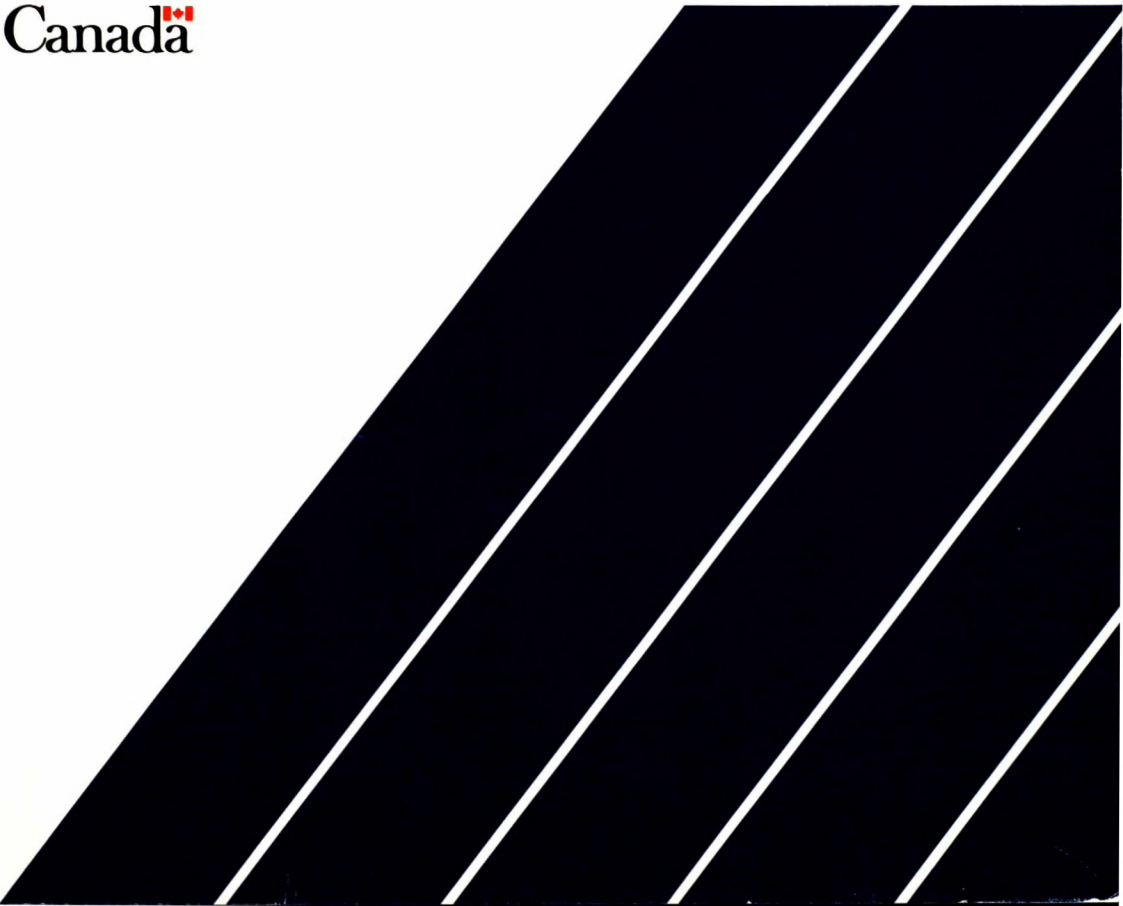
Centre canadien de la
technologie des
minéraux et de l'énergie

**Mining
Research
Laboratories**

**Laboratoires
de recherche
minière**



Canada 



MRL 86-046 (OP)

MRL 86-046 (OP)

1-12601

CPUB

**LE PROJET DE STABILITÉ A LA MINE NIOBEC:
UN PROGRAMME COMPLET DE CONTRÔLE DES TERRAINS**

M.C. Bétournay, D. Labrie, S. Thivierge, L. Marcoux

1-12601
CPUB

MRL 89-46 (OP)

AVRIL 1989

*Présenté au 91 ième Congrès annuel de l'ICM, Québec, 30 avril - 4 mai
1989*



CPUB

LE PROJET DE STABILITÉ A LA MINE NIOBEC:
UN PROGRAMME COMPLET DE CONTROLE DES TERRAINS

par

M.C. Bétournay*, D. Labrie*, S. Thivierge**, L. Marcoux***

RÉSUMÉ

En 1985, un projet a été entrepris conjointement par la mine Niobec, le CANMET et le CRM pour étudier les aspects suivants: la stabilité de la mine à ce jour, l'évaluation de la stratégie minière planifiée et la formulation d'options plus sécuritaires.

La mine Niobec se situe dans un intrusif de carbonatite où l'on extrait par une méthode de chantiers ouverts le minerai de niobium. Les chantiers sont séparés latéralement par des piliers de mêmes dimensions que les chantiers et séparés verticalement par des piliers de sole.

Le projet fut divisé en étapes successives pour former un programme de recherche complet, susceptible d'être répété par la mine après la fin du projet. Les étapes se résumaient à: la caractérisation du massif rocheux, l'identification de paramètres-clé reliés à la stabilité, la détermination des propriétés des matériaux, les aspects géomécaniques de la méthode de minage, la modélisation numérique, les structures minières, et le suivi des ouvertures.

Une discussion sur l'avance minière planifiée et des critères d'opération dé coulant des résultats du programme sont proposés.

Mots clés: stabilité de mine, chantiers ouverts, piliers, étude géomécanique, caractérisation de massif, paramètres de stabilité, propriétés des matériaux, effets de méthode de minage, modélisation numérique, suivi des ouvertures.

* Chercheur en sciences physiques, Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa.

** Responsable des services d'ingénierie, Les service TMG inc. (mine Niobec), Saint-Honoré, Québec.

*** Ingénieur de projet, Centre de recherches minérales, Énergie et Ressources (Québec), Sainte-Foy (Québec).

THE NIOBEC MINE STABILITY PROJECT:
A COMPLETE GROUND CONTROL PROGRAM

by

M.C. Bétournay*, D. Labrie*, S. Thivierge**, L. Marcoux***

ABSTRACT

In 1985, a joint project between the Niobec mine, CANMET and the CRM was undertaken to study the following aspects: mine stability to date, evaluation of the mining strategy planned and the formulation of safer options.

The Niobec mine operates within a carbonatite intrusive where niobium is extracted using an open stoping mining method. Stopes are separated laterally by pillars of similar dimensions to the openings, and vertically by sill pillars.

The project was partitioned into successive steps to formulate a complete stability research program and as a guide to future work carried out by mine operators. These steps were: rock mass characterization, identification of key stability parameters, determination of material properties, geomechanical aspects of the mining method, numerical modelling, mining structures and monitoring.

A discussion on the planned mining advance and operation guidelines resulting from the study is proposed.

Keywords: mine stability, open stopes, pillars, geomechanical study, rock mass characterization, stability parameters, material properties, mining method effects, numerical modelling, monitoring

- * Physical Scientist, Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources, Canada.
- ** Head, Engineering Services, TMG Services Inc. (Niobec), Saint-Honoré, Quebec
- *** Project Engineer, Centre de recherches minérales, Énergie et Ressources, Saint-Foy, Quebec.

TABLES DES MATIÈRES

	<u>Page</u>
RÉSUMÉ	i
ABSTRACT	ii
TABLES DES MATIÈRES	iii
INTRODUCTION	1
CARACTÉRISTIQUES DU MASSIF NIOBEC	2
PROPRIÉTÉS DES MATÉRIAUX	8
ASPECTS GÉOMECANIQUE DE LA STRATÉGIE MINIÈRE	10
MODÉLISATION	12
PILIERIS DE SURFACE	15
SUIVI DES OUVERTURES	16
ÉVALUATION DE LA STRATÉGIE MINIÈRE	17
BÉNÉFICES DE L'ÉTUDE	19
RÉFÉRENCES	22

LISTE DES TABLEAUX

<u>No.</u>		
1.	Résistance en tension du matériau	24
2.	Résistance en compression uniaxiale	25
3.	Résultat des essais de cisaillement direct	26
4.	Allocation de points pour évaluation d'effets de minage, mine Niobec	27

LISTES DES FIGURES

<u>No.</u>	<u>Page</u>
1. Progression type des étapes d'une étude de stabilité	28
2. Exemple de massif fissuré par de grands joints. Ceux-ci se situe entre les niveaux 600 et 1000. Des détachement en grandes plaques se développent en chantiers et galeries	29
3. Stéréogrammes de fractures; (A) toutes les fractures majeures observées, (B) toutes les fractures mineures observées.	30
4. Contour des lentilles minéralisées, Mine Niobec; (a) plan au niveau 300, (b)(c) sections	31
5. Identification des sites reconnus au niveau 450	32
6. Identification des sites reconnus au niveau	33
7. Schéma d'indice de qualité, système NGI	34
8. Représentation schématique du forage MR1 et qualité des unités traversées	35
9. Représentation schématique du forage MR2 et qualité des unités traversées	36
10. Représentation schématique du forage MR3 et qualité des unités traversées	37
11. Vue isométrique du modèle numérique no 1 & 2	38
12. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec gravité) zone 1, modèle no 1	39
13. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravités), zone 1, modèle no 2	40
14. Vue isométrique du modèle numérique no 3 & 4	41
15. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectonique et gravité), zone 1, modèles no 3 & 4 démontrants diverses ouvertures avec et sans pilier de sole	42
16. Vue isométrique du modèle numérique no 5	43
17. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 5, pilier de support entre chantiers enlevés	44
18. Facteurs de sécurité associés aux ouvertures du modèles no 5 ...	45
19. Le comportement voussoir et son application au calcaire du pilier de surface	46
20. Analyse élastique de stabilité, variantes poutre et plaques	47

INTRODUCTION

Les opérations minières canadiennes qui s'intéressent à l'évolution de la stabilité de leurs ouvertures souterraines doivent établir un programme complet de géomécanique. Ce programme peut tenir compte des conditions environnantes habituelles ou des cas spéciaux. Le programme peut être appliqué aux ouvertures existantes ou pour prédire les comportements des régions vierges qui seront excavées.

Le projet de stabilité de la mine Niobec a eu deux buts bien précis: celui de parfaire les analyses de conditions des terrains sous le jour de la stratégie minière proposée par l'exploitant, et celui d'effectuer un transfert de technologie à l'intention des planificateurs. Le programme en sa totalité, ou ses parties, pourrait être répété par la mine après la fin du projet pour étudier la stabilité de nouveaux secteurs miniers. En tout, l'équipe CANMET-CRM estime que les éléments suivants ont fait partie de ce transfert:

- 1) établir la progression-type des étapes (Figure 1) d'une étude de stabilité;
- 2) la mise à jour des conditions du massif rocheux;
- 3) l'évaluation des problèmes de contrôle des terrains à court terme;
- 4) l'évaluation des problèmes de contrôle des terrains à long terme;
- 5) un rapport technique sur chacune des phases de l'étude en décrivant étroitement le sujet traité, les méthodes utilisées, les résultats obtenus et les conclusions;
- 6) le rapport final ou la synthèse du projet où l'on reprend toutes les informations obtenues, avec l'emphase mis sur les attentes précises des opérateurs en ce qui attrait aux grandes lignes du développement minier, avec les modes d'utilisation et exemples pour faire de ce rapport un outil journalier en ce qui concerne la stabilité des ouvertures et l'activité minière.

Le projet se voulait donc être plus qu'une simple réponse aux attentes des opérateurs mais un recueil vivant où l'on pourrait trouver un bon nombre d'outils et de méthodes qui pourrait répondre en grande partie au besoin de conseils spécifiques et de rehaussement des connaissances techniques et des environs miniers pour les opérateurs.

Cette présentation fait part des étapes séquentielles utilisées au cours du programme, leur raison d'être et les résultats d'évaluation de stabilité avec le minage actuel et la stratégie planifiée par la mine Niobec.

CARACTÉRISTIQUES DU MASSIF NIOBEC

À la première étape on a visé l'identification des caractéristiques pour établir les propriétés naturelles du massif d'exploitation Niobec en guise de base sur laquelle les discussions de stabilité viendront s'ajouter. De cette façon on peut clairement faire la relation entre les facteurs de base et la qualité des terrains. Il est d'autant plus important de faire une caractérisation complète puisque l'exploitant travaille dans divers matériaux.

On extrait à Niobec des oxydes de niobium d'une masse intrusive de carbonatite. De nombreuses lithologies sont présentes. On compte les suivantes:

- carbonatite dolomitique intacte, foliée à brêchique, formant la masse principale dans laquelle se trouvent les lentilles irrégulières des autres unités géologiques;
- divers types de carbonatite, calcitique à dolomitique avec altération variable;
- syénite intacte. Occurrence sous forme de xénolithes ou de traînées discontinues concordant avec la foliation de la carbonatite. Structure brêchique et zones broyées;
- syénite altérée. Métamorphisme élevé, minéraux transformés en biotite et chlorite baignées dans une matrice mafique.

Cet intrusif est recouvert d'une calotte de calcaire sédimentaire dense et uniforme où des lits calcaires alternent avec des couches de schiste argileux.

Trois unités de calcaire se séparent verticalement: celle en contact avec la carbonatite (non-litée), l'intermédiaire (litée avec des lits de calcaire de 10cm, d'argilite de 5 cm ou moins) et la zone près de la surface qui montre d'abondants lits d'argilite et de calcaire dépassant rarement 5 cm.

L'intrusif, mis en place à cause de, et avant la formation du graben du Saguenay, ne démontre pas de plans régionaux de faiblesses, mais cependant aura d'autres effets. On remarque des pochettes de syénite jusqu'à 2,500 m³ de grandeur, distribuées d'une façon occasionnelle et aléatoire sur la grandeur du massif exploité. Ces pochettes contiennent des morceaux de roc de petites dimensions recouverts de biotite. Ces lithologies sont habituellement instables et s'effondrent rapidement dans les ouvertures adjacentes.

On rencontre également des cavernes karstiques, produites par l'altération hydrothermale, qui n'affectent pas la stabilité des ouvertures souterraines.

De loin, le comportement du massif vis-à-vis les ouvertures actuelles et l'activité minière dépend des discontinuités structurales. Les niveaux d'exploitations n'atteignant que 300 m, les contraintes en place (revues en détails plus tard) sont suffisamment faibles pour ne pas affecter négativement la stabilité.

Aucune faille n'a été décelée avec l'activité minière souterraine. La fracturation du massif s'en tient à des diaclases. Celles-ci sont identifiées comme étant formées à trois stages différents (1). La première famille, horizontale/subhorizontale, de joints d'extension, a été formée par la relaxation de la poussée magmatique de l'intrusif et démontre des joints de grandes étendue (> 10 m) et intersecte souvent une seconde famille de joints majeurs (< 5 m) pour former des intersections en "T", Figure 2. La troisième famille se compose de joints d'étendues mineures. Ils ont la même distribution générale que les fractures majeures, Figure 3, mais ont souvent une orientation verticale/subverticale.

En ce qui attrait à la stabilité des ouvertures et la compétence du massif Niobec, il est important de tenir compte de l'intersection de ces discontinuités.

La carbonatite du niveau 300 (90 m de profondeur) jusqu'au niveau 600 (180 m de profondeur) est recoupée majoritairement par des joints mineurs qui s'intersectent peu souvent, en recoupant que du roc non-découpé. Donc, très peu de blocs sont créés et le roc demeure essentiellement.

La minéralisation est en forme de lentilles orientées nord-ouest/sud-est, à pendage subvertical Figure 4. Le chantier a sa plus grande portée dans cette direction. Les grands joints subverticaux sont nord-est/sud-ouest donc perpendiculaires aux grands murs et parallèles à la plus petite dimension.

Du niveau 600 au niveau inférieur de la mine, le 1000 (300 m de profondeur), les joints majeurs viennent s'ajouter et dissèquent le massif d'une façon effective, avec des intersections de joints qui se recoupent, Figure 2.

