

UNIVERSITE DU QUEBEC

MEMOIRE

PRESENTÉ A

L'UNIVERSITE DU QUEBEC A CHICOUTIMI

COMME EXIGENCE PARTIELLE

DE LA MAITRISE EN SCIENCES DE LA TERRE

PAR

DONALD TREMBLAY

B.ING.

CARACTERISATION HYDROGEOLOGIQUE DU MASSIF ROCHEUX

A LA MINE NIOBEC, ST-HONORE, QUEBEC.

MAI 1993



### **Mise en garde/Advice**

Afin de rendre accessible au plus grand nombre le résultat des travaux de recherche menés par ses étudiants gradués et dans l'esprit des règles qui régissent le dépôt et la diffusion des mémoires et thèses produits dans cette Institution, **l'Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** est fière de rendre accessible une version complète et gratuite de cette œuvre.

Motivated by a desire to make the results of its graduate students' research accessible to all, and in accordance with the rules governing the acceptance and diffusion of dissertations and theses in this Institution, the **Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** is proud to make a complete version of this work available at no cost to the reader.

L'auteur conserve néanmoins la propriété du droit d'auteur qui protège ce mémoire ou cette thèse. Ni le mémoire ou la thèse ni des extraits substantiels de ceux-ci ne peuvent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

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

## RESUME

L'hydrogéologie du massif rocheux à la mine Niobec de St-Honoré a été analysée selon deux volets: premièrement l'évaluation du régime d'écoulement de l'eau souterraine en périphérie de la mine, deuxièmement l'analyse des perturbations entraînées par le champ des contraintes autour des excavations.

En plus d'une compilation des données existantes sur la fracturation et l'hydrologie de la mine, trois nouveaux forages d'une quarantaine de mètres de longueur chacun ont été réalisés en périphérie des excavations. Les trois nouveaux forages réalisés aux niveau 1000 ont pour but de permettre la réalisation d'essais hydrauliques afin d'évaluer les conditions hydrauliques de cette partie de la mine.

L'analyse de la fracturation consiste en une comparaison des données de nouveaux relevés de fractures effectués principalement aux niveaux inférieurs de la mine (niveaux 700 et 1000), avec les résultats d'anciens relevés provenant des niveaux supérieurs de la mine (niveaux 300, 450 et 600). De plus, les diagraphies des fractures des nouveaux forages sont incluses dans cette étude.

Afin d'évaluer les conditions hydrologiques du secteur de la mine Niobec, des relevés de la piézométrie et du débit d'exhaure de la mine ont été effectués.

A l'extrémité des forages, la charge de pression mesurée correspond à une pression d'environ 400 kPa ou à une colonne d'eau de 40 mètres de hauteur (charge hydraulique). Dans les forages F-2 et F-3, les plus fortes valeurs de charge de pression ont été enregistrées entre 5 et 8 mètres de la face des galeries. Les valeurs de conductivité hydraulique (K) obtenues dans chacun des forages montrent des zonations avec la distance. Ces zonations sont plus fortes dans les galeries les plus récentes.

La création d'excavations dans un massif rocheux affecte le champ de contraintes. Les valeurs de charge (H) et de conductivité hydraulique (K) mesurées à la mine Niobec reflètent cette perturbation géomécanique par la présence de zonations observées le long des trois forages. En bordures des faces de galeries jusqu'à une distance d'environ 5 mètres,  $H_0$  est relativement faible (zone 1). Ceci pourrait être causée par l'ouverture des fractures due au dynamitage. Entre 5 et environ 12 mètres, les valeurs de  $H_0$  augmentent (zone 2), ce qui pourrait être relié à l'accroissement des contraintes dans cette zone. A cette distance, le pic de charge de pression  $H_0$  ressort nettement et l'importance de ce pic est dans l'ordre F3 > F2 > F1. Au-delà de cette distance, la roche en place semble peu affectée par l'ouverture de galerie (zone 3).

Les observations de la charge de pression  $H_0$  semblent vouloir démontrer, d'un forage à l'autre, l'effet temporel de la variation de  $H_0$  (ou de K) en fonction de la distance de la face de la galerie. Il semble que plus la galerie est vieille, plus la zone perturbée perd de l'importance et plus la conductivité hydraulique dans cette zone est élevée. Ceci pourrait être relié à un ajustement de la distribution des contraintes dans le temps.

## REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier mon directeur de recherche M. Alain Rouleau ainsi que les autres membres de mon comité soient MM. Guy Archambeault et Denis W. Roy, de l'Université du Québec à Chicoutimi, ainsi que M. Steve Thivierge de la mine Niobec de St-Honoré, pour leur nombreux conseils techniques et scientifiques qu'ils m'ont apportés durant la réalisation de mes travaux de recherche. Ces travaux n'auraient pu être menés à termes sans l'assistance de MM. Marcel Lapointe et Richard Lechasseur, techniciens à l'UQAC et de tous le personnel de la mine Niobec particulièrement M. Denis Villeneuve, géologue. Les discussions avec M. Kent Novakowski et Mme Pat Lapcevic, du Centre Canadien des Eaux Intérieures (Burlington, Ontario) ont grandement contribuées au montage du système d'essai hydraulique en forage. L'aide financière pour la réalisation de ce projet provenait de la Fondation FUQAC.

Finalement, je tiens à remercier tout spécialement ma compagne, Martine Piché, pour son support moral et son assistance pour la présentation de ce manuscrit, plus particulièrement pour la réalisation des figures à l'ordinateur.

## TABLE DES MATIERES

RESUME . . . . .	ii
REMERCIEMENTS . . . . .	iii
TABLE DES MATIERES . . . . .	iv
LISTE DES TABLEAUX . . . . .	vii
LISTE DES FIGURES . . . . .	ix
I. INTRODUCTION . . . . .	1
II. CONTEXTE GEOLOGIQUE . . . . .	3
2.1    Géologie régionale . . . . .	3
2.2    Géologie du gisement de St-Honoré . . . . .	6
2.2.1    Socle rocheux . . . . .	6
2.2.2    Dépôts meubles . . . . .	10
2.3    Description sommaire de la mine Niobec . . . . .	12
III. REALISATION DE TROIS FORAGES . . . . .	16
IV. ANALYSE DE LA FRACTURATION . . . . .	21
4.1    Travaux antérieurs . . . . .	21
4.2    Nouveaux relevés de fractures . . . . .	22
4.2.1    Méthode de relevé . . . . .	22
4.2.2    Présentation des résultats . . . . .	23
4.3    Discussion sur la fracturation . . . . .	29
V. HYDROLOGIE DE LA MINE . . . . .	32
5.1    Hydrographie de surface . . . . .	33
5.2    Piézométrie . . . . .	35

5.2.1	Piézométrie dans les dépôts meubles . . . . .	35
5.2.2	Piézométrie dans la partie superficielle du calcaire de Trenton . . . . .	38
5.2.3	Piézométrie dans la partie profonde du calcaire de Trenton . . . . .	39
5.3	Ecoulement dans les excavations . . . . .	43
5.3.1	Mesure de débit à la sortie de forage et dans les caniveaux . . . . .	44
5.3.2	Débit de pompage et d'exhaure . . . . .	47
5.4	Mesures physico-chimiques . . . . .	51
5.5	Discussion sur les données hydrologiques . . . . .	53
VI. ESSAIS HYDRAULIQUES EN FORAGES	. . . . .	58
6.1	Introduction . . . . .	58
6.2	Types d'essai hydraulique en forage . . . . .	58
6.3	Equipement utilisé . . . . .	60
6.4	Méthode d'interprétation . . . . .	63
6.4.1	Charge hydraulique . . . . .	63
6.4.2	Conductivité hydraulique . . . . .	66
6.5	Exécution des essais hydrauliques en forages . . . . .	68
6.5.1	Mesures de la charge de pression dans le forage ouvert . . . . .	70
6.5.2	Pic de pression et dissipation de la pression . . . . .	70
6.5.3	Mesure de la charge de pression naturelle . . . . .	72
6.5.4	Essai à charge constante . . . . .	73
6.6	Présentation des résultats . . . . .	74
VII. DISCUSSION	. . . . .	84
7.1	Observations de terrain . . . . .	84
7.2	Observations tirées des essais en forage . . . . .	86

7.3	Création d'ouverture dans le massif rocheux	88
7.4	Effet temporel	92
7.5	Causes d'erreurs sur les mesures de charge de pression	94
VIII. CONCLUSION		96
IX. REFERENCES		99
ANNEXE A: PLANS DE LA MINE		107
ANNEXE B: RELEVES DE FRACTURES		115
ANNEXE C: CAROTTES DE FORAGE		128
ANNEXE D: SPECIFICATION ET CARACTERISTIQUES DES EQUIPEMENTS		143
ANNEXE E: CALIBRATION DES EQUIPEMENTS		150
ANNEXE F: PROCEDURE D'UTILISATION DE L'EQUIPEMENT		156
ANNEXE G: RESULTATS DES ESSAIS HYDRAULIQUES		165