Les joints en place ont subi divers degrés d'altération et de remplissage. De nature, les discontinuités structurales sont planes mais

rugueuses et bosselées en détail (1). Une bonne partie des joints majeurs ont subi un remplissage et/ou l'hématisation. Trois types de remplissage ont été reconnus, couvrant les épontes du joint (avec ou sans hématisation) dans cet ordre:

- chlorite/biotite;
- apatite/biotite;
- calcite/dolomie/biotite.

Les fractures majeures sont les héritiers les plus fréquents de remplissages. Les matériaux phylliteux et les carbonates sont les plus fréquents. Les fractures mineures sont généralement fermées. L'altération et la présence de remplissage y sont réduits, en proportion et en puissance.

L'hématisation est plus poussée dans la zone 1, où l'on retrouve également un roc plus fissuré, de moindre qualité.

Le calcaire Trenton lui se trouve plus ou moins dépourvu de joints. Il est rare que l'on perçoive ceux-ci dans les carottes de forage, la rampe d'accès, ou encore les coupes exposées sous terre. Le seul élément de discontinuités, et même celui-ci est rare, est le litage qui parfois se sépare dans la couche des schistes argileux. Ceci est entrevu uniquement dans les carottes (peut-être du à l'action du gel et dégel sur les carottes entreposées à l'extérieur).

Dans la deuxième étape on a voulu quantifier d'une façon géomécanique les éléments susceptibles d'influencer la stabilité des ouvertures. Pour ceci on a procédé à l'évaluation physique du massif encaissant et de ses pressions naturelles existantes. Les indices de qualité du massif sont applicables aux ouvertures et leur comportement vis-à-vis leur géométrie, la méthode minière utilisée et le soutènement utilisé et aussi pour prédire les comportements des régions vierges qui ne sont pas encore excavées.

Les systèmes de classification empirique permettent d'amener les observations du même endroit, ou d'autres, et de les appliquer à de nouveaux sites. Cette "expérience" est tangible du fait que des prescriptions bien précises viennent accompagner chaque circonstance.

Le roc dans lequel la mine Niobec poursuit des excavations ne change que relativement peu. La caractérisation du massif de la mine Niobec a été basée sur le système NGI (2). Ce système a été utilisé pour sa flexibilité au niveau des contraintes subites, l'importance attachée aux caractéristiques de joints et qu'il sert à traduire les valeurs m & s (critère Hoek et Brown (3)) laboratoire aux conditions de massif.

Les deux façons de caractériser le massif ont été utilisées: à partir des observations sur les ouvertures et sur des carottes de forage pour fournir plus de données, dont une partie dans un bloc minier planifié mais pas encore exploité.

Les observations en chantier ont servies non seulement à obtenir les paramètres requis, mais à élargir les observations sur le comportement du massif. Les opérateurs ont maintenant des connaissances quantifiables quand au comportement de toutes les ouvertures, un avantage précieux pour la planification et la compréhension des effets des excavations.

Les observations sur carottes ont permis de développer l'outil nécessaire pour explorer des nouveaux secteurs de mine où peu ou aucune information existe, pour des fins géomécaniques. On peut alors statuer sur la stabilité à un coût réduit.

Les paramètres utilisées pour calculer un indice de qualité selon le système NGI sont:

- (1) le RQD (mesure de qualité du roc);
- (2) le nombre de familles de joints, J_n ;
- (3) la rugosité du joint, J_r ;
- (4) l'altération du joint, J_a ;
- (5) la venue d'eau, J_w ;
- (6) la valeur de contrainte en place vis-à-vis la résistance en compression et tension du roc, SRF.

On utilise cette formule pour évaluer le facteur Q sur place:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{J_w}$$

On utilise cette formule pour évaluer le RQD sur place:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

où J_v = nombre de joints/m³

Sur les carottes le RQD est défini comme la somme des morceaux de roc sain, de longueur supérieure à deux fois le diamètre de la carotte, divisée par une longueur de carotte choisie (qui représente soit une longueur de course e.g. 5 pieds, ou pour un secteur géomécanique, unité géologique, etc).

Des relevés en galerie ont été fait au niveau 450 et 850, Figures 5, 6. La masse principale, carbonatite dolomitique, de même que la carbonatite fissurée et hématisée de la zone 1 et la syénite intacte ont été caractérisées. En général la venue d'eau dans ces endroits était basse.

Les indices de qualité Q sont: 31 pour la syénite intacte, 49 pour la carbonatite fissurée et hématisée, de 4 à 100 pour la carbonatite dolomitique. Les valeurs pour cette masse principale cependant se séparent en deux groupes distincts: valeurs basses, 4 à 14 et valeurs hautes 21 à 100. La valeur RQD/J_n ne change que peu, reflétant un massif sain et peu fissuré (moins de deux familles + une aléatoire). L'indice de qualité du massif, puisque la valeur J_w/SRF est constante, vient donc à se baser sur le facteur J_r/J_a . Le J_r ne change que peu, donc l'altération du joint devient l'élément qui fait varier l'indice Q d'une façon considérable.

Qualitativement, les indices varient de passable ("fair") à très bon ("very good") Figure 7. Sur cette figure on remarquera la prescription du soutènement pour la fourchette de valeurs de qualité de carbonatite dolomitique, pour les galeries, les toits des chantiers de 30 m de longueur et les murs de ces chantiers, 100 m de hauteur ($ESR = 1.6$, ouverture permanente). La prescription de soutènement pour les murs est conservatrice, puisque ceux-ci sont en vérité stable sans l'aide de soutènement.

L'évaluation de l'indice Q du massif, a été fait également sur trois courses de forage au diamant. La localisation et longueur de ces trous avait pour buts:

- d'échantillonner le bloc minier vierge, entre les niveaux 1,000 et 1,400;
- d'obtenir des échantillons de roc pour des essais de résistance mécanique en laboratoire, représentatifs des lithologies en place;
- de qualifier les familles de joints et conditions des terrains, surtout dans le bloc minier vierge et les piliers de sole qui séparent les blocs miniers.

Ces forages sont représentés aux Figures 8-10. La course de ceux-ci a été orientée pour intersecter toutes les familles de joints. On a également voulu obtenir les informations concernant la zone qui serait modélisée (forage MR-3), du pilier de sole entre blocs 1 & 2 (forage MR-2), le bloc 3 et pilier de sole entre blocs 2 et 3 (forage MR-1), figure.

Les carottes sont classifiées selon le système NGI pour chaque unité géologique, qui correspondent à des secteurs de comportement particulier. La qualité selon les unités géologiques recoupés:

<u>MR1</u>	<u>Q</u>
C5-C3	12-36
Sy	12

<u>MR2</u>	<u>Q</u>
C5-C3	50-100
Sy	67-100
C3C	50-100

<u>MR3</u>	<u>Q</u>
C5-C3	8-25
Sy	25-33
C3N	17-25

Les valeurs C5-C3 ressemble aux observations en place. Cependant, les forages ont permis de présenter la pleine variation de qualité pour la syénite et des valeurs pour le C3N et C3C qui n'ont pas été relevés en galeries.

La calcaire Trenton ne démontre pas de variance latérale mais plutôt verticale. Le RQD est excellent (> 90%) pour le haut et le bas du massif. Cependant, entre les élévations 9935' et 9875' (20m à 38m de profondeur) on retrouve une valeur plus basse, 73-83. La valeur Q avec un $J_r = 3$, $J_a = 2$, $J_a = 1$, $J_w = 1$, $SRF = 2.5$ est de 24 et 20 respectivement pour les zones supérieure et inférieure, et la zone centrale.

Le dernier élément naturel du roc à considérer est le champ de contraintes naturelles. Le niveau des contraintes et leurs orientations deviennent un élément critique de stabilité plus une ouverture est placée en profondeur.

Les mesures de contraintes faites à Niobec (4) sont comparables aux valeurs et orientations obtenues ailleurs dans le Bouclier Canadien. Basé sur les mesures au niveau 1,000, la contrainte la plus élevée (majeure principale) est orientée 111° avec un pendage presque horizontal. La contrainte intermédiaire est orienté à 192° avec un pendage de 32° sud-ouest. La contrainte mineure principale est orienté à 9° et un pendage de 58° nord-est.

La valeur de la contrainte principale est 2.8 fois la contrainte verticale. Cette dernière peut être calculée avec la relation:

$$\sigma_v = 0.0286 \pm 0.0106 \text{ MPa/m.}$$

La contrainte intermédiaire est un peu plus élevée que la contrainte verticale; elle est 1.2 fois la contrainte verticale.

La contrainte majeure est donc parallèle à la longueur des chantiers, tandis que l'intermédiaire est perpendiculaire à celle-ci.

PROPRIÉTÉS DES MATÉRIAUX

Il est important pour l'opérateur de savoir comment le roc avoisinant les excavations pourra supporter les charges et contraintes imposées suite à la formation d'ouvertures, leurs dimensions et leur orientation, vis-à-vis le champ des contraintes.

Il est donc nécessaire de faire des essais en laboratoire (et sur le terrain lorsque requis) pour obtenir des valeurs pour répondre au comportement du roc en compression et tension, on utilisera ici des formules de traction pour en arriver aux résistances de massifs.

Les excavations de la mine recouvrant une quantité de roc considérable de même que plusieurs lithologies, une vaste campagne d'essais en laboratoire fut entreprise.

Des essais en laboratoire ont été faits sur les diverses unités géologiques rencontrées à la mine (5) (6). Les Tableaux 1-2 présentent le sommaire des résultats d'essais de compression et de traction.

On remarque une différence évidente entre le type intact et altéré de chaque lithologie. La variété altérée est de 45 à 71% la valeur de la roche intacte. L'ordre relatif de résistance des matériaux est:

plus résistant	C5(i)
	C3N(i)
	C3(i)
	Sy(i)
	C3C(i)
	Calcaire
	C5(a)
	C3N(a)
	Sy(a)
	C3C(a)
moins résistant	C3(a)

comportement du massif. On peut traduire facilement les valeurs de laboratoire en valeur de massif pour le critère Hoek et Brown (qui utilise les paramètres m et s calculé par régression sur l'enveloppe de rupture de Mohr).

Les formules d'extrapolation utilisées pour les valeurs m et s du massif à partir des valeurs m et s de laboratoire, utilisant le système NGI, sont:

$$m_{\text{massif}} = m_{\text{lab}} e^{\left[\frac{(9 \ln Q - 51)}{13.4} \right]}$$

$$s_{\text{massif}} = s_{\text{lab}} e^{\left[\frac{(9 \ln Q - 56)}{6.3} \right]}$$

Ces formules sont données dans Bieniawski (7).

Le critère de rupture de Hoek et Brown est conservateur de par sa nature. En connaissant les conditions réelles du massif (peu fissuré, peu bloqué), les valeurs de tableaux pour le massif semblent faibles, de même pour la cohésion, spécialement pour les unités intactes (non altérées).

Les valeurs de c et ϕ pour le massif ont été obtenues de la courbe de m et s calculée pour le massif (5).

Un massif rocheux peut passer à la rupture si les conditions de contrainte s'y prêtent. Les modes de rupture sont par: compression, traction,

cisaillement. La rupture en traction, à des niveaux peu profonds, est la plus facile à se produire surtout si les discontinuités sont perpendiculaires à l'orientation des contraintes de tension.

Le cisaillement se produirait lui aussi si les contraintes en compression s'alignent pour forcer un cisaillement dans une direction où le massif est faible, où les discontinuités s'orientent parallèles au cisaillement. Voilà pourquoi l'étude s'est penchée sur la résistance du matériau fissuré, pour comparer la résistance des discontinuités au cisaillement versus les contraintes forçant le cisaillement.

Bien qu'il y ait plusieurs critères de rupture, du plus facile, le Mohr-Coulomb

$$\tau = \sigma_n \tan \phi$$

à des plus complexes, le critère Barton-Bandis est beaucoup plus spécifique aux conditions de la discontinuité. Et, ce qui est pratique, ce critère est formulé de la même façon que le critère Mohr-Coulomb:

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\text{JRC} \log_{10} \frac{\text{JCS}}{\sigma_n} + \phi_r \right]$$

La rugosité du joint, JRC, la résistance en compression de la surface du joint JCS et l'angle de friction du joint sont les seuls paramètres nécessaires pour utiliser ce critère efficacement.

On doit souligner que chaque type de remplissage et d'altération reflétera des valeurs singulières. Divers types de remplissage sur des types de roche différents ont été passés à l'essai. Le Tableau 3 présente les résultats de ces essais.

ASPECTS GÉOMÉCANIQUES DE LA STRATÉGIE MINIÈRE

Dans l'optique de la sélection de stratégie minière, il faut évaluer son effet sur le massif environnant. On doit se pencher sur la méthode d'abattage, la progression de l'extraction primaire et secondaire, la géométrie et l'orientation des chantiers vis-à-vis les contraintes et les discontinuités, et les pratiques de contrôle des terrains.

La méthode d'abattage choisie à la mine Niobec, l'abattage par mine longue avec chantiers non-remblayés, influence de plus d'une façon les environs immédiats du massif. Avec celle-ci, les sautages de masse redistribuent les contraintes autour des ouvertures d'une façon rapide et considérable. La concentration des contraintes est rehaussée et ceci jusqu'à d'importantes distances de l'ouverture.

Le résultat est donc d'emmagasiner plus d'énergie de déformation dans le massif rocheux qu'une méthode plus progressive. Avec une qualité de massif plus basse ou la présence de grands joints on peut s'attendre à plus de problèmes de soutènement. Il faut dire que la vibration de ces sautages ne peut qu'ajouter à ces problèmes.

L'orientation de la contrainte principale majeure est environ parallèle à la longueur des chantiers/lentilles. Cette disposition est la meilleure possible pour réduire les problèmes de contraintes, dans un champ où la contrainte horizontale majeure est beaucoup plus élevée que la contrainte horizontale mineure.

Jusqu'à date le massif a très bien répondu à ces effets de minage. Le fait que les chantiers et piliers de 100 m de hauteur restent stables, avec que du soutènement au toit, est certainement un baromètre important. Même à la zone 1 et entre les niveaux 700 et 1000, là où le massif est plus fissuré et que le potentiel pour la formation de blocs est élevé, le massif demeure suffisamment sain suite à l'abattage.

Cette méthode minière ne permet pas l'accès aux murs des chantiers (ou piliers entre les chantiers) pour apposer directement du soutènement. On peut alors laisser ou faire tomber le matériel ébranlé dans l'ouverture (créant une plus grande ouverture) ou installer de longs câbles d'ancrage à partir des niveaux d'accès pour le retenir.

Il est à noter cependant qu'il n'y a présentement qu'une dilution de 4% venant du détachement des murs. Visuellement, on ne retrouve aucun problème de terrains sauf lors de la présence de grands joints (> 5 m).

On doit souligner comme raison possible de la stabilité générale trois facteurs importants: le bas niveau de contraintes dans la partie supérieure du massif, leur orientation favorable et le massif fissuré d'une manière non significative.

MODÉLISATION

La modélisation par ordinateur est le seul outil qui incorpore les éléments géomécaniques du massif dans un processus de calcul général de stabilité.

Ce processus répond aux besoins d'obtenir des valeurs de d'emmagasinage de contraintes et de déplacements autour des ouvertures, et, suite à l'application d'un critère de rupture choisi, on peut statuer sur la marge de stabilité. En examinant les résultats on peut même statuer sur le mode de rupture versus les conditions du massif.

Dans le cas de la mine Niobec, on a vérifié que la roche en place se comporterait d'une façon élastique. Il n'y avait aucune indication du contraire (c'est-à-dire d'une façon non-élastique), et il n'y en a pas eu jusqu'à ce jour. On a choisi également une modélisation en 3-D.