## LISTES DES TABLEAUX

Tableau 1: Caractéristiques sommaires des différents niveaux actuellement exploités à la mine Niobec . . . . .	15
Tableau 2: Informations générales concernant les forages F-1 à F-3 . . . . .	18
Tableau 3: Lithologies rencontrées dans les trois forages servant à la réalisation des essais hydrauliques . . . . .	19
Tableau 4: Familles de fractures identifiées dans le calcaire de Trenton (niveau 300) et dans la carbonatite (niveaux 700 et 1000) . . . . .	26
Tableau 5: Minéraux de remplissage dans les fractures provenant des trois forages . . . .	29
Tableau 6: Valeurs de la conductivité hydraulique pour des sédiments non-consolidés . .	37
Tableau 7: Stratigraphie des dépôts meubles à l'est de la mine Niobec . . . . .	37
Tableau 8: Relevé piézométrique dans la partie superficielle du calcaire de Trenton . . .	39
Tableau 9: Caractéristiques de quelques forages atteignant la partie profonde du calcaire de Trenton . . . . .	41
Tableau 10: Niveaux piézométriques dans les forages profond du calcaire de Trenton . .	42
Tableau 11: Mesures de débits d'eau à la sortie de forages . . . . .	45
Tableau 12: Mesures de débits d'eau dans les caniveaux à la sortie des forages . . . . .	46
Tableau 13: Débit d'exhaure à la mine Niobec mesuré à partir du niveau 850 . . . . .	49
Tableau 14: Paramètres physico-chimiques de l'eau souterraine . . . . .	52
Tableau 15: Classification de l'eau souterraine basée sur la teneur en solides dissous . .	53
Tableau 16: Résultats des essais hydraulique effectués dans les forages F-1 à F-3 . .	75 à 77
Tableau 17: Valeurs moyennes de la conductivité hydraulique pour les différentes zones .	91
Tableau A-1: Légende des figures de l'annexe A . . . . .	108

Tableau B-1: Fractures relevés dans le calcaire de Trenton au niveau 300 . . . . .	117
Tableau B-2: Relevés de fractures mineures aux niveaux 700 et 1000 . . . . .	119
Tableau B-3: Relevés de fractures majeures aux niveaux 700 et 1000 . . . . .	124
Tableau C-1: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche: forage F-1 . . . . .	130
Tableau C-2: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche: forage F-2 . . . . .	134
Tableau C-3: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche: forage F-3 . . . . .	138
Tableau D-1: Pression de travail maximale pour divers diamètre de gonflement des obuturateurs . . . . .	146
Tableau E-1: Résultats obtenus de l'essai de calibration du capteur de pression . . . . .	152
Tableau G-1: Résultats des essais hydrauliques dans le forage F-1 . . . . .	167
Tableau G-2: Résultats des essais hydrauliques dans le forage F-2 . . . . .	168
Tableau G-3: Résultats des essais hydrauliques dans le forage F-3 . . . . .	169

## LISTE DES FIGURES

Figure 1:	Géologie de la région du Saguenay Lac-St-Jean . . . . .	4
Figure 2:	Plan de localisation de la mine Niobec . . . . .	7
Figure 3:	Vue en plan du complexe alcalin de St-Honoré . . . . .	8
Figure 4:	Vue en coupe du complexe alcalin de St-Honoré . . . . .	9
Figure 5:	Coupe est-ouest et nord-sud de la région de St-Honoré . . . . .	11
Figure 6:	Section est-ouest des infrastructures de la mine Niobec . . . . .	13
Figure 7:	Plan du niveau 1000 montrant la localisation des trois forages spéciaux réalisés pour ce projet . . . . .	17
Figure 8:	Lithologies rencontrées dans les forages F-1 à F-3 . . . . .	20
Figure 9:	Diagramme équiaire contourné des pôles de fractures mineures . . . . .	25
Figure 10:	Diagramme équiaire contourné des pôles de fractures majeures . . . . .	26
Figure 11:	Fracturation des carottes de forages . . . . .	28
Figure 12:	Histogramme de la fréquence en fonction de la longueur de trace . . . . .	30
Figure 13:	Réseau hydrographique du secteur de la mine Niobec . . . . .	34
Figure 14:	Réseau hydrographique et régime d'écoulement dans la partie superficielle du calcaire de Trenton . . . . .	36
Figure 15:	Régime d'écoulement dans la partie profonde du calcaire de Trenton . . . . .	40
Figure 16:	Graphique du débit moyen des pompes et du débit soutiré de la mine en fonction du temps . . . . .	50
Figure 17:	Variations hypothétiques du cône de rabattement créé par le pompage des eaux de la mine Niobec . . . . .	55
Figure 18:	Comportement général de la pression et de l'écoulement lors de	

différents types d'essai . . . . .	60
Figure 19: Schéma des équipements utilisés pour les essais hydrauliques en forage . . . . .	61
Figure 20: Photographie de l'intérieur du laboratoire mobile . . . . .	62
Figure 21: Détermination de la charge de pression à partir d'un niveau de référence . . . . .	64
Figure 22: Conditions aux limites supposées pour l'estimation de la conductivité hydraulique . . . . .	67
Figure 23: Schéma illustrant les variations de la charge de pression hydraulique entre les deux obturateurs au cours d'un essai . . . . .	69
Figure 24: Types de variation de la pression observée lors du gonflement des obturateurs . . . . .	71
Figure 25: Profils de la charge de pression en fonction de la distance de la face de la galerie . . . . .	78 à 80
Figure 26: Profils de la conductivité hydraulique en fonction de la distance de la face de la galerie . . . . .	81 à 83
Figure 27: Estimation de la conductivité hydraulique dans des intervalles par plus d'un essai . . . . .	88
Figure 28: Profils de la charge de pression et de la conductivité hydraulique montrant les différentes zones . . . . .	90
Figure 29: Profils des charges de pression . . . . .	92
Figure 30: Variations de la distribution des contraintes autour d'une ouverture souterraine en fonction du temps . . . . .	93
Figure A-1: Plan du niveau 300 . . . . .	109
Figure A-2: Plan du niveau 450 . . . . .	110
Figure A-3: Plan du niveau 600 . . . . .	111

Figure A-4: Plan du niveau 700 .....	112
Figure A-5: Plan du niveau 850 .....	113
Figure A-6: Plan du niveau 1000 .....	114
Figure B-1: Diagramme équiaire contourné des pôles de fractures dans le calcaire de Trenton .....	118
Figure D-1: Mesure de débit à l'aide d'un compteur de courant d'eau portatif .....	144
Figure D-2: Jeu d'obturateurs gonflables et ses composantes .....	147
Figure D-3: Caractéristiques électriques du capteur de pression .....	148
Figure E-1: Voltage mesuré sur le capteur de pression en fonction de la pression .....	152
Figure F-1: Système de réservoirs .....	157

# I

## INTRODUCTION

Le complexe alcalin de St-Honoré se trouve à 13 km au nord de Chicoutimi. L'exploitation, jadis par les compagnies SOQUEM et TECK Corporation et présentement par Cambior, d'une zone niobifère localisée dans la partie sud des carbonatites du complexe alcalin a débuté en 1976 (Vallée et Dubuc, 1970; Fortin-Bélanger, 1977; Woussen et al., 1979; Thivierge et al., 1983). Le gisement de la mine Niobec n'est traversé par aucune structure géologique majeure (faille, zone de cisaillement), ce qui rend ce massif rocheux relativement homogène. Les fractures mineures et majeures constituent les principales discontinuités observées dans le massif.

Comme toutes les autres mines souterraines, l'exploitation de la mine Niobec nécessite la création de cavités (galeries, chantiers, rampe d'accès) dans le massif rocheux et exige un pompage continu de l'eau souterraine percolant dans la mine, afin d'en dénoyer les infrastructures. La création de cavités souterraines affecte le champ de contraintes et par le fait même la conductivité hydraulique du massif rocheux au pourtour de ces excavations (Kelsall et al., 1984; Hudson, 1988; Pusch, 1989). Le dénoyage du massif rocheux engendré par le pompage est beaucoup plus important près de la surface et diminue au fur et à mesure qu'on se rapproche de la base de l'exploitation. Le pompage cause également des perturbations du régime d'écoulement de l'eau souterraine au pourtour de la mine et à l'échelle régionale (Wilson et al., 1983; Singh et Atkins, 1984; Klenowski et Phillips, 1988).

Le premier objectif de ce mémoire est d'évaluer les conditions hydrogéologiques de la mine et tout principalement l'effet du pompage de l'eau percolant dans la mine sur le régime

d'écoulement de l'eau souterraine. Le second objectif est de mettre en évidence les perturbations du champ de conductivité hydraulique dues à la présence d'excavations et à leur effet sur le champ de contraintes (mécanique) naturelles dans le massif rocheux.

Ces objectifs nécessitent la réalisation de travaux portant sur la fracturation et l'hydrogéologie du massif rocheux. Ces travaux ont été concentrés principalement au niveau 1000 de la mine Niobec (c'est-à-dire 1 000 pieds de profondeur), soit le niveau le plus profond actuellement en exploitation.

L'analyse de la fracturation du massif rocheux a débuté par une revue des données existantes provenant des niveaux 300, 450 et 600. Pour compléter ces résultats, de nouveaux relevés de fractures ont été effectués sur des faces de galeries et de chantiers d'exploitation aux niveaux 300, 700 et 1000.

L'hydrogéologie de la mine a d'abord été étudiée en effectuant une compilation des données existantes sur l'hydrographie, la piézométrie et sur le pompage des eaux de la mine. De plus, trois forages d'environ 40 mètres de longueur chacun ont été effectués au niveau 1000, à l'extrémité de galeries situées en périphérie de la zone exploitée (10 GA-8, 10 GA-16 et 10 GA-15). Les diagraphies des carottes de roches provenant de ces forages ont fourni des renseignements additionnels sur la fracturation du massif rocheux. Des essais hydrauliques à charge et à débit constants ont été réalisés en continu dans les trois forages et ce, afin d'estimer la conductivité hydraulique du massif rocheux et ses perturbations.

## II

### CONTEXTE GEOLOGIQUE

#### 2.1 Géologie régionale

Les roches de la région du Saguenay appartiennent à la province structurale de Grenville (Stockwell, 1964) du bouclier canadien. Dimroth et al. (1981) ont divisé ces roches en trois unités litho-structurales bien distinctes. Soit un complexe de gneiss, des masses batholithiques d'anorthosite incluant la suite charnockite-mangérite et des masses plutoniques tardif- à post-cinématiques. On retrouve également des calcaires et des shales ordovicien (fig. 1).

La première unité est formée par un complexe de gneiss qui se divise en trois groupes de roches dont la complexité structurale et pétrogénétique augmente du plus jeune au plus vieux. La présence de trois familles de dykes d'amphibolite (amphibolite I, II et III) dans ces roches est le résultat d'au moins trois périodes d'extension de la croûte ayant affecté les roches de cette unité. Toutes les roches du groupe I ont été migmatisées et déformées durant l'orogénie hudsonienne, il y a 1 735 millions d'années, alors que les roches du groupe II peuvent s'être mises en place après cette orogénie ou durant une période anorogénique de magmatisme felsique. Les roches du groupe III sont formées de dykes de composition granitique (granite III) et amphibolitique (amphibolite III). Ces dykes, principalement le granite III, sont généralement parallèles au contact de l'anorthosite.

La seconde unité est formée par des masses batholithiques d'anorthosite et de la suite charnockite-mangérite montrant des structures et des textures ignées bien conservées. L'anorthosite du Lac-St-Jean se serait mise en place au début d'une période d'extension de la croûte pour se

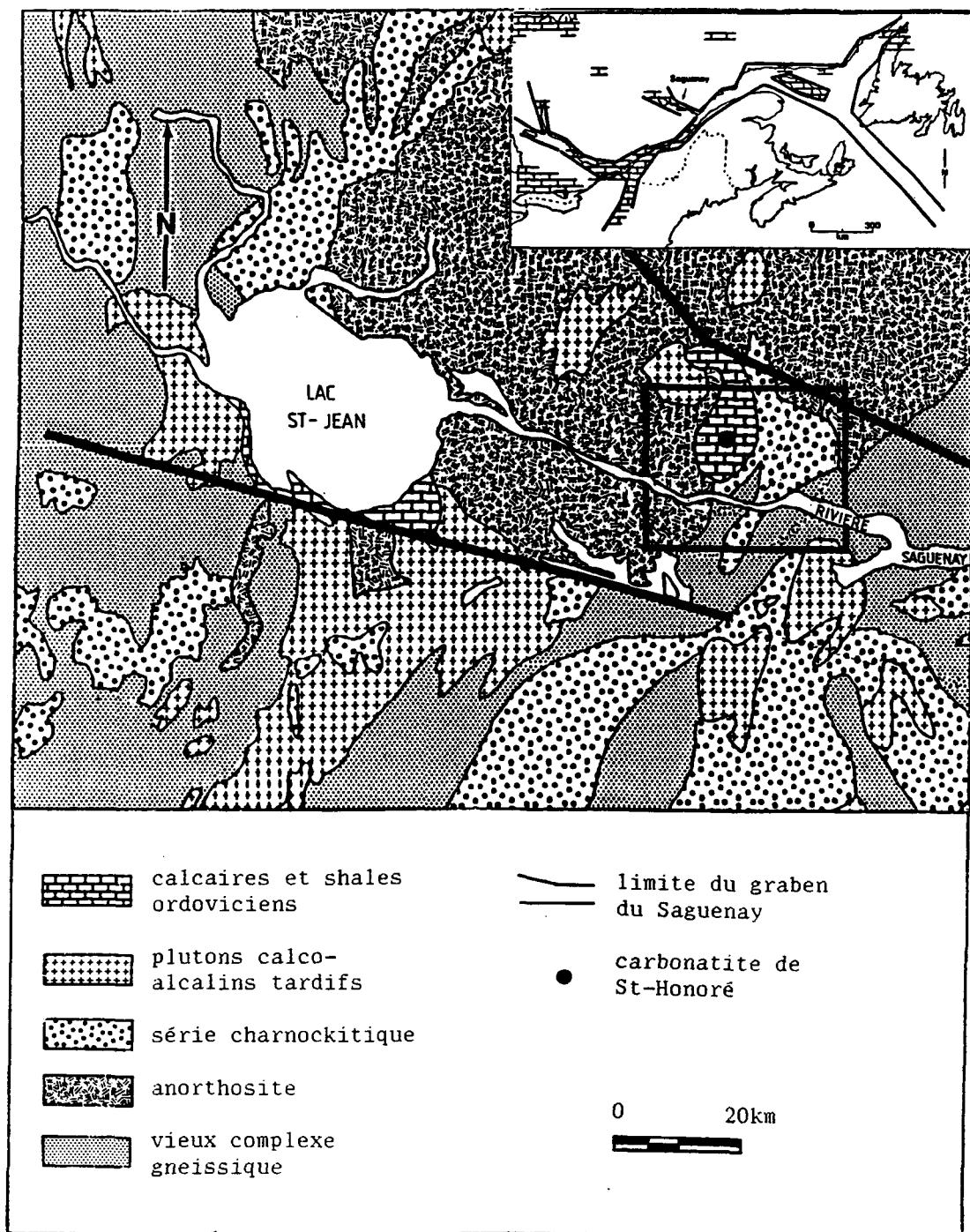


Figure 1: Géologie de la région du Saguenay-Lac-St-Jean  
(modifié de Thivierge et al. 1983).

poursuivre durant l'orogénie grenvillienne, il y a 935 millions d'années. Son emplacement final est difficile à déterminer avec précision; il semble toutefois qu'il aurait eu lieu vers la fin de cette orogénie (Roy et al., 1986). Les dykes d'amphibolite II, que l'on retrouve en grande quantité dans les roches des groupes I et II du complexe de gneiss, sont également reliés à la période majeure d'extension de la croûte précédant l'orogénie grenvillienne (Roy et al., 1986).

La fin de l'orogénie grenvillienne représente la fin de l'activité felsique et se traduit par l'emplacement de masses plutoniques (granite IV) tardi- à post-cinématiques (Roy et al., 1986). Ces intrusions calco-alcalines forment la troisième unité et sont caractérisées par des relations de recouplement avec les roches encaissantes et par une minéralogie du faciès amphibolite supérieur (Dimroth et al., 1981).

Au début du Paléozoïque, peut-être dès la fin du Précambrien, une tectonique d'extension produit le système de rift du St-Laurent. Cette activité se traduit par la formation de failles normales, par du renflement ("updoming"), et par une activité ignée alcaline (Kumarapeli et Saull, 1966) ayant produit notamment la carbonatite de St-Honoré. Doig et Barton (1968) ont daté cette activité alcaline dans la région de Chicoutimi à l'aide de la méthode Potassium-Argon (K-Ar). Ils ont obtenu des âges variant entre 661 à 937 Ma (millions d'années) pour des syénites et 560 à 568 Ma pour différents dykes de carbonatite. La carbonatite de St-Honoré est datée à 650 Ma à l'aide de cette méthode (Vallée et Dubuc, 1970).

Finalement, une transgression marine datant de l'Ordovicien (environ 470 millions d'années) permet la déposition de calcaires et de shales. Dans la région, on retrouve principalement ces sédiments marins dans le secteur de la municipalité de St-Honoré.