Les chantiers de Niobec sont limités dans leur longueur; souvent les dimensions sont égales, 30 m x 30 m, à peine plus. Une modélisation en 2-D postule que la longueur est beaucoup plus grande que la largeur. Pour éviter telle erreur d'estimation de grandeur, la modélisation en 3-D a été utilisée. On veut donc statuer, d'une manière moins conservatrice, sur la stabilité d'un ou plusieurs chantiers, dans leurs formes réelles. Étant donnée la proximité des chantiers, il était également nécessaire de modéliser tout le bloc minier. Avec les circonstances des grands chantiers ouverts de la mine, chaque chantier subirait l'influence des chantiers immédiats et même de ceux plus éloignés. On a donc obtenu les comportements réels des chantiers et piliers.

Le choix des blocs, des endroits, modélisés a été basé sur deux critères: celui de modéliser les pires ouvertures au chapitre de la stabilité et celui de considérer les unités géomécaniques les plus faibles.

Deux cas de modélisation ont été identifiés. La zone 1, où l'ouverture potentielle peut atteindre 300 m de longueur par 30 m de largeur, la plus longue ouverture de la mine, et où l'on retrouve du roc plus faible et plus fissuré, et la zone 2, près du puits, où l'ouverture potentielle peut atteindre des dimensions de 100 m de longueur et 100 m de largeur, la plus grande des ouvertures.

La modélisation de la zone 1 a suivi plusieurs options. En tout quatre versions ont été proposées (8)(9)(10)(11). Dans tout les cas de modélisation, zone 1, on a utilisé que le quart du massif et ouvertures, puisqu'il y avait lieu de simplification avec deux plans de symétrie (longitudinal et

transversal), Figure 11. Donc les résultats de modélisation ne présentent que la partie du massif simplifié. La modélisation de la zone 2 est présentement en cours.

Les deux premières modélisations de la zone 1 ont été faites pour obtenir les informations sur le comportement des ouvertures C-103-23, C-102-21, C-102-19 et C-102-17, les piliers de séparation en place et les piliers de surface, Figure 12, la situation en place présentement. Les modélisations 3 et 4 viendront se comparer à ce scénario de base.

La modélisation #1, de ces chantiers et piliers (8), a été faite avec le chargement par gravité seulement, i.e. la charge verticale égale le poids du roc:

$$\sigma_z = \gamma z$$

γ = densité du roc,
 z = profondeur,

la charge horizontale, reliée à la charge verticale par le coefficient Poisson de déformation de poisson:

$$\sigma_h = \frac{\nu}{1 - \nu} \sigma_z$$

La modélisation #2 (#3 et #4 également) (9), a été faite avec le chargement par gravité, σ_z et les contraintes tectoniques (contraintes naturelles) selon les mesures de contraintes en place qui ont produites:

$$\sigma_x = 1.5 \sigma_z$$

$$\sigma_y = 2.0 \sigma_z$$

Les résultats démontrent que l'effet des contraintes naturelles réduit de 50% les valeurs des contraintes induites en tension, à des bas niveaux, près de zéro, Figure 13. Dans les deux cas la résistance des matériaux peut suffire aux contraintes induites, et seulement de petites régions du massif sont impliquées. Les contraintes de compression sont basses elles aussi et ne risquent pas de produire des ruptures de massif. De même, les conditions de cisaillement sont telles qu'elles ne mèneront sans doute pas aux ruptures en cisaillement. S'il y a des ruptures, elles se feront dans les zones d'effort en traction, surtout s'il y a des grands joints perpendiculaires à la direction de la traction.

La modélisation #3 a étudié trois arrangements d'ouvertures: C-102-23, C-102-21, C-102-19, C-102-17, C-102-15 du bloc supérieur, Figure 14; le C-102-19

et C-102-17 ajouté au bloc inférieur, séparées du bloc supérieur par un pilier de sole; le troisième était comme le deuxième arrangement sans le pilier de sole S-102-19 (et S-102-17 par plan de symétrie).

L'imposition de nouvelles ouvertures au premier et deuxième arrangement, comparée à la modélisation #2, n'a pas apporté de plus ample changement dans la stabilité des chantiers, on retrouve encore de faibles contraintes en tension. Des contraintes compressives plus élevées seraient enregistrées sous les ouvertures du niveau inférieur, mais insuffisantes pour mener aux ruptures en compression ou en cisaillement.

L'imposition de nouvelles ouvertures et la récupération des piliers de sole, troisième arrangement, entre les chantiers C-102-19 et C-102-17 du niveau supérieur et inférieur cependant, introduiraient des problèmes, Figure 15. Les chantiers, maintenant 235 m de haut (et 30 m x 30 m de largeur, subiraient l'influence de contraintes seraient réparties presque à la largeur totale du pilier, sur la hauteur entière. Le facteur de sécurité à cet endroit serait de 1.0 à 1.5. La moindre disposition négative des joints (massif bien fissuré, orientation, remplissage) aura pour effet de permettre des ruptures conséquentes sérieuses et même la perte d'intégrité du pilier. Le pilier de sole semblerait alors nécessaire à la stabilité des chantiers primaires de la mine, où les piliers de support sont toujours en place.

La modélisation #4 a eu pour objectif d'enlever les piliers primaires (entre les chantiers) sans enlever les piliers de sole, Figure 16. On remarquera que de très grandes ouvertures sont alors créées: celle du niveau supérieur fera 300 m de longueur, 30 m de largeur et 100 m de hauteur, celle au dessous, au niveau inférieur fera 80 m de longueur, 30 m de largeur et 90 m de hauteur. Là encore les contraintes compressives sont suffisamment basses, de même que les contraintes tractives. Le facteur de sécurité le plus bas est de 1.2, Figure 17, 18.

Les modélisations numériques viennent confirmer l'orientation propice des chantiers vis-à-vis la contrainte majeure principale. La longueur des chantiers devrait idéalement toujours être parallèle à cette contrainte et la largeur ne devrait pas être excessive. La largeur présente moyenne, 30 m, a été satisfaisante. La modélisation de la zone avoisinante le puits viendra préciser sur ce point puisque la largeur une fois les piliers récupérés atteindrait 100 m.

Donc, pour conclure, on s'aperçoit que les piliers de la mine, leurs dimensions et géométries, ont suffisamment de marge de stabilité pour maintenir

leur intégrité, et ceci sous divers scénarios de méthode d'exploitation, le remblai ne rentrant pas en considération pour des questions économiques.

PILIERES DE SURFACE

Les chantiers du bloc supérieur de la mine sont surplombés du calcaire trenton, ou, lorsque celui-ci manque de profondeur, sont surplombés de la carbonatite surmontée d'une couche de calcaire.

Lorsque la carbonatite a moins de 1.5 m d'épaisseur, elle semble se détacher facilement.

Cette situation est la seule où on a perçu des instabilités. Il faut souligner que même si la portée du chantier s'élève à plus de 300 m, on s'attendrait à ce que les contraintes tractives ne s'élèvent qu'à 1 MPa (11). Avec des orientations de joints favorables, la résistance en traction de la carbonatite, 5-10 MPa, serait suffisante pour résister à la traction induite.

Quand au calcaire, qui a une résistance en traction de 5.8 MPa, son aspect massif lui apporte d'autant plus de stabilité. Il faut cependant souligner que l'application immédiate de soutènement a évité une dégradation partielle du bas du pilier.

Les méthodes d'analyses de stabilité utilisées (11) (12) ont bien démontré, figures 19-20, les conditions stables de ces structures. La modélisation par exemple a indiqué que des contraintes tractives de 0.6 MPa seraient imposées, beaucoup plus basses que la résistance du calcaire, ou de la carbonatite si elles se présentent. Ces méthodes se sont penchées sur le comportement et les mécanismes de rupture possible: ruptures élastiques (peu probable), rupture potentielle par comportement voussoir (peu probable) et dégradation par effritement (probable si le soutènement nécessaire n'y est pas). Les recommandations pour le soutènement vont un peu plus loin que celui qui se trouve en place, pour raffermir le massif de câblage qui irait à contrer les tractions en profondeur et garder la masse ensemble dans le cas d'ouvertures 300 m de longueur.

Il ne faudra pas oublier que ces piliers de surface ont des géométries variables et que les pires cas s'annoncent comme ceux où la largeur du chantier est égale à la longueur, et dépassant de beaucoup 30 m.

Également, on verra à maintenir intacts les massifs des piliers verticaux pour éviter d'élargir les chantiers et les dimensions des piliers de surface et d'augmenter le risque de problèmes.

SUIVI DES OUVERTURES

Le suivi des ouvertures fut adopté pour 3 raisons:

- 1) pour déceler les mouvements de terrains et leurs accélérations menant à la rupture;
- 2) pour confirmer les déplacements et les contraintes prédits par la modélisation numérique;
- 3) pour obtenir des déplacements d'ouvertures avec des cas de terrains spéciaux.

L'expérience a démontré, que les parois de chantiers et les galeries continuent de rester stables avec le minage. On a tenu à placer des unités de mesure de contrainte là où la modélisation a indiqué que les chantiers seront plus affectés.

Non seulement peut-on comparer le niveau de contraintes mesurés par celles-ci aux résultats de modélisation mais également à la résistance du pilier. On peut alors prendre les mesures requises, si nécessaire, pour maintenir l'intégrité du pilier ou le récupérer. Bien avant la dégradation d'un pilier représentatif, on verra l'ouverture et l'agrandissement de joints, accompagné peut être de chutes de blocs.

Le suivi de contrainte s'est fait jusqu'à ce jour avec l'anneau à corde vibrante du CANMET (3). Cet appareil sensible (0.0004 mm de précision) et facile à installer, permet des lectures en continu ou occasionnelles, sur une direction, tel horizontale normale aux épontes des chantiers ou verticale (parallèle aux épontes).

Il est suggéré que dans les cas de grands chantiers primaires, tel le 102-23, et les chantiers agrandis où les piliers primaires seront récupérés, que les contraintes soient suivies avec l'extraction. On verra à poser ces anneaux dans les piliers de sole entre les niveaux et dans les murs éventuels de grands chantiers pour suivre de la répartition des contraintes avec l'avance minière.

Les extensomètres à ruban, utilisé pour lire les déplacements entre points bien accessibles, ont également servi à mesurer l'accélération vers des instabilités et confirmer les prédictions des modèles.

ÉVALUATION DE LA STRATÉGIE MINIÈRE

Ce projet a fait le point sur deux aspects spécifiquement commandés par les opérateurs de la mine Niobec: celui de reconnaître les conditions du massif environnant l'activité minière et ses effets, et celui qui évaluerait la stratégie minière et offrirait des alternatives d'opération.

En outre les points suivants sont discutés pour ce deuxième aspect:

- L'effet d'ouvrir des blocs miniers en profondeur:
 - l'épaisseur du pilier de sole à laisser entre le deuxième et troisième bloc, troisième et quatrième, etc.
 - la géométrie et les dimensions sous les effets de contraintes plus élevées et les conditions naturelles du massif à ces endroits; l'effet sur les blocs miniers supérieurs;
 - la possibilité d'ouvrir un quatrième bloc sous le troisième.
- La création de chantiers primaires plus larges (en quelques endroits)
- La progression de récupération de piliers de support principaux.
- La (les) récupération(s) du (des) pilier(s) de sole:
 - oui ou non;
 - la stratégie, séquence vis-à-vis la récupération d'autres piliers.
- De mettre sur pied des systèmes de classification de massif pour indiquer la convenance de géométrie, progression minière, etc.

La création de nouvelles ouvertures en profondeur doit être examinée dans le contexte général de la stratégie minière puisqu'elles influenceront les ouvertures existantes et la planification à long terme.

La mine planifie d'ouvrir les blocs inférieurs lorsque les niveaux économiques de minerai seront identifiés. Le gisement Niobec, regroupant des lentilles verticales/ subverticales de concentration de minerai, situerait donc les blocs/ chantier les uns sous les autres.

Vis-à-vis la stabilité générale de la mine, il est préférable que les piliers, de même que les chantiers, s'alignent verticalement les uns sur les

autres. Mais reste-t-il qu'il faut dimensionner la hauteur des blocs, des piliers de sole, pour tous les niveaux qui pourraient être formés (e.g. bloc 3, 1,000 à 1,700, bloc 4, 1,800 à 2,500, bloc 5...) et planifier la récupération des piliers primaires et de sole avant que les chantiers inférieurs (sous le bloc 2) soient excavés.

La modélisation numérique montre que le pilier de sole entre le bloc 1 et 2 est nécessaire à la stabilité de la mine si les piliers de support serviront à augmenter l'extraction. Puisque le facteur de sécurité et contrainte en traction obtenus par la modélisation (8) (9) (10) (11) sont satisfaisants, il est entièrement possible que cette valeur soient également satisfaisantes pour le pilier de sole entre les blocs 2 et 3. Nous pouvons également remarquer que les tractions et facteurs de sécurité tels qu'ils existeront sous le bloc 2 suite à l'extraction de piliers de support sont également satisfaisants.

Idéalement, ce n'est qu'en faisant une modélisation des blocs 1,2,3 et 4 qu'une valeur finale pourra être choisie. Il est à souligner, cependant, que l'augmentation de contrainte latérale en profondeur nécessitera sans doute la création du pilier de sole entre les blocs 3 et 4 d'une épaisseur plus grande que 30 m. Une modélisation en 2-D bien qu'elle serait plus conservatrice qu'une en 3-D pourrait offrir une épaisseur pour les piliers de sole si les chantiers et piliers sont raisonnablement répartis respectivement les uns sur les autres.

La récupération de piliers doit être basée sur des principes géomécaniques bien fondés: récupérer les piliers d'une façon qui minimiserait les problèmes de stabilité, récupérer les piliers les plus faibles avant, faire une retraite générale vers le puits et vers le haut, garder au minimum l'effet sur les autres blocs miniers, instrumenter les derniers piliers de la progression de même que les parois de chantiers pour servir d'indication d'effets et de confirmation des résultats de modélisation. La modélisation numérique (11) a déjà indiquée que les blocs 1 et 2 de la zone 1 pourraient se prêter à l'extraction de tous les piliers de support mais qu'en faisant ceci que les blocs 3 et 4 subiraient l'influence de contraintes réparties en plus de celles qu'elles créées avec leurs ouverture. Donc au lieu d'intensifier les contraintes en récupérant du bloc supérieure au bloc inférieure, il serait préférable de débiter au bloc inférieure et de progresser vers le supérieur. Il y aurait alors moins d'intensification de contraintes.

Il faut se rappeler que les piliers de sole sont requis pour la stabilité des blocs miniers et devrait rester en place jusqu'à l'extraction des piliers de support.

A ce moment on s'attendrait que la récupération des piliers de sole provoquerait de nombreux cas d'instabilité qui mèneraient à une dilution du minerai soutiré.

BÉNÉFICES DE L'ÉTUDE

Il y a plusieurs indicateurs que l'on peut appliquer à la mesure des bénéfices de l'étude Niobec. Nous énumérons ici les plus tangibles pour les opérateurs et la compagnie minière.

- (1) Sécurité
- (2) Économie
- (3) Connaissances
- (4) Utilisation

Les opérateurs ont fait part, au début de l'étude, de leur intérêt à savoir si les chantiers exploités étaient trop grands et si la géométrie ou l'ampleur de ceux-ci devraient diminuer. L'étude a démontré que les chantiers jouissent de très bonnes conditions de terrain à cause du massif généralement très peu fissuré, un type de roc qui peut se déformer sous la contrainte majeure principale parallèle au grand axe de la succession de chantiers et piliers. Il n'y a que lorsque des pochettes de syénite altérée (d'une façon rare et aléatoire) des joints remplis de boue avec 45° de pendage, ou de grands joints se produisent que les chantiers souffrent d'instabilités.

On peut alors conclure que l'étude a allégé le souci à ce niveau et même indiqué, via la modélisation, que les chantiers du bloc 1 et 2 pourraient être très longs et quelque peu plus larges. La pratique minière employée s'avère donc confirmée.

Bien que la stratégie minière avait et continue d'avoir pour but de récupérer tout le minerai (100% d'extraction), l'étude a déterminé qu'une extraction de 86% laissant de très grands chantiers stables serait possible et même que le dernier 14%, bien que dilué, pourrait être récupéré avec l'application d'un soutènement prévention. Dans ce cas tout les piliers seraient récupérés, y compris les piliers de soles.