## 2.2 Géologie du gisement de St-Honoré

### 2.2.1 Socle rocheux

Le complexe alcalin de St-Honoré se situe à environ 13 km au nord de Chicoutimi et à environ 6 km à l'ouest de la municipalité de St-Honoré (fig. 2). Dans une section horizontale, il a une forme quasi-circulaire d'une superficie d'environ 25 km<sup>2</sup> (Fortin-Bélanger, 1977; fig. 3). Cette masse intrusives est complètement recouverte par les calcaires de Trenton d'âge Ordovicien. Ses limites correspondent approximativement à la rivière des Vases à l'ouest et au nord, et au ruisseau Cimon au sud-est (fig. 2). Sa mise en place est probablement reliée à la formation du graben du Saguenay (Doig et Barton, 1968; Vallée et Dubuc, 1970; Gagnon, 1979) et au rift du St-Laurent (Kumarapeli et Saull, 1966; Kumarapeli, 1976), mais elle est bien antérieure à l'effondrement post-Ordovicien moyen du graben du Saguenay.

Les roches formant le complexe alcalin de St-Honoré se divisent en deux ensembles: les carbonatites et les roches silicatées alcalines (Fortin-Bélanger, 1977; fig. 3 et 4). Les carbonatites forment le premier ensemble et occupent le centre du complexe alcalin. On y retrouve les carbonatites calcitiques et dolomitiques du collier et les carbonatites dolomitiques du noyau. Le second ensemble est composé de roches alcalines feldspathiques et à feldspathoïdes, et forme un anneau circulaire symétrique autour des carbonatites. Une masse triangulaire de syénite à cancrinite et grenat se trouve dans la partie sud-est du complexe alcalin (Fortin-Bélanger, 1977). Les roches encaissantes sont fénétisées et se composent de syénite, de syéno-diorite à aégirine et de diorite à magnétite (fig. 3).

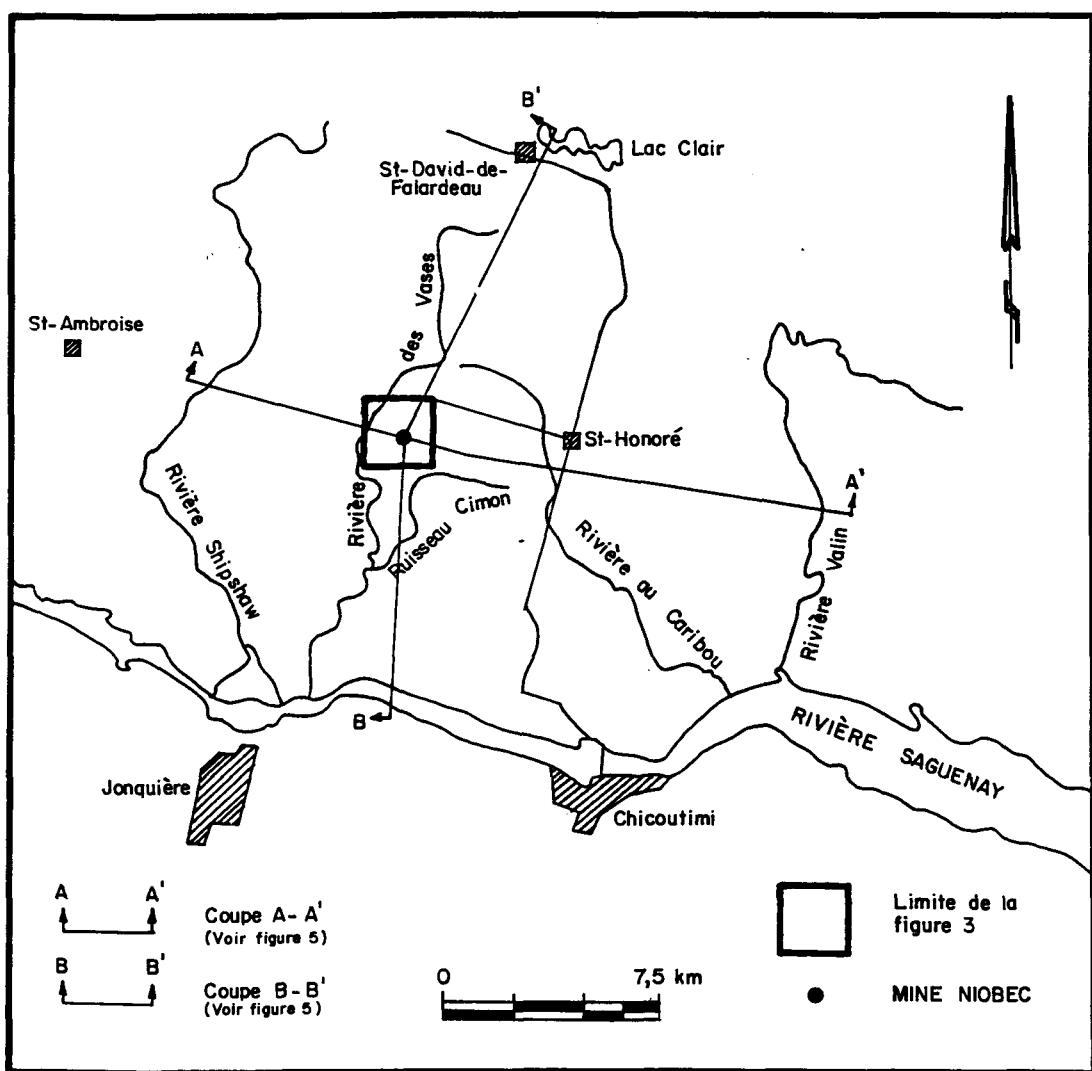


Figure 2: Plan de localisation de la mine Niobec.

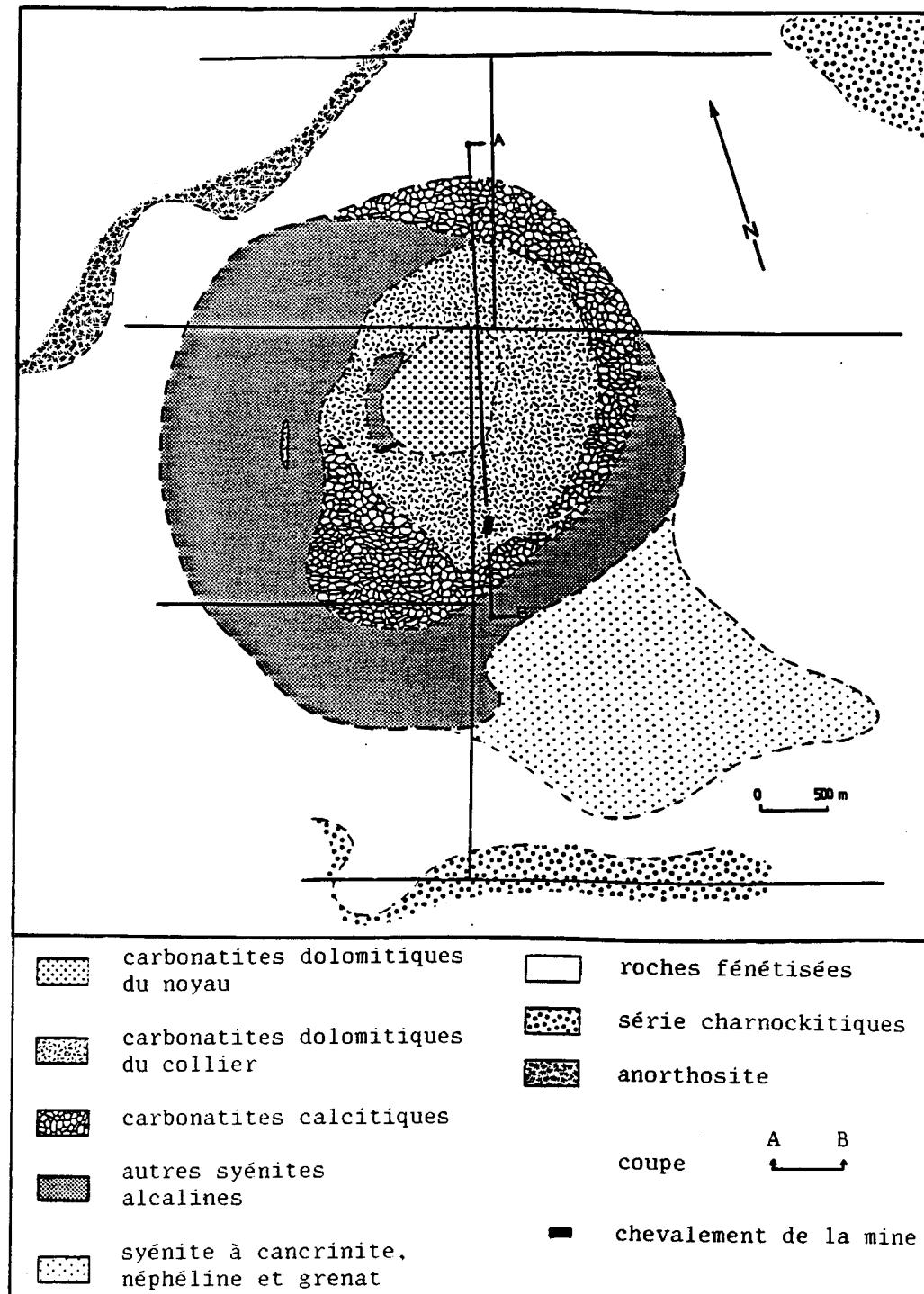


Figure 3: Vue en plan du complexe alcalin de St-Honoré  
(modifié de Thivierge et al. 1983)