La vie de la mine ne se voit donc pas écourtée et le retour sur l'investissement du capital n'est pas diminué.

Le bénéfice le plus pratique de cette étude aura été le transfert de connaissances qui s'est fait entre les parties appelées et les opérateurs.

Ces connaissances comprennent:

- les méthodologies et formules géomécaniques applicable aux conditions et à la stratégie minière de la mine Niobec;
- l'identification et la quantification des paramètres géomécaniques;
- l'expérience minière pour la sélection et l'évaluation de la stratégie minière, l'équipement, l'instrumentation, etc.

Le mode d'utilisation de ces connaissances de même que leur élaboration ont été transmis au moyen de rapports sur des sujets particuliers (modélisation, résultats d'essais en laboratoire, conception, etc.) et rapports de synthèse. On perçoit donc des sources de référence vivantes qui peuvent autant servir aux besoins journaliers ou à la planification à long terme plutôt que des ouvrages trop limités avec possibilité d'utilisation très restreinte.

Il est certain que la création de nouveaux blocs inférieurs aura des effets plus grands sur les chantiers les plus rapprochées. On doit tenir compte dans ce plan de l'orientation des contraintes. Les blocs miniers devraient être orientés parallèlement à la direction est-ouest, tels qu'ils le sont présentement. La largeur transversale des blocs si elle dépasse de beaucoup les 20 à 30 m actuels pourrait engendrer une augmentation de contraintes autour des ouvertures.

Dans chaque cas, des sondages pour évaluer le type et la qualité du roc des nouveaux blocs et du massif avoisinants est de rigueur. Ceci est essentiel à l'élaboration d'un modèle numérique représentatif. Les résultats de la modélisation pourront d'autant plus être comparés aux conditions en place pour parfaire l'évaluation de la stabilité.

Une classification de massif, propre à la mine, pourrait être utilisée pour fins d'indication de qualité des terrains vis-à-vis la géométrie des ouvertures/piliers, progression minière, etc.

Chaque unité géologique a déjà été classifiée pour sa résistance, son indice de qualité Q et les plans de faiblesses qu'elle pourrait contenir.

On pourrait alors en arriver à classer certaines situations vis-à-vis l'ensemble de ces facteurs, Tableau 4. Des plans/sections marqués de ce système mettrait en évidence les localisations en question et l'ensemble du territoire

exploité, et serviraient de comparaison aux contraintes pré dites par la modélisation et également marquées.

Ce système de classement ne devrait pas être utilisé comme facteur de sécurité. Il est basé sur l'expérience du massif de la mine Niobec et ne sert qu'à indiquer des niveaux qualitatifs de probabilités rupture. Ce système devrait être mis à jour avec la progression minière.

RÉFÉRENCES

1. Thivierge, S., Roy, D.W. et Gauthier, A. "Évolution du complexe alcaïn de St-Honoré (Québec) après sa mise en place"; Mineralium Depositae; 18; pp. 267-283; 1983.
2. Barton N., Lien, R. and Lunde J. "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support"; Rock Mechanics; 6; pp. 189-236; 1974.
3. Hoek, E. and Brown, E.T. "Underground excavations in rocks"; Institution of Mining and Metallurgy; 527 p.; 1982.
4. Arjang, B. "Field stress determinations at the Niobec Mine, Chicoutimi, Québec"; Divisional Report Mrl 87-15(TR); CANMET, Energy, Mines and Resources, Canada; 1987.
5. Labrie, D. "Étude de stabilité à la Mine Niobec"; Centre de recherches minérales, Québec; 1986.
6. Gorski, B. "Uniaxial strength determination of Niobec mine rocks"; Division Report M&ET/MRL 86-116 (INT); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1986.
7. Bieniawski, Z.T. "Rock mechanics design in mining and tunnelling"; A.A. Balkema; pp 71-85; 1984.
8. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A., Wong, A.S. "A preliminary stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec mine under gravitational loading"; Division Report M&ET/MRL 86-97(TR); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1986.
9. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Wong, A.S. and Toews, N.A. "Stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec Mine under tectonic stresses - part II"; Division Report M&ET/MRL 86-145(TR) CANMET, Energy, Mines and Resources Canada; 1986.
10. Yu, Y.S., Wong, A.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A. "Stability assessment of S-L-102-17 sill pillar of the Niobec mine, Chicoutimi, Québec - part III"; Division Report MRL 87-96(TR); Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1987.

RÉFÉRENCES (Suite)

11. Yu, Y.S., Vongpaisal, Wong, A.S., Toews, N.A. "Stability assessment of S-L-102-17 sill pillars and adjacent stopes of the Niobec mine, Chicoutimi, Quebec - Part 1V; CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1988.
12. Bétournay, M.C., Y.S. Yu, and S. Thivierge. "A case study of surface crown pillars: The Niobec Mines"; Proceedings 28th U.S. Rock Mechanics Symposium; pp. 1197-1204; 1987.
13. Herget, G., Kapeller, F. "Monitoring equipment for mining induced stresses at Niobec Mine"; Division Report MRL 88-29(J), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa; 1988.
14. Gagnon, G. et Gendron, L. "The geology and current development of the St-Honoré Niobium (Columbium) deposits"; Article présenté à la 79 ième Réunion de l'I.C.M.; 1977.

Tableau 3 - Résultat des essais de cisaillement direct

Essai no.	Échantillon no.	Matériau	Description de la discontinuité	sn (psi)	tau (psi)	c (psi)	ϕ (°)
1	MR1-13-A2	C5 (i)	Jr/Ja: 3/2 : 1.5	91 220 350 520	106 216 321 462	32	40
2	MR1- 9-A2	C5 (i)	Jr/Ja: 2/2 : 1	105 250 425	118 247 391	29	41
3	MR1- 7-A1	C3 (i)	Jr/Ja: 1/1 : 1	212 370 554	205 349 487	26	41
4	MR1- 8-A2	Sy (a)	Jr/Ja: 1.5/6 : .25	145 358 725	117 252 472	30	32
5	MR1- 8-A1	Sy (a)	Jr/Ja: 1/6 : .16	143 322 501	101 198 303	19	29

Note₁: c et ϕ sont obtenus par régression linéaire sur la courbe de forme: $\tau = c + s_n \tan \phi$

Essai no. 1 : $\tau = 32 + s_n \tan 40^\circ$
 Essai no. 2 : $\tau = 29 + s_n \tan 41^\circ$
 Essai no. 3 : $\tau = 26 + s_n \tan 41^\circ$
 Essai no. 4 : $\tau = 30 + s_n \tan 32^\circ$
 Essai no. 5 : $\tau = 19 + s_n \tan 29^\circ$

Note₂: Signification des symboles utilisés:

sn : contrainte normale
 tau: contrainte de cisaillement au pic
 c: cohésion
 ϕ : angle de frottement

Tableau 4

ALLOCATION DE POINTS POUR ÉVALUATION
D'EFFETS DE MINAGE, MINE NIOBEC

(1) Contrôle Structural	
massif sans grands joints (>5m)	0
massif avec grands joints	
orienté favorablement*	-10
orienté défavorablement**	-40
(2) Qualité de massif	
Q > 20	20
Q = 5 - 20	10
Q < 5	5
(3) Résistance en traction du roc (lab.)	
$\sigma_t > 5$ MPa	20
$\sigma_t = 2 - 5$ MPa	10
$\sigma_t < 2$ MPa	5
(4) Profondeur	
0 - 300m	0
300m - 700m	10
700m - 1,000m	-30

Cote = 1+2+3+4

Cote maximale = 40; risque de problème augmentant avec diminution de cote, probable avec cote < 0

+ chantiers ouverts

* perpendiculaire à l'éponte

** parallèle à l'éponte

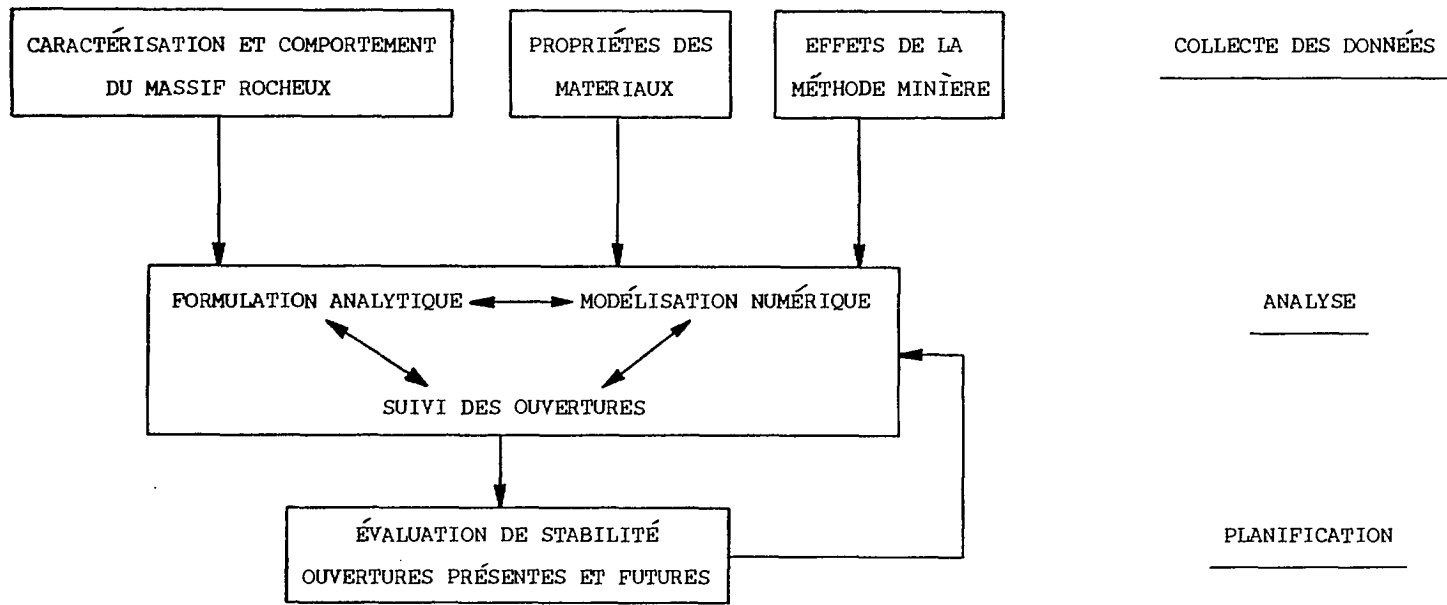


Figure 1. Progression type des étapes d'une étude de stabilité.

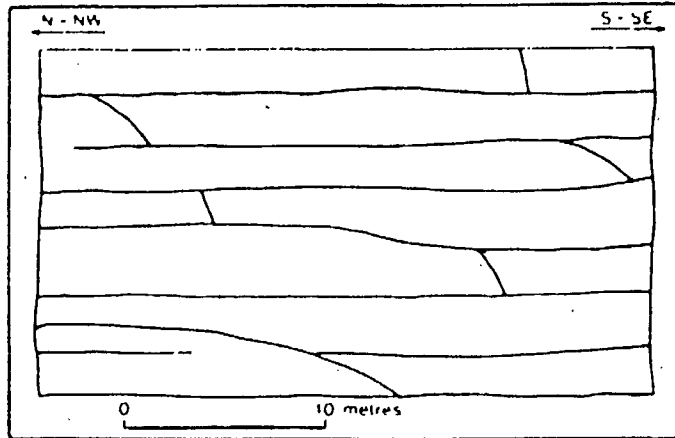


Figure 2 . Exemple de massif fissuré par de grands joints.
Ceux-ci se situe entre les niveaux 600 et 1000.
Des détachement en grandes plaques se développent
en chantiers et galeries (1).

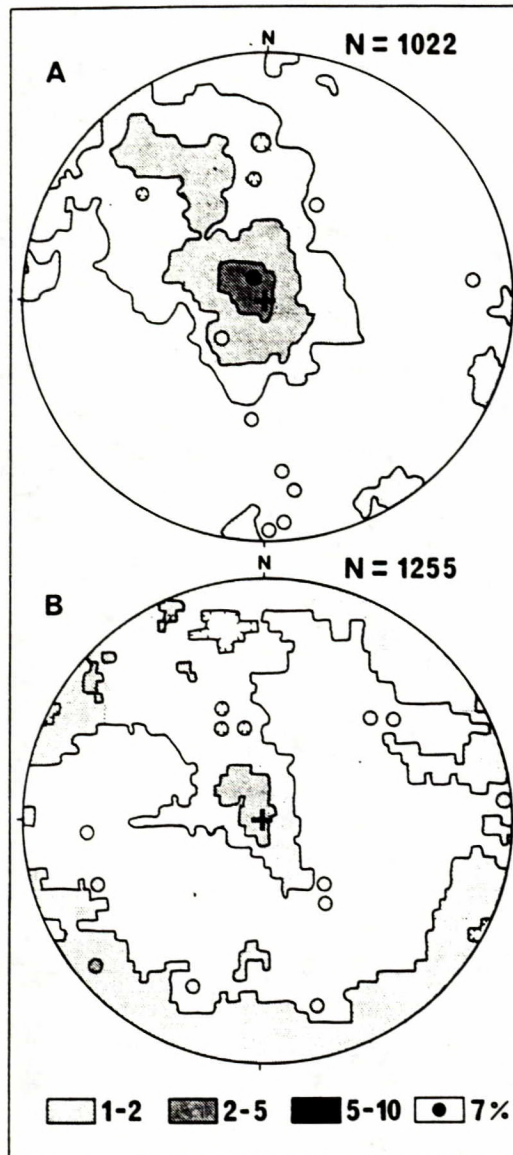
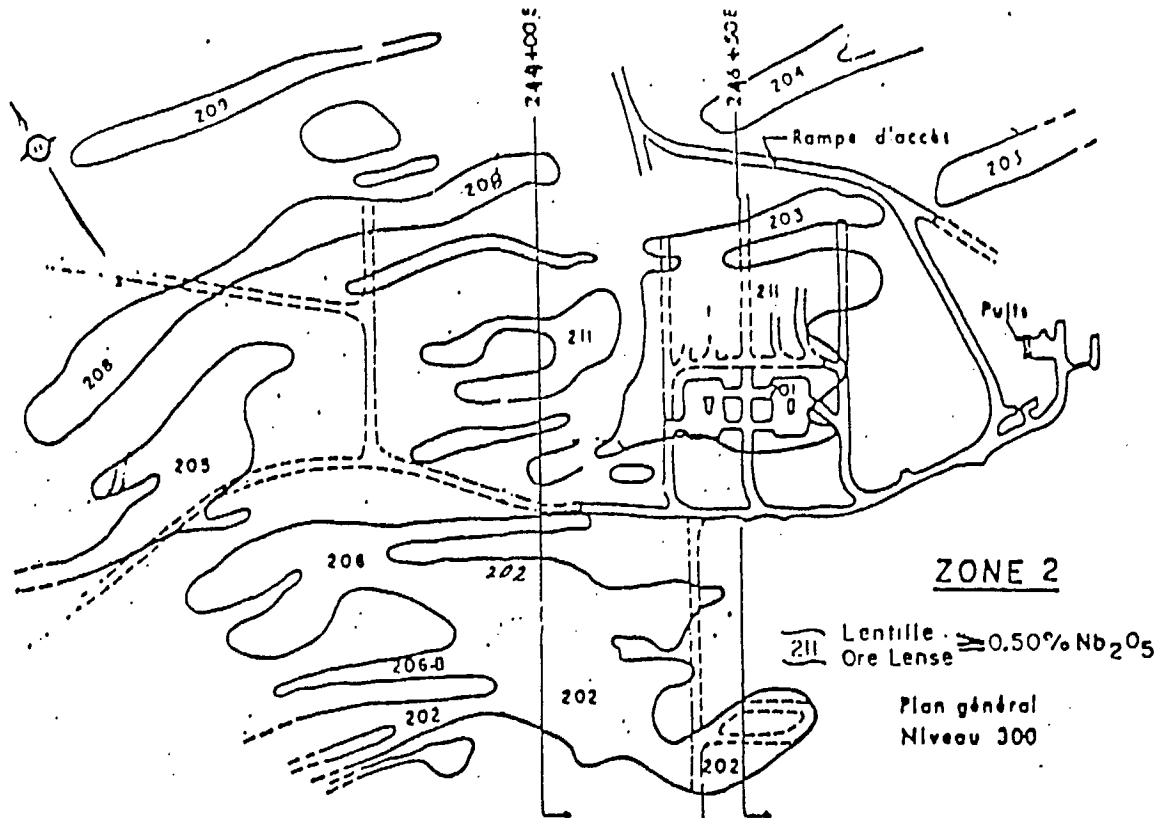
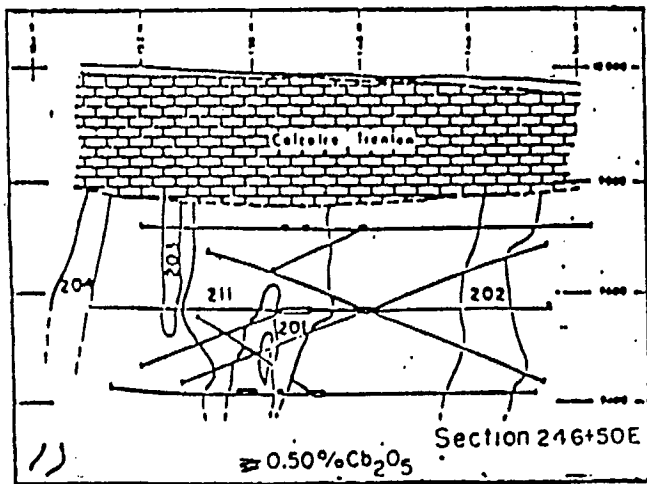


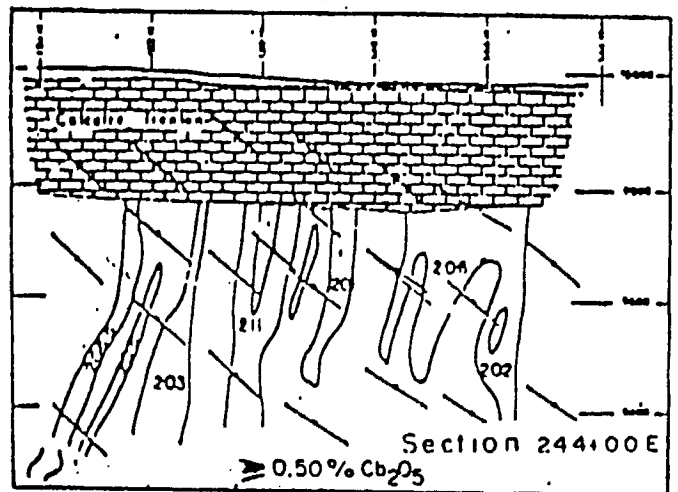
Figure 3. Stéréogrammes de fractures; (A) toutes les fractures majeures observées, (B) toutes les fractures mineures observées (1).



(a)



(b)



(c)

Figure 4. Contour des lentilles minéralisées, Mine Niobec; (a) plan au niveau 300, (b)(c) sections (14).

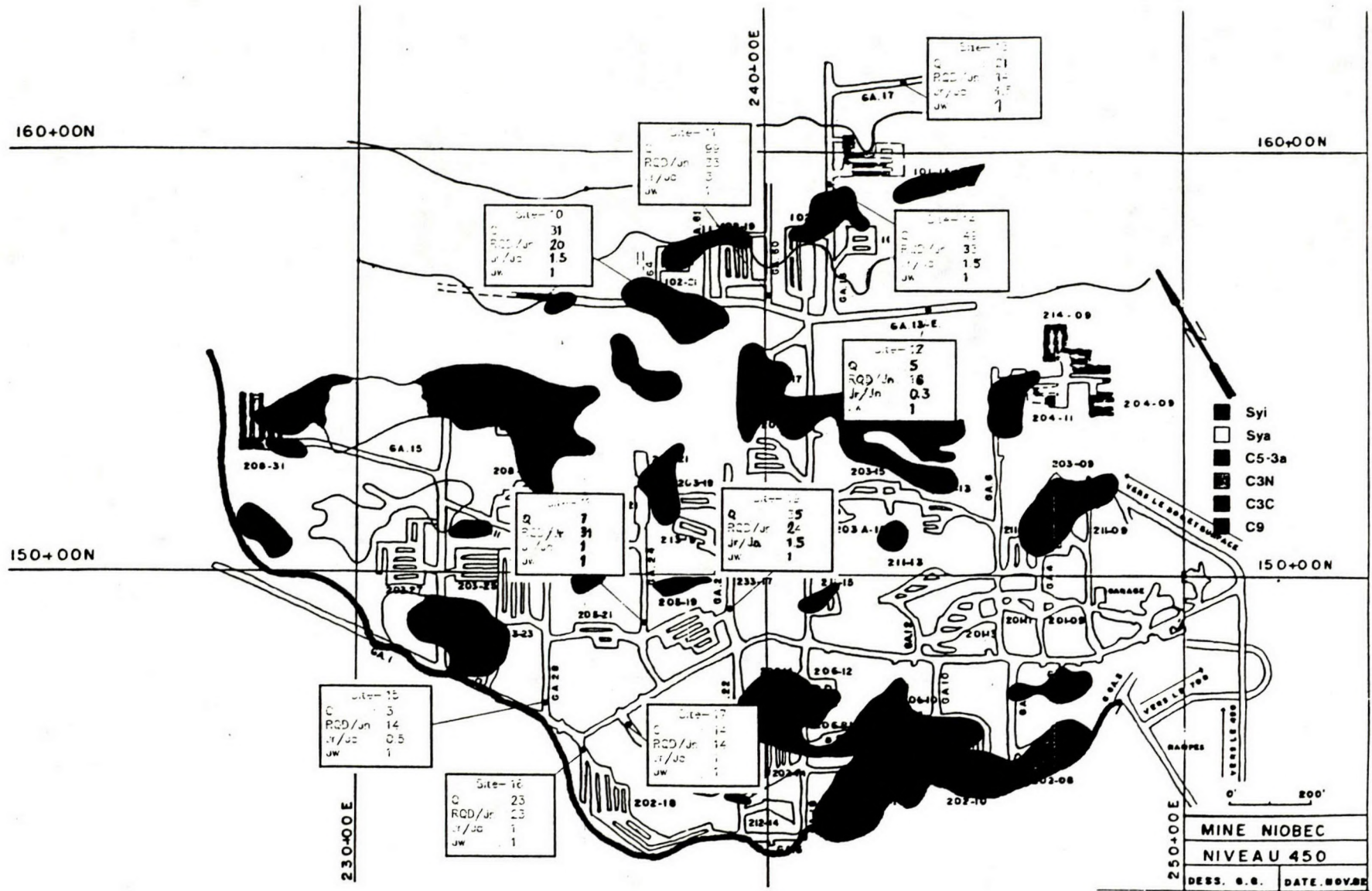


Figure 5. Identification des sites reconnus au niveau 450

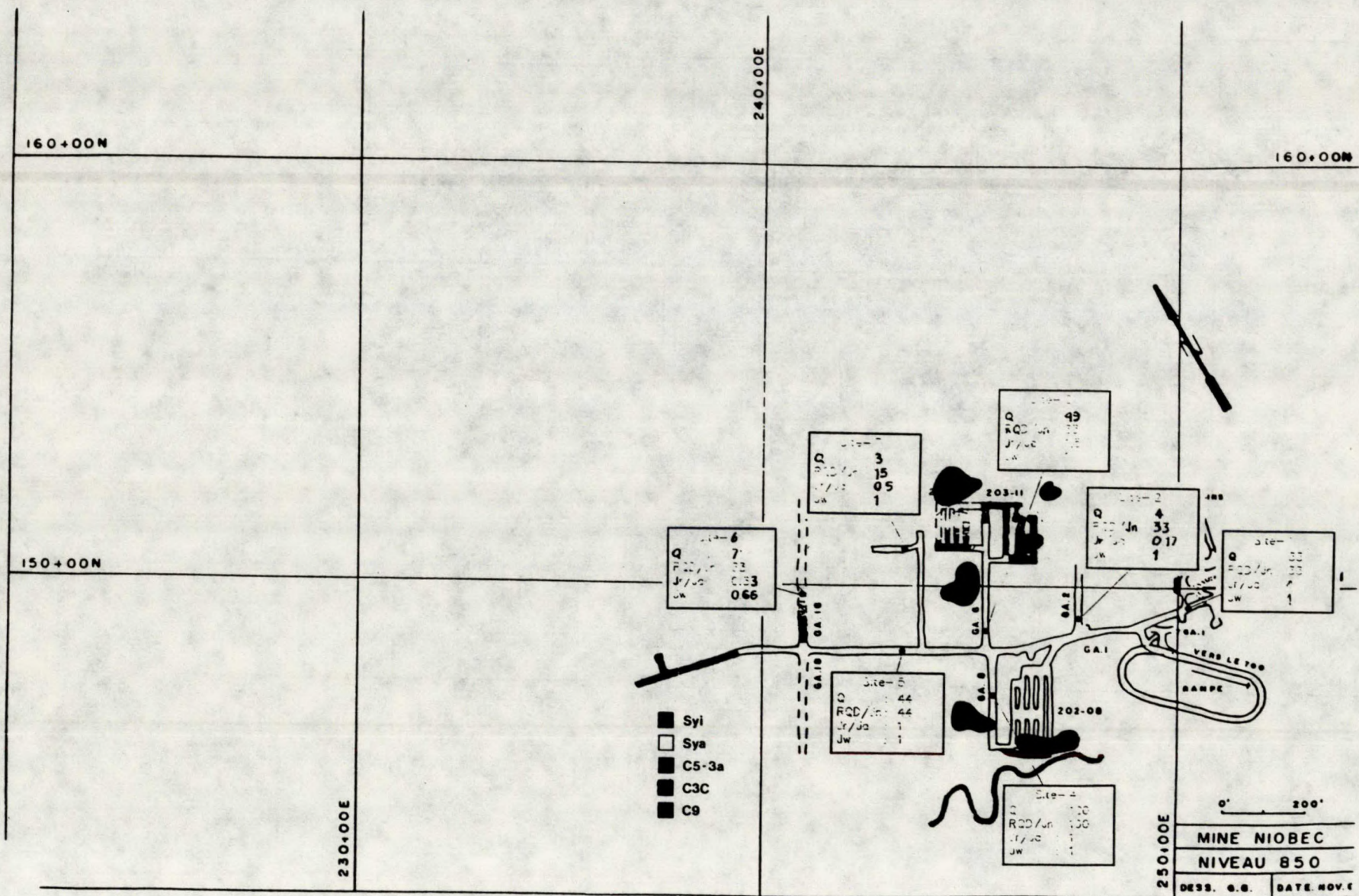


Figure 6. Identification des sites reconnus au niveau 850

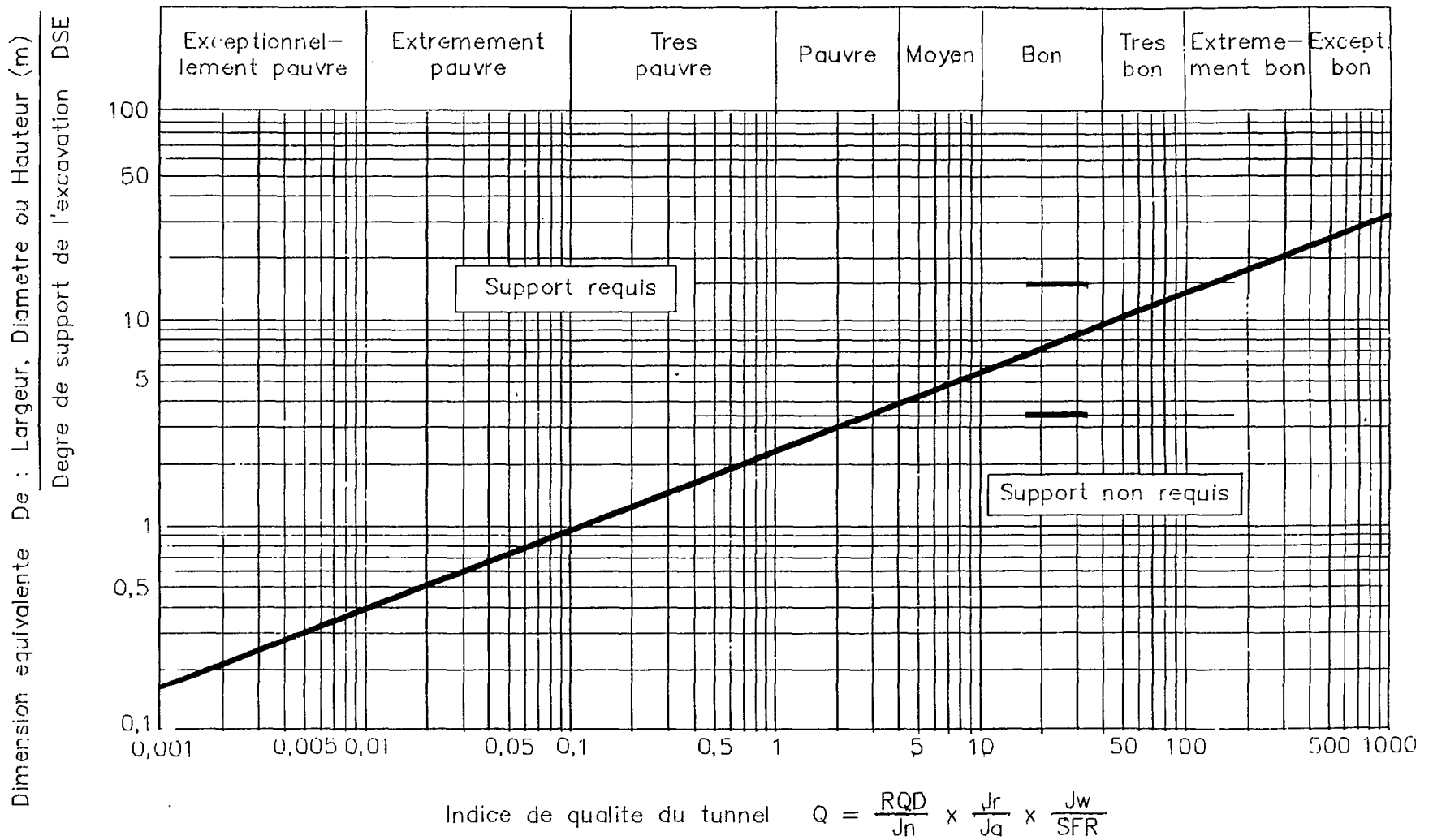


Figure 7. Schéma d'indice de qualité, système NGI (2).