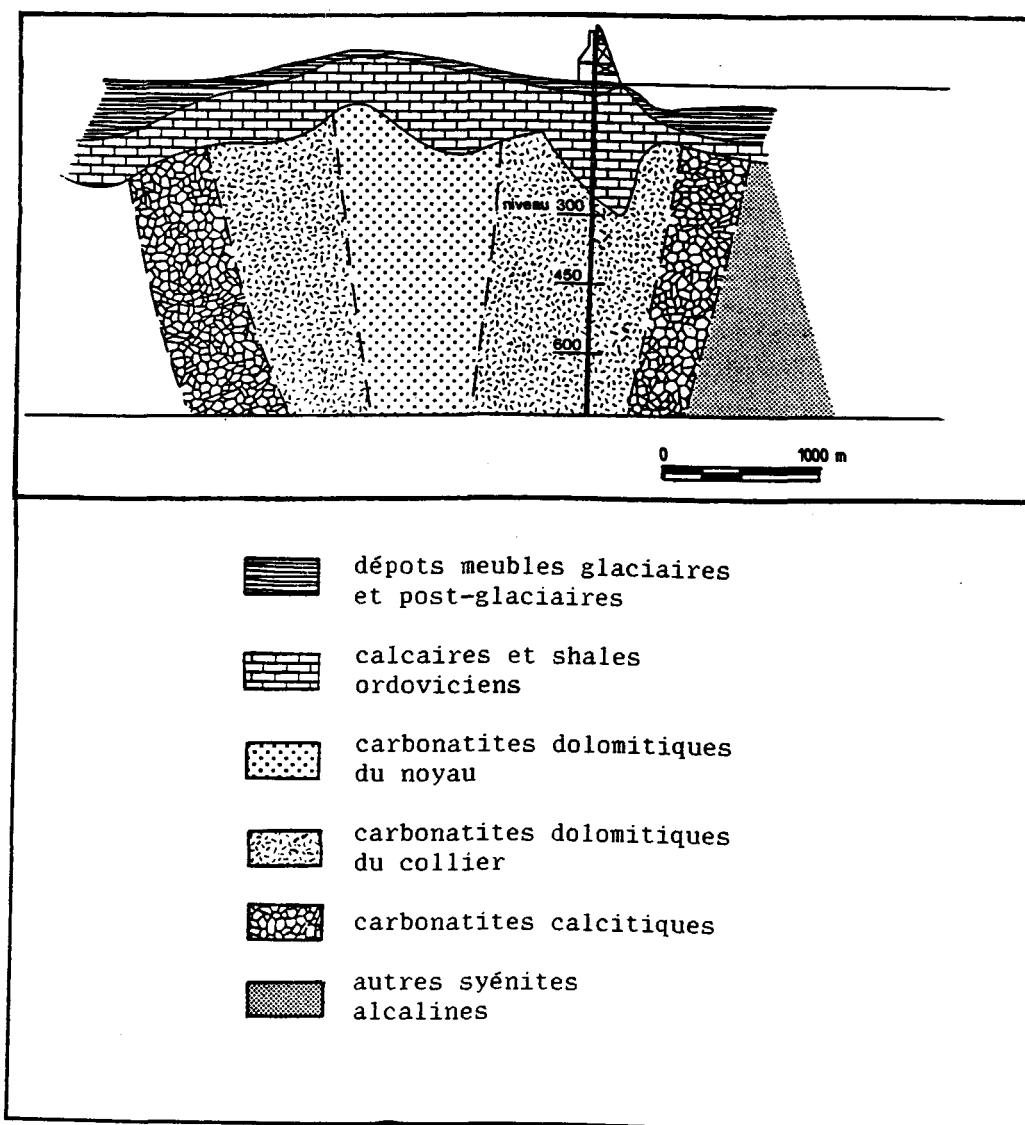


Figure 4: Vue en coupe du complexe alcalin de St-Honoré;  
la section est localisée à la figure 3  
(modifié de Thivierge et al. 1983).

Une séquence d'évènements durant la formation du complexe alcalin de St-Honoré a été proposée par Thivierge et al. (1983). Lors de l'emplacement du complexe, des familles de joints se sont développées dans la roche encore chaude, permettant la circulation de fluides hydrothermaux tardi-magmatique qui ont amené la minéralisation en terres rares au coeur du complexe. Au Paléozoïque inférieur, le complexe alcalin a été dénudé; les joints existants ont permis l'altération météoritique de la roche ainsi que l'établissement d'un système de drainage de type karstique. Le système karstique a été rempli de sédiments, et des boues calcaires sont venues sceller les karsts. De l'Ordovicien moyen à supérieur, une transgression marine engendra la déposition du calcaire de Trenton au-dessus du complexe alcalin (l'épaisseur des sédiments ordoviciens peut atteindre actuellement plus de 70 mètres dans certains secteurs de la mine). L'ouverture du graben du Saguenay au post-Ordovicien moyen a remis une partie de la carbonatite au contact de l'air. La circulation de solutions minéralisantes a alors produit la déposition de barytine, de calcite et de pyrite dans les karsts. De plus, la circulation d'eau souterraine a entraîné la déposition de sédiments meubles dans certaines géodes. Finalement, les derniers mouvements du graben ont eu pour effet de réactiver certains joints.

### 2.2.2 Dépôts meubles

La région de St-Honoré fait partie des basses-terres du Saguenay. Cette région a été entièrement recouverte par les glaces lors de la dernière période glaciaire survenue au Wisconsinien il y a environ 10 000 ans (Lasalle et Tremblay, 1978). Le site de la mine Niobec se situe dans une région où la topographie est légèrement ondulante, avec une faible pente vers le sud-est et dont l'altitude moyenne est d'environ 140 mètres au-dessus du niveau moyen de la mer. Plusieurs ruisseaux près du site de la mine contribuent au drainage superficiel vers le sud et le sud-est en direction de la rivière des Vases. La figure 5 permet de visualiser la profondeur atteinte par la