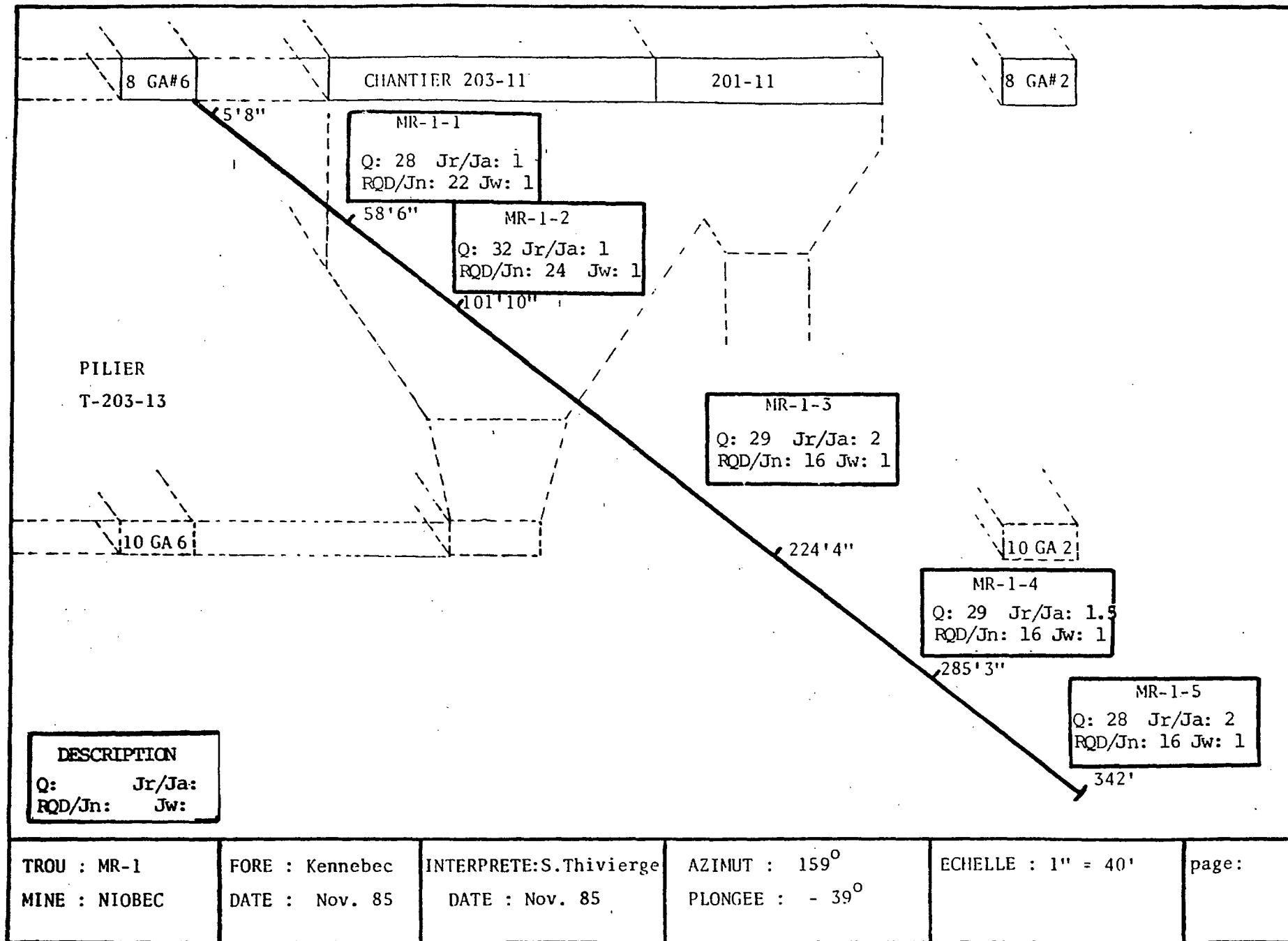


Figure 8. Représentation schématique du forage MR1 et qualité des unités traversées (4).

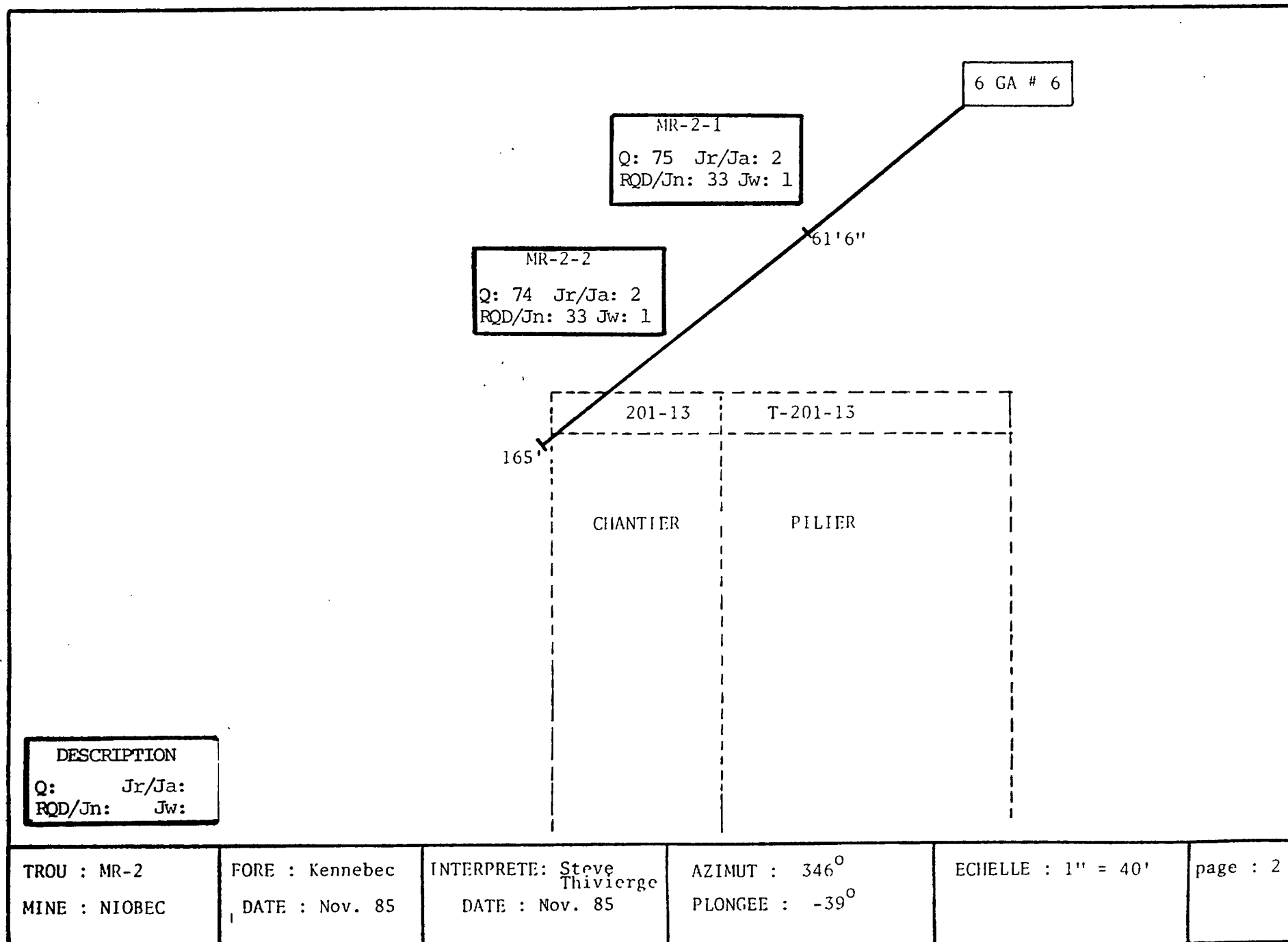
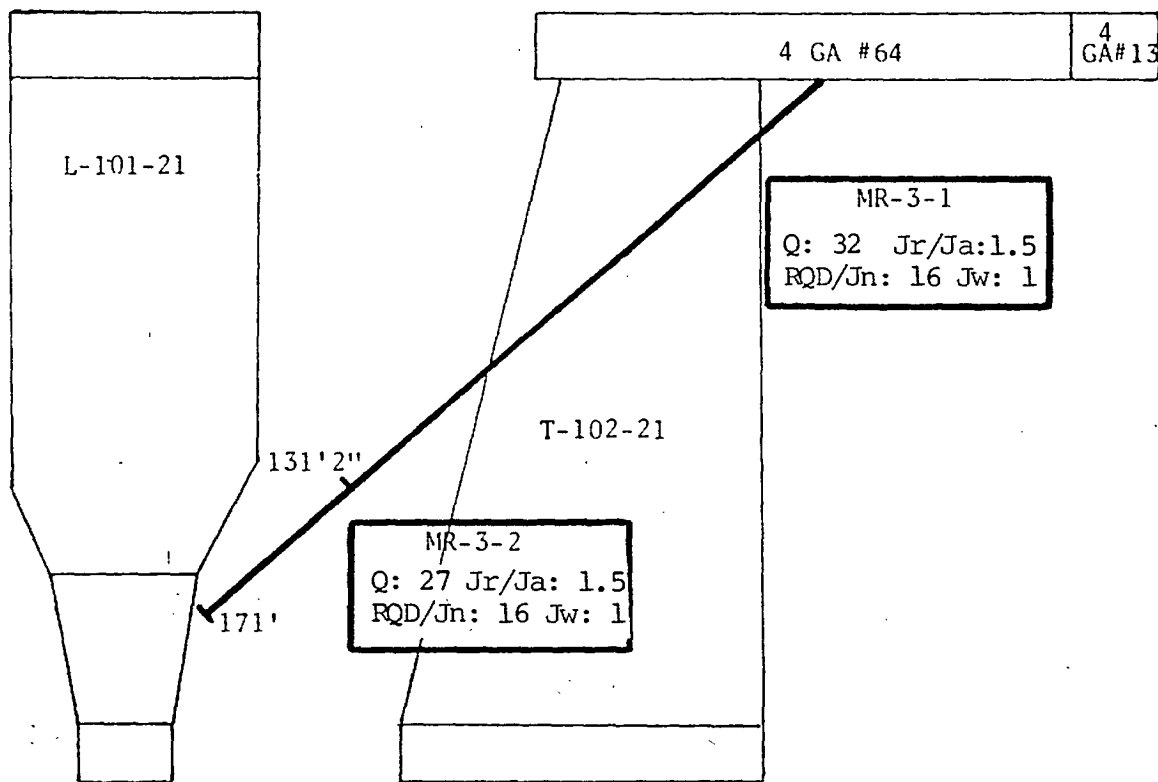


Figure 9. Représentation schématique du forage MR2 et qualité des unités traversées (4).



4 GA #64 4 GA#13

L-101-21

MR-3-1
Q: 32 Jr/Ja: 1.5
RQD/Jn: 16 Jw: 1

131' 2"

T-102-21

MR-3-2
Q: 27 Jr/Ja: 1.5
RQD/Jn: 16 Jw: 1

171'

DESCRIPTION
Q: Jr/Ja:
RQD/Jn: Jw:

TROU : MR-3	FORE : Kennebec	INTERPRETE: Steve Thivierge	AZIMUT : 34°	ECHELLE : 1" = 40'	page :
MINE : NIOBEC	DATE : Nov. 85	DATE : Nov. 85	PLONGEE : -41°		

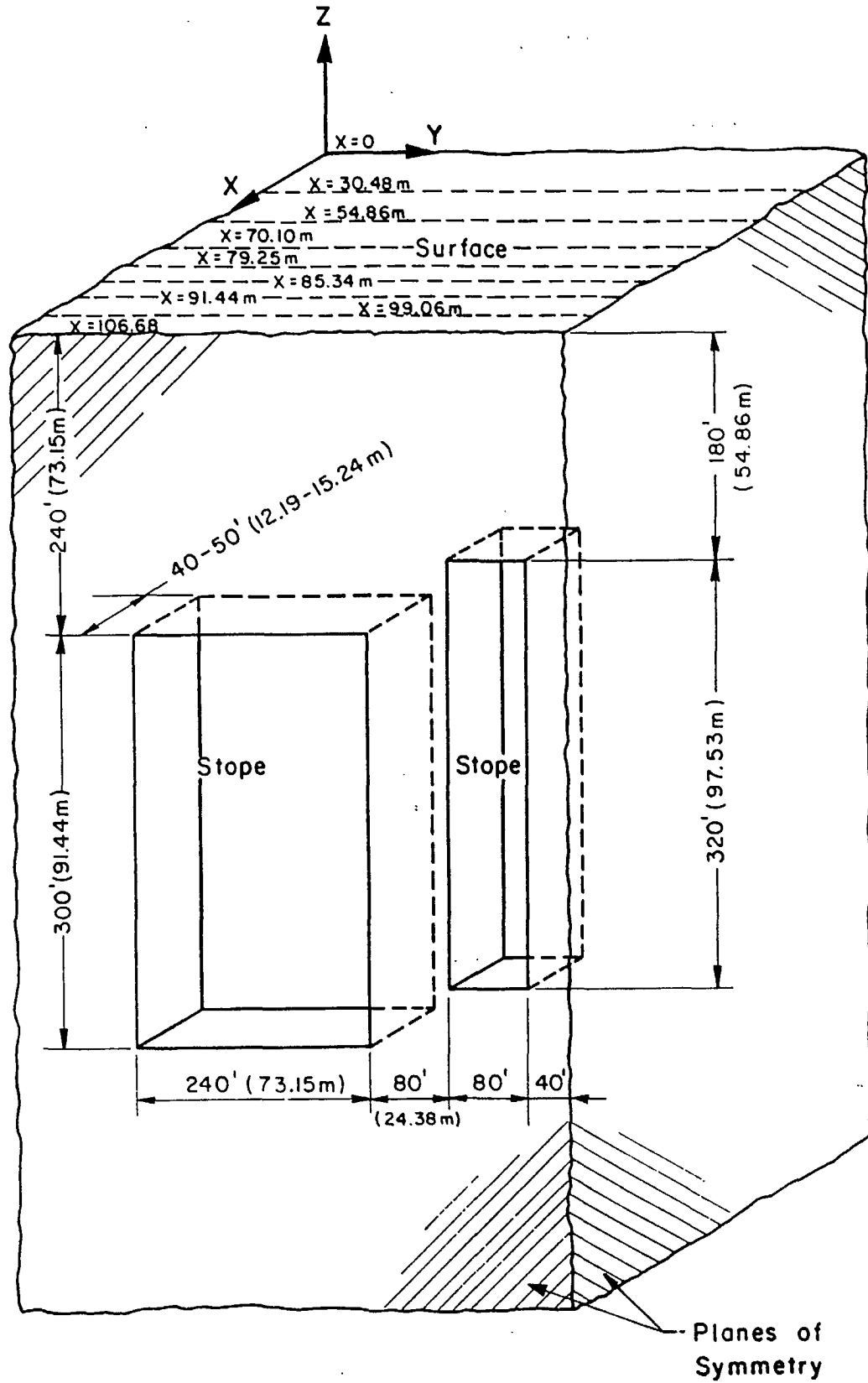
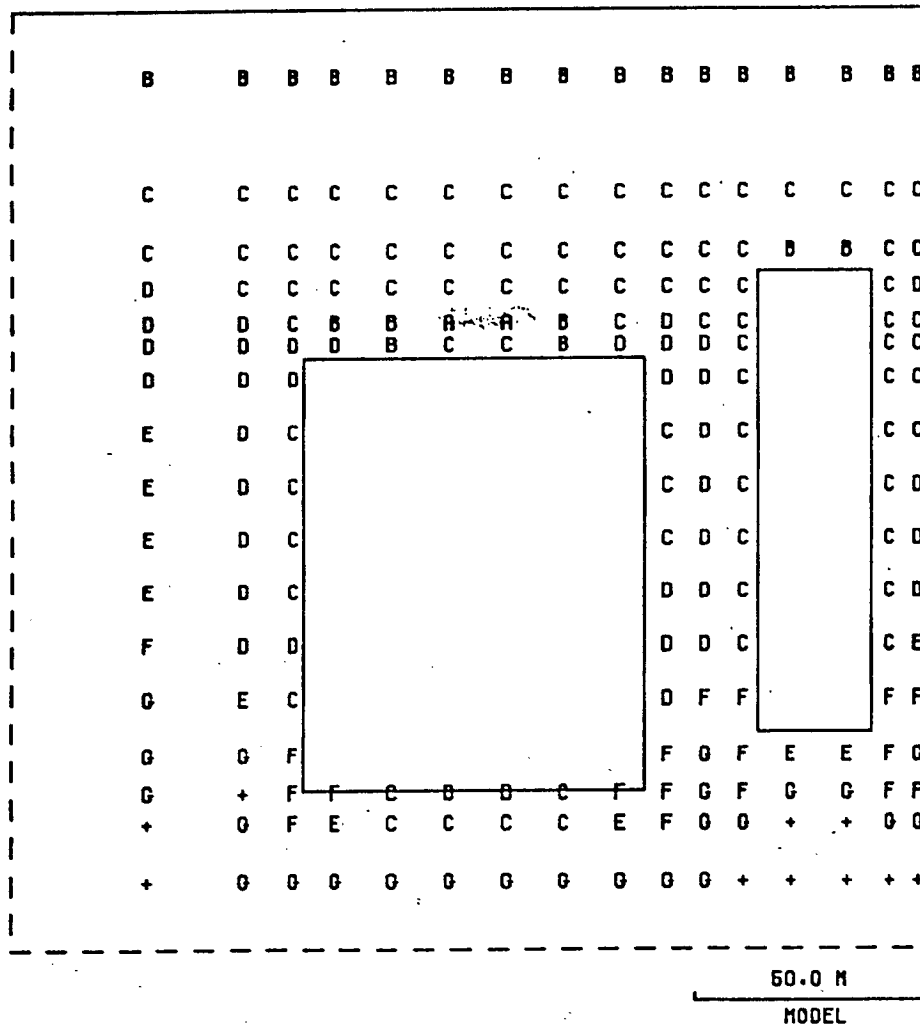


Figure 11. Vue isométrique du modèle numérique no 1 & 2 (8) (9).