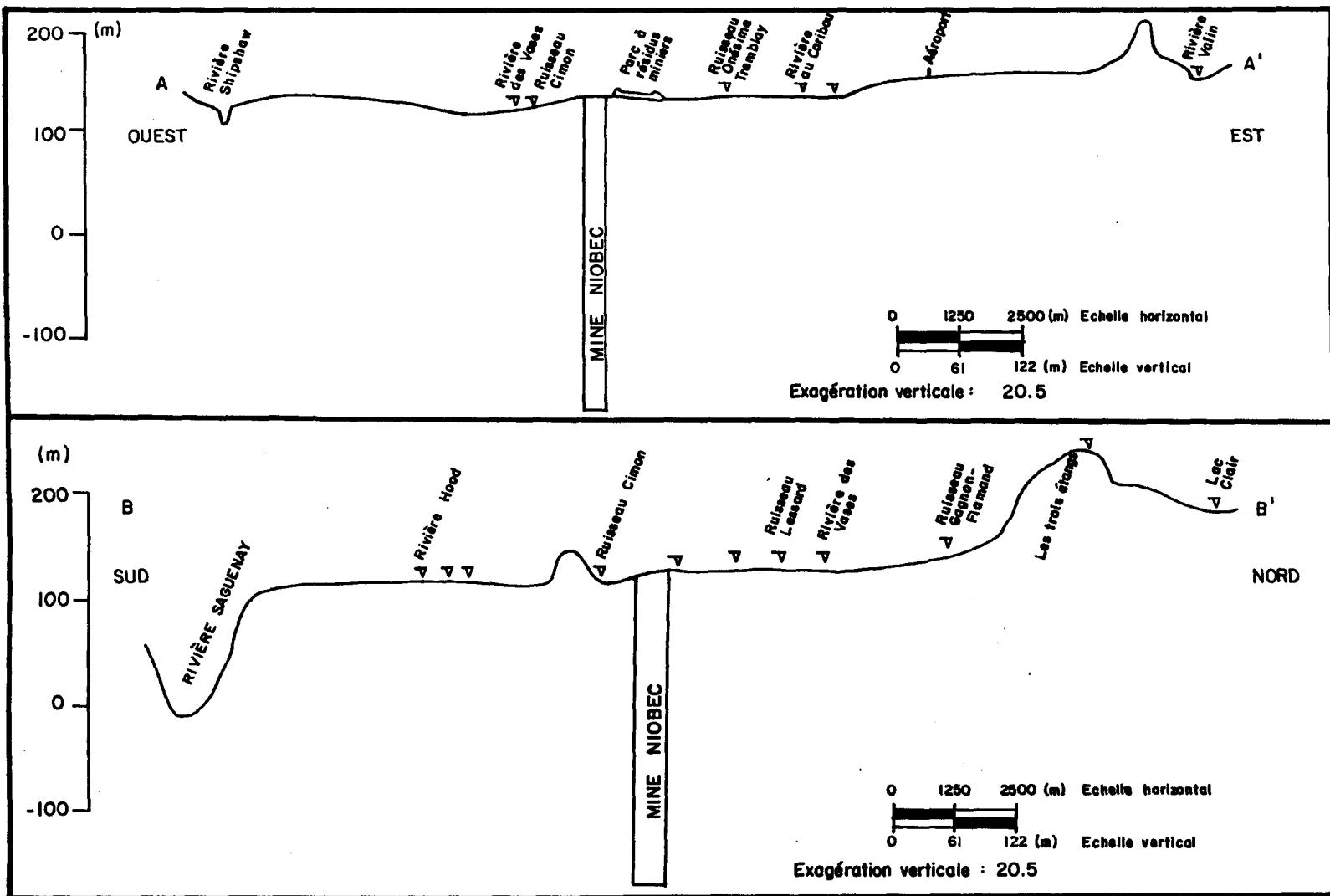


Figure 5: Coupe est-ouest et nord-sud de la région de St-Honoré.

mine (et donc le niveau de pompage le plus profond) en relation avec la topographie régionale.

La stratigraphie des dépôts meubles dans le secteur de la mine est simple et relativement constante. L'épaisseur de dépôt meuble varie de 1 mètre à près de 25 mètres, l'épaisseur la plus forte étant dans la partie sud-ouest de la mine. On retrouve en surface une mince couche de sol organique dont l'épaisseur est de l'ordre du décimètre. En général, sous cet horizon, on retrouve un dépôt silteux et silto-argileux d'origine marine, conséquence de l'envahissement de la mer Laflamme dans la région suite à la fonte du glacier. Finalement, un dépôt de till glaciaire recouvre le calcaire de Trenton; l'épaisseur du till varie du décimètre jusqu'à une dizaine de mètres.

### 2.3 Description sommaire de la mine Niobec

La découverte du gisement de St-Honoré par la SOQUEM (Société Québécoise d'Exploration Minière), à l'aide d'un levé radiométrique aéroporté, remonte à 1967. La mise en exploitation d'une zone niobifère, localisée dans la partie sud des carbonatites du complexe (Gagnon et Gendron, 1977), débuta en 1976. A ce jour, plus de 10 millions de tonnes de minerais ont été extraites de la mine Niobec.

La figure 6 présente une section est-ouest des principales infrastructures de la mine Niobec. Les traits pleins représentent les infrastructures existantes à ce jour, alors que les traits pointillés montrent une partie des développements futurs de la mine planifiés jusqu'en 1995. Ces travaux consisteront principalement au fonçage du puits jusqu'à une profondeur d'environ 540 mètres (1 775 pieds) et au développement de deux autres niveaux de galeries, soit les niveaux 1150 et 1450 se trouvant à des profondeurs respectives de 350 et 440 mètres.

La majorité des excavations (galeries et chantiers d'abattage) se trouvent dans la carbonatite dolomitique du collier. Les galeries font en général 4 mètres de hauteur par 5 mètres de largeur alors que les chantiers font généralement 25 mètres de largeur, 90 mètres de hauteur et entre 30

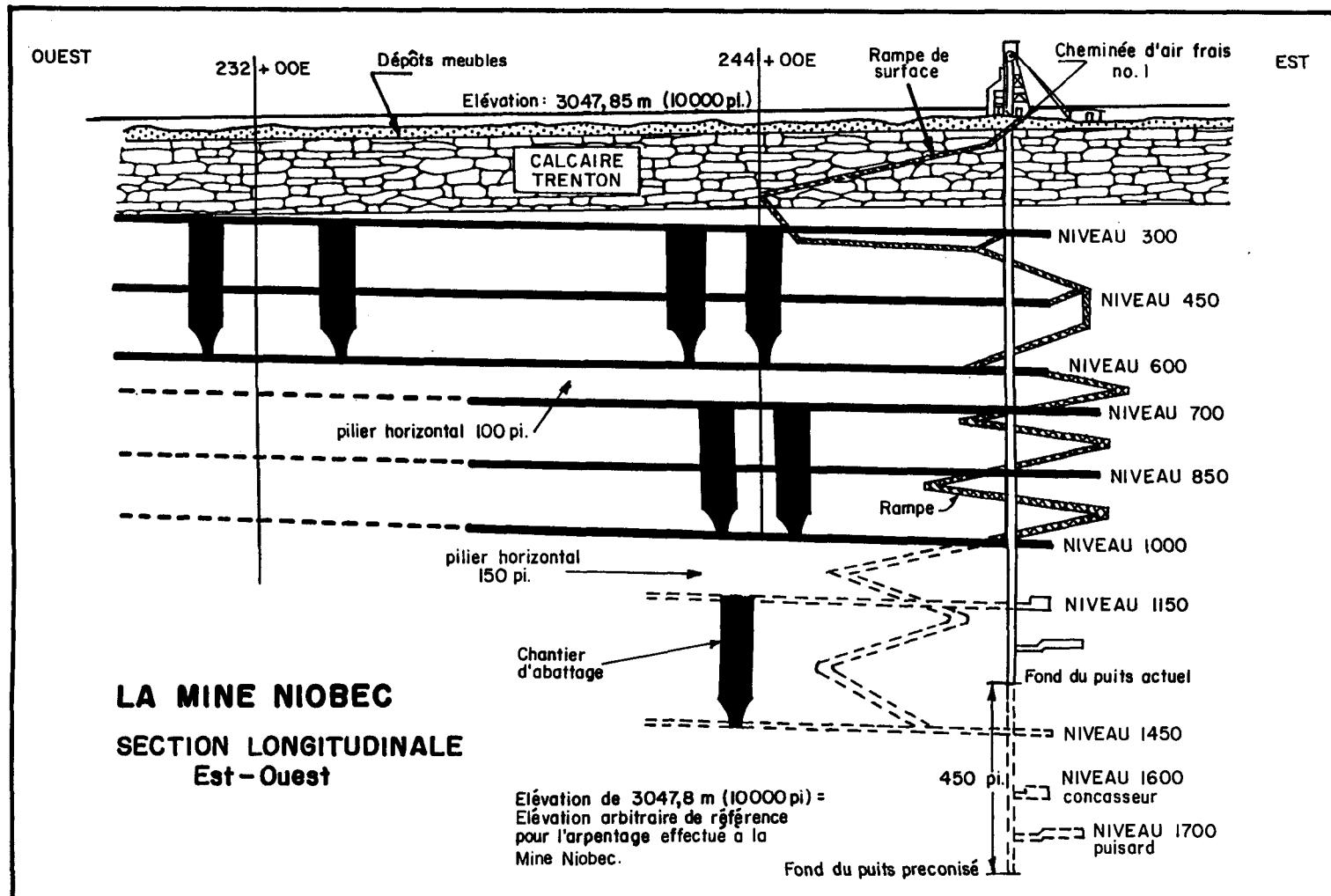


Figure 6: Section est-ouest des infrastructures de la mine Niobec.

à 70 mètres de longueur. Le puits se situe dans la partie sud-est de la mine. Il traverse le calcaire de Trenton sur une épaisseur d'environ 70 mètres (230 pieds) et atteignait en 1991, une profondeur de 404 mètres (1 326 pieds).

Jusqu'à maintenant, la mine Niobec a été exploitée sur six (6) niveaux et jusqu'à une profondeur de 305 mètres (1 000 pieds) en utilisant la méthode de minage de chantier ouvert. Les niveaux supérieurs, soit les niveaux 300, 450 et 600, sont les plus exploités à ce jour. Une trentaine de chantiers y ont été minés et plus de 12 500 mètres linéaires de galeries primaires et secondaires y ont été foncées. Les niveaux inférieurs, soit les niveaux 700, 850 et 1000, sont beaucoup moins exploités que les précédents. Une dizaine de chantiers y ont été minés et environ 5 000 mètres linéaires de galeries primaires et secondaires y ont été foncées. Un pilier horizontal d'une trentaine de mètres d'épaisseur sépare les niveaux supérieurs des niveaux inférieurs (fig. 6). L'enveloppe de la zone exploitée à chacun des niveaux (galeries et chantiers d'abattage) a une forme grossièrement ovale, dont le grand axe d'orientation nord-ouest a une longueur maximale d'environ 700 mètres. Le tableau 1 présente une liste des différents niveaux exploités avec leur profondeur, le nombre de chantiers exploités, la longueur de galeries linéaires foncées et quelques remarques concernant chacun de ces niveaux.