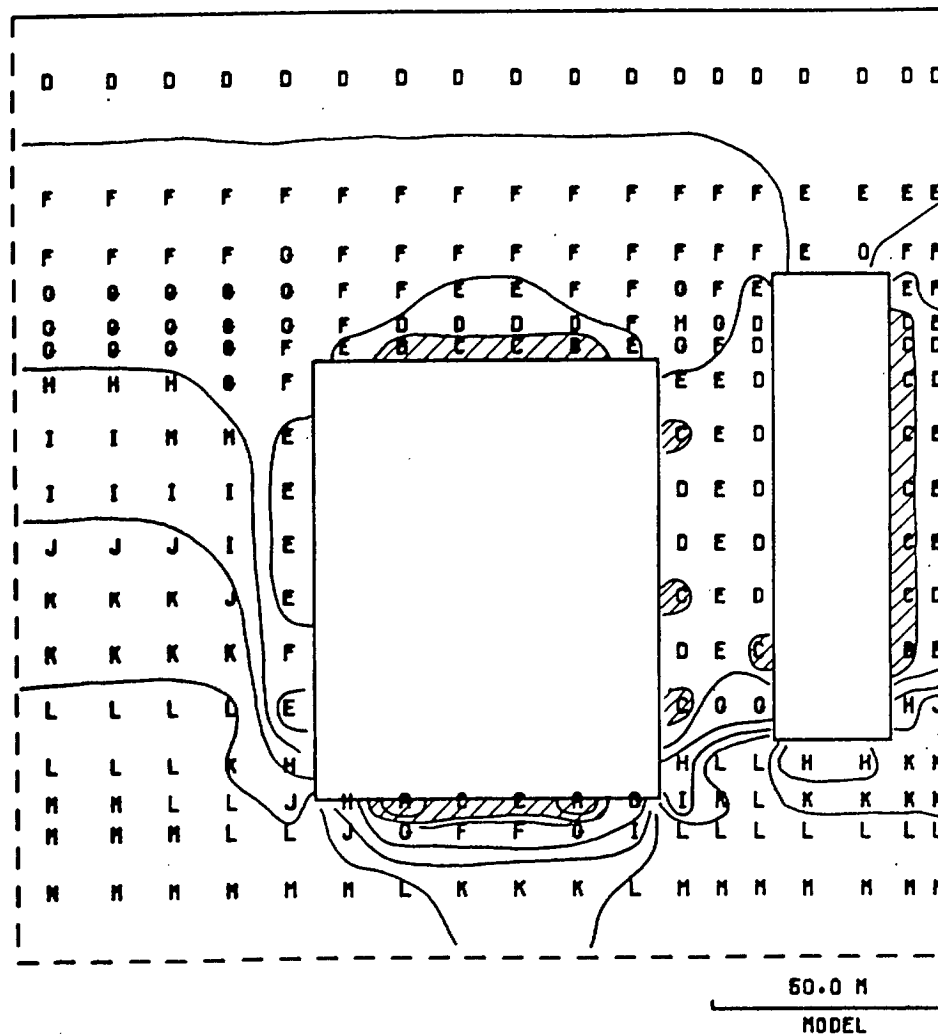


LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS -2.50E-1
A	-2.50E-1 - 0.0
B	0.0 - 2.50E-1
C	2.50E-1 - 5.00E-1
D	5.00E-1 - 7.50E-1
E	7.50E-1 - 1.00
F	1.00 - 1.25
G	1.25 - 1.50
+	GREATER OR EQUAL 1.50

MAXIMUM DATA VALUE 1.65
 MINIMUM DATA VALUE -4.64E-3
 STRESSES IN MPA

Figure 12. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec gravité) zonal, modèle no 1 (8).



LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS -1.50
A	-1.50 - -1.00
B	-1.00 - -5.00E-1
C	-5.00E-1 - 0.0
D	0.0 - 5.00E-1
E	5.00E-1 - 1.00
F	1.00 - 1.50
G	1.50 - 2.00
H	2.00 - 2.50
I	2.50 - 3.00
J	3.00 - 3.50
K	3.50 - 4.00
L	4.00 - 4.50
M	4.50 - 5.00
N	5.00 - 5.50
+	GREATER OR EQUAL 5.50

MAXIMUM DATA VALUE 5.00
 MINIMUM DATA VALUE -1.21
 STRESSES IN MPA

Figure 13. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 2.(9)

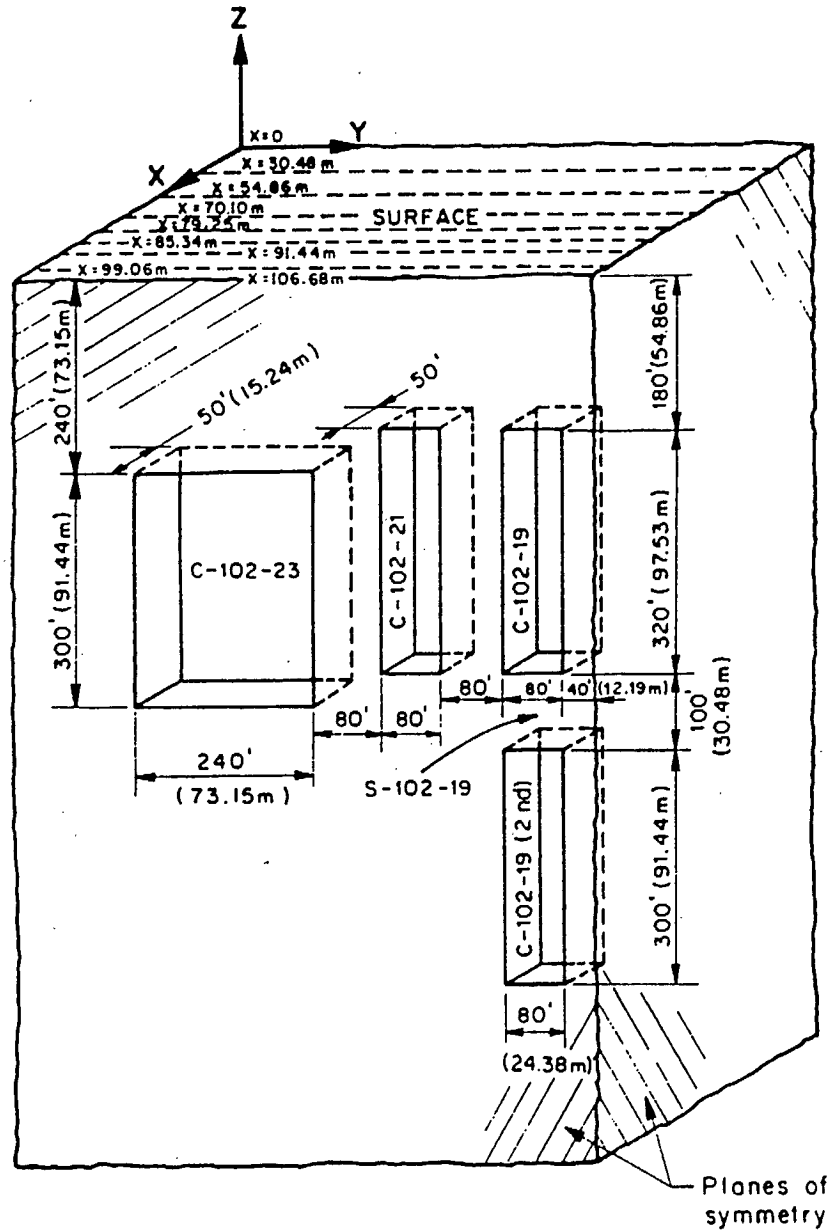
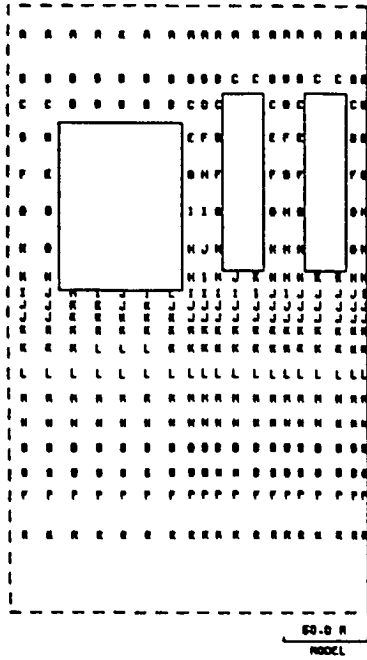


Figure 14. Vue isométrique du modèle numérique no 3 & 4 (10).

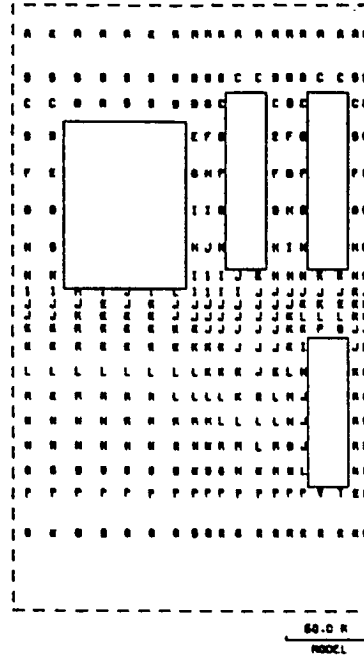


(A)

LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS 1.00
A	1.00 - 2.00
B	2.00 - 3.00
C	3.00 - 4.00
D	4.00 - 5.00
E	5.00 - 6.00
F	6.00 - 7.00
G	7.00 - 8.00
H	8.00 - 9.00
I	9.00 - 1.00E1
J	1.00E1 - 1.00E2
K	1.00E2 - 1.00E3
L	1.00E3 - 1.00E4
M	1.00E4 - 1.00E5
N	1.00E5 - 1.00E6
O	1.00E6 - 1.00E7
P	1.00E7 - 1.00E8
Q	1.00E8 - 1.00E9
R	1.00E9 - 1.00E10
-	MAXIMUM DATA VALUE 1.00E11
-	MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
-	STRESSSES IN MPa

MAXIMUM DATA VALUE 1.00E11
MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
STRESSSES IN MPa

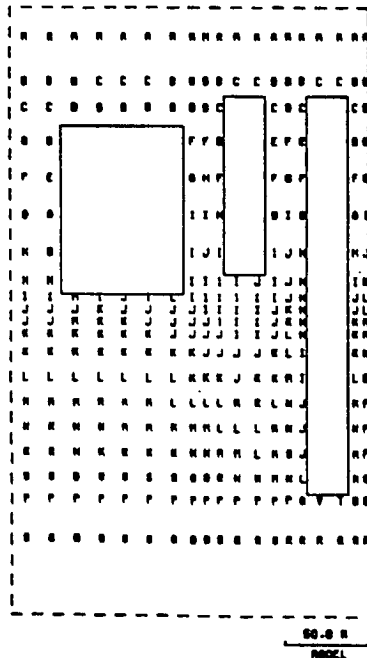


(B)

LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS 1.00
A	1.00 - 2.00
B	2.00 - 3.00
C	3.00 - 4.00
D	4.00 - 5.00
E	5.00 - 6.00
F	6.00 - 7.00
G	7.00 - 8.00
H	8.00 - 9.00
I	9.00 - 1.00E1
J	1.00E1 - 1.00E2
K	1.00E2 - 1.00E3
L	1.00E3 - 1.00E4
M	1.00E4 - 1.00E5
N	1.00E5 - 1.00E6
O	1.00E6 - 1.00E7
P	1.00E7 - 1.00E8
Q	1.00E8 - 1.00E9
R	1.00E9 - 1.00E10
S	1.00E10 - 1.00E11
T	2.00E11 - 2.00E12
U	2.00E12 - 2.00E13
V	2.00E13 - 2.00E14
-	MAXIMUM DATA VALUE 2.00E14
-	MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
-	STRESSSES IN MPa

MAXIMUM DATA VALUE 2.00E14
MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
STRESSSES IN MPa



(C)

LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS 1.00
A	1.00 - 2.00
B	2.00 - 3.00
C	3.00 - 4.00
D	4.00 - 5.00
E	5.00 - 6.00
F	6.00 - 7.00
G	7.00 - 8.00
H	8.00 - 9.00
I	9.00 - 1.00E1
J	1.00E1 - 1.00E2
K	1.00E2 - 1.00E3
L	1.00E3 - 1.00E4
M	1.00E4 - 1.00E5
N	1.00E5 - 1.00E6
O	1.00E6 - 1.00E7
P	1.00E7 - 1.00E8
Q	1.00E8 - 1.00E9
R	1.00E9 - 1.00E10
S	1.00E10 - 1.00E11
T	2.00E11 - 2.00E12
U	2.00E12 - 2.00E13
V	2.00E13 - 2.00E14
-	MAXIMUM DATA VALUE 2.00E14
-	MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
-	STRESSSES IN MPa

MAXIMUM DATA VALUE 2.00E14
MINIMUM DATA VALUE 1.00E1
STRESSSES IN MPa

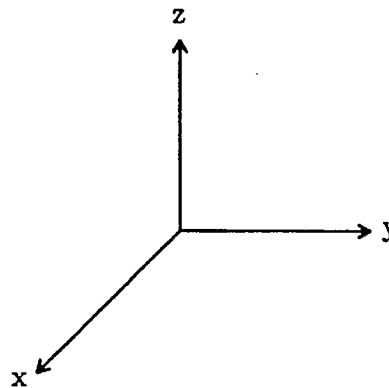


Figure 15. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèles no 3 & 4 démontrants diverses ouvertures avec et sans pilier de sole (10)