Les vues en plan détaillées des six (6) niveaux sont présentées à l'annexe A, aux figures A-1 à A-6. Sur chacune de ces figures, les différentes infrastructures y sont montrées ainsi que la localisation des points de mesures (essais en forage, mesures physico-chimiques de l'eau, relevés de fracturation et observations géologiques).

Tableau 1: Caractéristiques sommaires des différents niveaux actuellement exploités à la mine Niobec.

Niveau	Profondeur (m)	Longueur de galeries (1) foncées (m)	Nombre approximatif de chantiers exploités	Remarques
300	90	3 535	30	-
450	135	3 965		Travaux seulement près du garage
600	185	4 940		-
700	215	1 830	10	-
850	260	1 035		non abandonné, mais présentement inutilisé
1000	305	1 830		-

- (1) Tient compte des galeries primaires et secondaires sans tenir compte des galeries de développement de chantiers.

### III

## REALISATION DE TROIS FORAGE

Le niveau 1000 est celui qui est le plus profond de la mine, et ultérieurement, l'extension du gisement se fera à des niveaux inférieurs à ce dernier (niveaux 1150 et 1450). Ce sont principalement ces deux raisons qui nous ont incité à concentrer les différents travaux de terrain au niveau 1000.

Les forages d'exploration effectués à la mine Niobec sont généralement de calibre AQ et ils ont 44,5 mm de diamètre. Afin de pouvoir entrer le jeu d'obturateurs gonflables (41 mm de diamètre) et les autres composantes servant à la réalisation des essais hydrauliques dans les forages, trois forages spéciaux de calibre BQ, soit de 55,6 mm de diamètre, ont été exécutés au moyen d'une foreuse portative. Ces trois forages ont été réalisés au mois de mars 1991. Ils sont localisés en périphérie du niveau 1000 et ils sont d'orientations différentes (fig. 7). Ils débutent en bout de galerie et pénètrent dans le massif rocheux en s'éloignant des zones perturbées par les différentes excavations. Leur plongée varie entre 48° et 53° alors que leur longueur moyenne est d'environ 40 mètres (tableau 2).

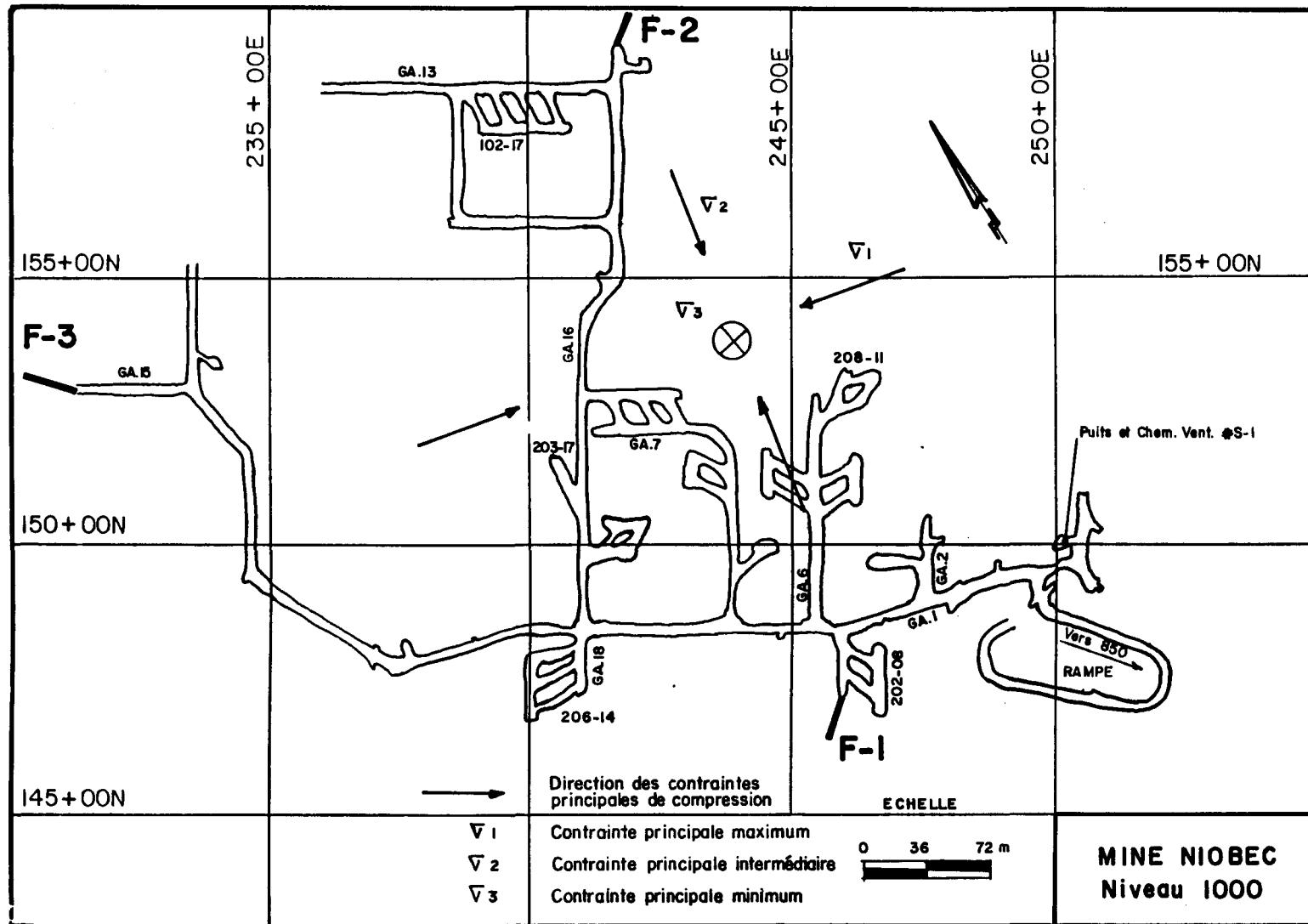


Figure 7: Plan du niveau 1000 montrant la localisation des trois forages spéciaux réalisés pour ce projet.

Tableau 2: Informations générales concernant les forages F-1 à F-3.

	Forage 1	Forage 2	Forage 3
Localisation	10 GA-8	10 GA-16	10 GA-15
Année de fonçage de la galerie	1981	1987	1990
Attitude Dir/plongée	224°/53°	044°/49°	314°/48°
Longueur du forage (m)	42,24	42,07	39,94

Les carottes de roche de 36,5 mm de diamètre et provenant de chacun des forages ont été récupérées à toutes les courses de 1,52 mètre (5 pieds) à l'aide d'un filin d'acier et elles ont été placées dans des boîtes de bois. Une description lithologique basée sur les informations obtenues à partir des carottes de roches se trouve au paragraphe suivant. De plus, l'analyse de la fracturation est présentée au chapître IV.

Les différentes lithologies interceptées par les forages sont présentées au tableau 3 et à la figure 8. On retrouve principalement de la carbonatite dolomitique de couleur variable. La carbonatite dolomitique de couleur blanche est recoupée par le forage F-1 entre 11,59 et 42,24 mètres, et par le forage F-2 entre 0,00 et 37,20 mètres de profondeur. Sa structure est généralement foliée et à grains moyens. Elle montre localement des bandes de magnétite. La carbonatite dolomitique de couleur rosée a été identifiée dans le forage F-3 entre 24,70 et 39,94 mètres de profondeur. Sa structure est massive et à grains moyens. La carbonatite de couleur brun rouge a été rencontrée dans le forage F-1 entre 0,00 et 11,59 mètres et dans le forage F-2 entre 37,20 et 42,07 mètres de profondeur. Sa structure est massive et la grosseur des grains varie de fin à moyen. Dans le forage F-2, elle contient environ 25% de magnétite à grain grossier. Finalement, la syénite brèchique gris rosé a été rencontrée principalement dans le forage

F-3 entre 0,00 et 24,70 mètres de profondeur. Elle se retrouve également en traces, soit moins de 10%, dans la carbonatite dolomitique blanche du forage F-1 sous forme de bandes d'environ 15 centimètres d'épaisseur.

Tableau 3: Lithologies rencontrées dans les trois forages servant à la réalisation des essais hydrauliques.