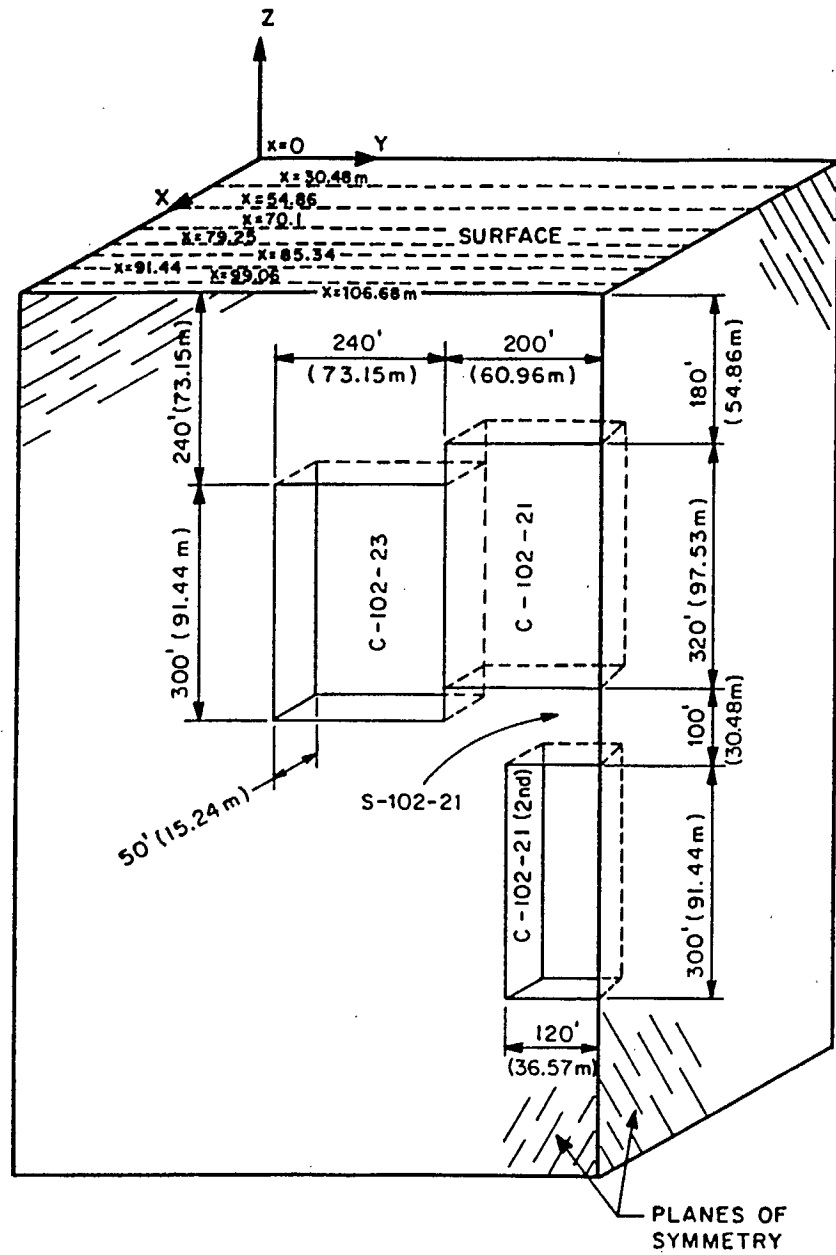
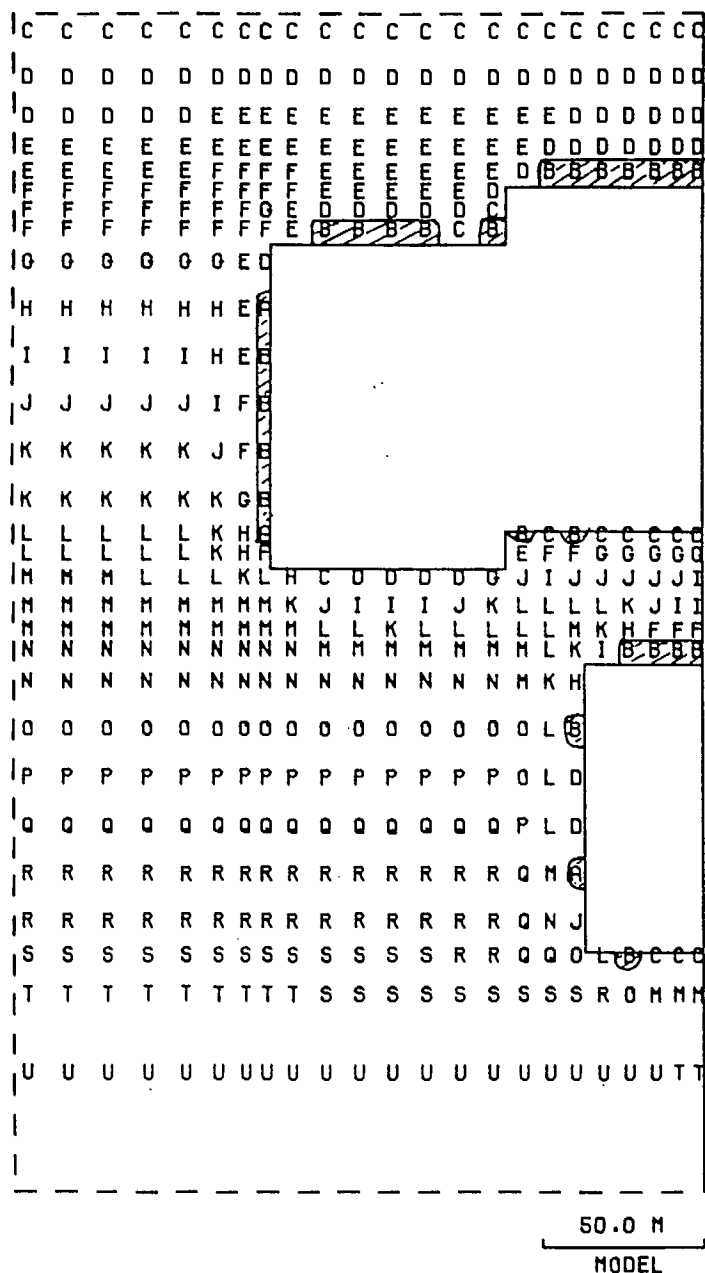


Figure 16. Vue isométrique du modèle numérique no 5 (11).



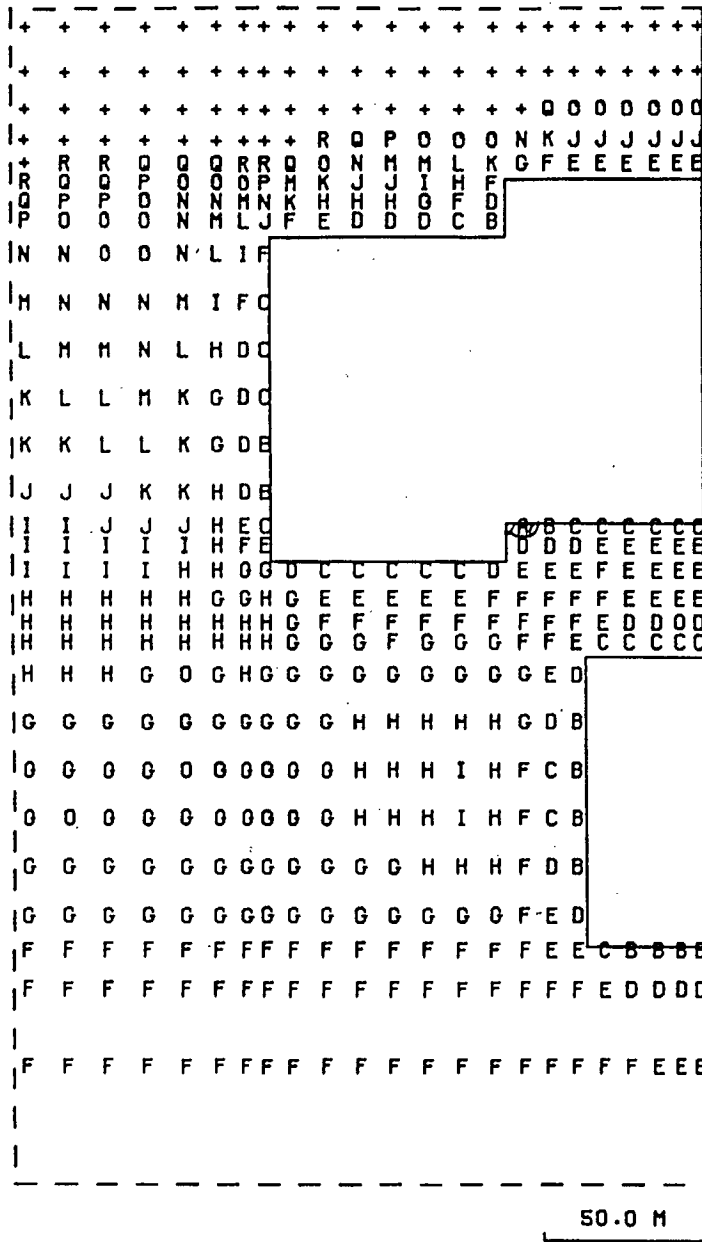
LEGEND

SYMBOL	RANGE
-	LESS -1.00
A	-1.00 - -5.00E-1
B	-5.00E-1 - 0.0
C	0.0 - 5.00E-1
D	5.00E-1 - 1.00
E	1.00 - 1.50
F	1.50 - 2.00
G	2.00 - 2.50
H	2.50 - 3.00
I	3.00 - 3.50
J	3.50 - 4.00
K	4.00 - 4.50
L	4.50 - 5.00
M	5.00 - 5.50
N	5.50 - 6.00
O	6.00 - 6.50
P	6.50 - 7.00
Q	7.00 - 7.50
R	7.50 - 8.00
S	8.00 - 8.50
T	8.50 - 9.00
U	9.00 - 9.50
+	GREATER OR EQUAL 9.50

MAXIMUM DATA VALUE 9.20
 MINIMUM DATA VALUE -6.12E-1
 STRESSES IN MPA

MINOR PRINCIPAL STRESS CONTOURS X=102.87 M

Figure 17. Contrainte mineure principale imposée par les ouvertures modélisées (avec contraintes tectoniques et gravité), zone 1, modèle no 5, pilier de support entre chantiers enlevés (11).



LEGEND

SYMBOL	RANGE	
-	LESS 1.00	
A	1.00	- 1.50
B	1.50	- 2.00
C	2.00	- 2.50
O	2.50	- 3.00
E	3.00	- 3.50
F	3.50	- 4.00
G	4.00	- 4.50
H	4.50	- 5.00
I	5.00	- 5.50
J	5.50	- 6.00
K	6.00	- 6.50
L	6.50	- 7.00
M	7.00	- 7.50
N	7.50	- 8.00
O	8.00	- 8.50
P	8.50	- 9.00
Q	9.00	- 9.50
R	9.50	- 1.00E1
+	GREATER OR EQUAL 1.00E1	

MAXIMUM DATA VALUE 1.00E1

MINIMUM DATA VALUE 1.49

DRUCKER/PRAGER :

C = 4.0 MPa

PHI = 40.0 DEG.

LOCAL FACTOR OF SAFETY (DRUCKER/PRAGER) X=95.25 M.

Figure 18. Facteurs de sécurité associés aux ouvertures du modèle no 5 (11).

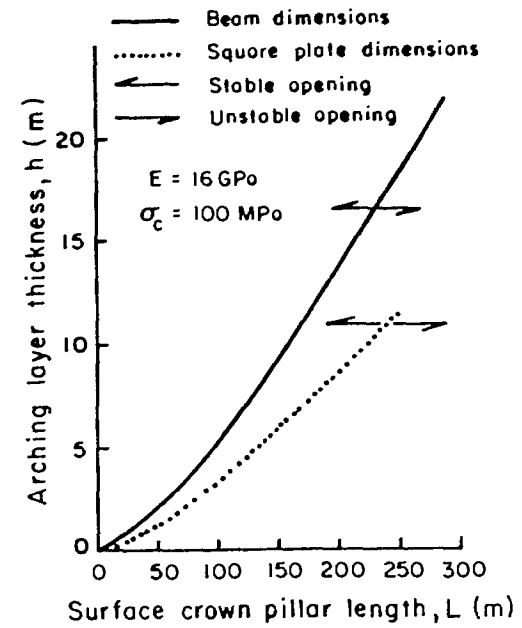
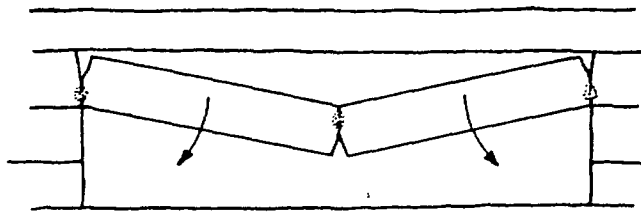


Figure 19. Le comportement voussoir et son application au calcaire du pilier de surface (12).

Largest Existing Openings

Stope	Limestone Dimension (m)			Two sided support Lab strength/induced tension	Four sided support Lab strength/induced tension	Required voussoir layer thickness (m)
	h	b	L			
102-23	37.5	24.4	73.2	$5.8/1.91 = 3.0$	$5.8/0.35 = 16.8$	3.3
102-17	48.4	26.5	48.8	$5.8/0.64 = 9.2$	$5.8/0.28 = 21.0$	2.0
203-27	50.0	32.0	34.1	$5.8/0.31 = 19.0$	$5.8/0.19 = 30.3$	0.7
203-23, 25	50.0	25.9	54.9	$5.8/0.80 = 7.3$	$5.8/0.21 = 26.8$	2.8
206, 202-14	40.8	27.4	73.2	$5.8/2.11 = 2.8$	$5.8/0.28 = 20.9$	3.5
203-13, 15	64.0	15.2	91.4	$5.8/1.74 = 3.4$	$5.8/0.05 = 106.7$	4.7

Largest Future Openings

102-25	102-15	37.5	24.4	274.3	$5.8/26.8 = 0.2$	$5.8/1.00 = 5.8$	20.6
T203-29	T203-13	50.0	22.9	160.0	$5.8/7.1 = 0.8$	$5.8/0.16 = 37.6$	10.4
202-16	202-14	43.4	21.3	91.4	$5.8/2.7 = 2.2$	$5.8/0.11 = 53.4$	4.7
201-13	203-09	67.2	60.0	100.0	$5.8/2.0 = 2.9$	$5.8/0.54 = 10.9$	5.4

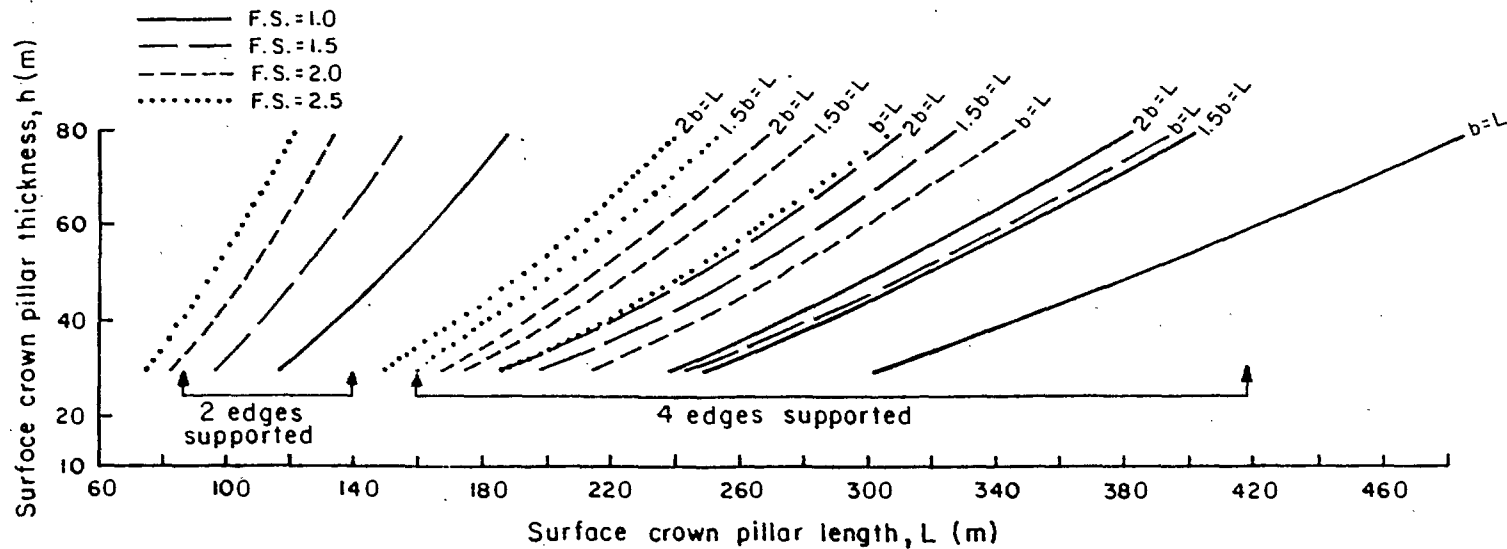


Figure 20. Analyse élastique de stabilité, variantes poutre et plaques (12).

050