Lithologies rencontrées	Forage F-1	Forage F-2	Forage F-3	Longueur totale (m)/(%)
Carb. dol. blanche(m)	30,65	37,20	-	67,85m 54.6%
Carb. dol. rosée(m)	-	-	15,24	15,24m 12.3%
Carb. dol. br.rouge(m)	11,59	4,87	-	16,46m 13.2%
Syénite brèchique(m)	-	-	24,70	24,70m 19.9%

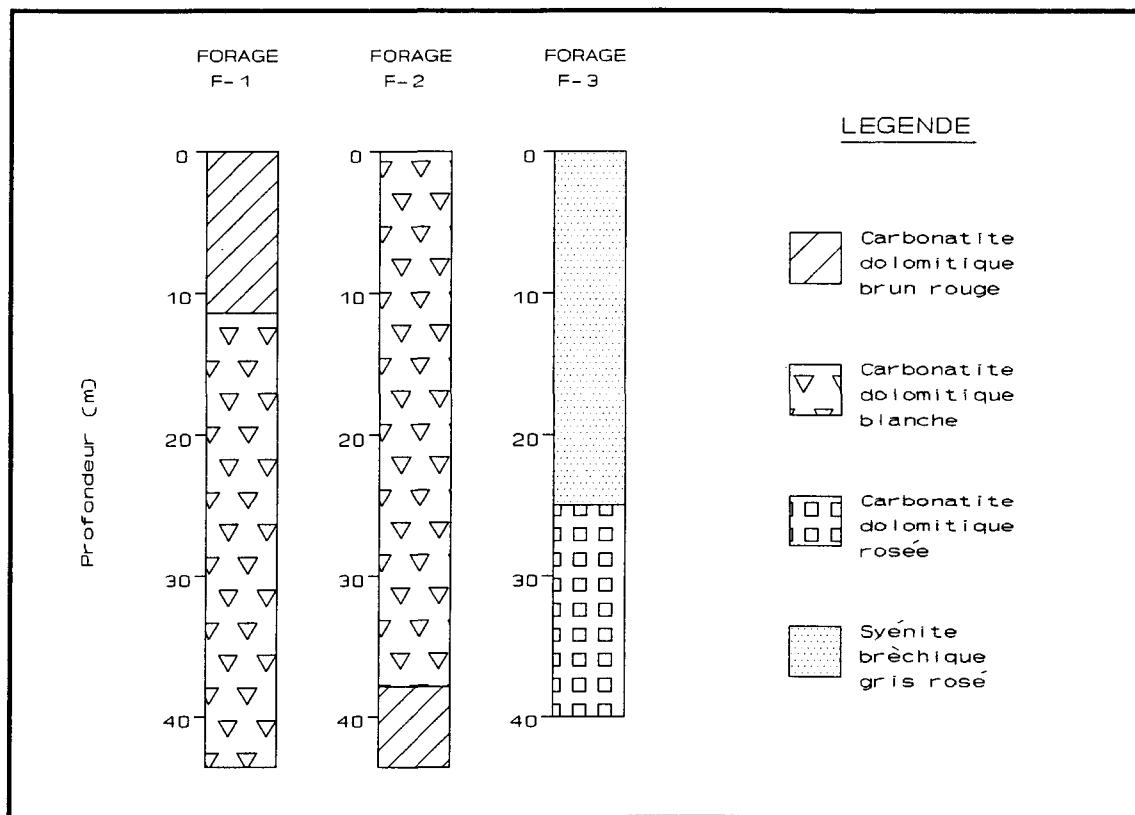


Figure 8: Lithologies rencontrées dans les forages F-1 à F-3.

## IV

### ANALYSE DE LA FRACTURATION

L'analyse de la fracturation du massif rocheux à la mine Niobec est présentée en deux volets. Dans un premier temps, les résultats de travaux antérieurs sont résumés, alors que le second volet traite des nouvelles mesures de fractures effectuées aux différents niveaux de la mine.

#### 4.1 Travaux antérieurs

Les travaux d'Archambault (1978) et de Thivierge (1979) ont porté sur près de 2300 fractures relevées dans la partie sud-est des infrastructures actuelles de la mine. À cette époque, seuls les niveaux 300, 450 et 600 étaient minés, et l'exploitation s'étendait approximativement entre les lignes 238+00E et 250+00E, et les lignes 144+00N et 154+00N (annexe A; fig. A-1 à A-3). Selon Archambault (1978) et Thivierge (1979), les fractures rencontrées à la mine Niobec se divisent en deux familles: soit les fractures mineures et les fractures majeures.

Les fractures majeures forment des discontinuités importantes de dimensions décimétrique à hectamétrique et, tout comme les fractures mineures, elles présentent des surfaces généralement planes et parfois ondulantes. La majorité de ces fractures sont subhorizontales à légèrement inclinées vers le sud-est. Les autres fractures majeures (environ 15%) sont subverticales et de directions variées. L'ensemble de ces fractures majeures découpent la roche en plaques subhorizontales dont l'étendue peut atteindre une dizaine de mètres de longueur et quelques mètres d'épaisseur, formant ainsi, des blocs de quelques milliers de mètres cubes.

Les fractures mineures sont d'extension décimétrique à métrique, avec des surfaces

généralement planes et parfois ondulantes. Près de 60% des fractures mineures sont subverticales et de directions variées. Les autres fractures mineures sont subhorizontales à légèrement inclinées vers le sud-est. Les blocs de roches formés par ces fractures varient de 0,04 à 0,1m<sup>3</sup>.

#### 4.2 Nouveaux relevés de fractures

De nouvelles mesures de fractures ont été effectuées aux niveaux 300, 700 et 1000, sur des faces de galeries ou de chantiers. Au niveau 300, seul le calcaire de Trenton a fait l'objet de relevés de fractures, alors qu'aux niveaux 700 et 1000, des mesures de fractures ont été réalisées à la verticale de la zone relevée par Archambault (1978), et près des trois forages spéciaux réalisés pour ce projet. Finalement, le nombre de fractures par intervalle d'essai a été déterminé à partir des carottes de roches provenant de ces trois forages.

##### 4.2.1 Méthode de relevé

La méthode utilisée pour mesurer les fractures sur les faces de galeries ou de chantier consiste à tracer une ligne subhorizontale d'environ 15 mètres de longueur ou intersectant de 40 à 50 fractures. Cette ligne tracée sur le mur se trouve à environ 1,20 mètre du plancher. Toutes les fractures naturelles recouvrant cette ligne sont incluses dans l'échantillonnage.

Ces relevés sont biaisés à l'encontre des fractures qui sont subparallèles à la ligne d'échantillonnage et des fractures subparallèles à la face d'observation. Pour contrer partiellement ces biais, les fractures subparallèles à la ligne d'échantillonnage et pouvant être mesurées sont incluses dans le relevé. Aussi, dans la mesure du possible, un second relevé a été réalisé en effectuant les mêmes mesures sur une seconde face d'observation d'orientation différente à la première et située près de celle-ci.

L'attitude (direction et pendage) de chaque face d'observation a été notée. Pour chaque

fracture observée, les paramètres mesurés et/ou observés sont: l'attitude, la longueur de trace, la présence d'eau et la distance d'intersection sur la ligne d'échantillonnage par rapport au début de cette ligne (annexe B; tableaux B-1 à B-3).

La distinction entre fracture mineure et fracture majeure proposée par Archambault (1978) a été maintenue dans cette étude pour fin de comparaison. Selon cette convention, la longueur de trace d'une fracture majeure est plus grande ou égale à 1,50 mètre.

Les carottes de roche provenant des trois forages n'étant pas orientées, il a été impossible d'identifier les différentes familles de fractures recoupées par les trois forages. Pour chaque fracture relevée sur ces carottes, les paramètres notés sont: la distance d'intersection par rapport au début du forage, le type de discontinuité (fracture, zone broyée, géode) et le type de remplissage (annexe C; tableaux C-1 à C-3).

#### 4.2.2 Présentation des résultats

Localement, plusieurs familles de fractures ont été identifiées. L'analyse individuelle de chaque face d'observation se limite à un nombre très restreint de fractures ou à un échantillonnage ponctuel de très faible importance et non représentatif du massif rocheux dans son ensemble. C'est la raison pour laquelle les différents relevés ont été intégrés, -excepté celui effectué au niveau 300 dans le calcaire de Trenton-, afin d'avoir un échantillonnage suffisamment important pour que les résultats obtenus soient représentatifs.

Au niveau 300, des fractures ont pu être relevées dans le calcaire de Trenton à partir du chantier 227-29, localisé dans le secteur nord-ouest de la mine (annexe A; fig. A-1). Même s'il y a eu seulement 17 fractures mesurées à cet endroit, les résultats montrent l'existence d'une famille de fractures dont l'attitude moyenne est d'environ  $155^{\circ}/55^{\circ}$  (annexe B; tableau B-1 et figure B-1).

Au total, 200 fractures mineures et 146 fractures majeures ont été relevées en divers endroits aux niveaux 700 et 1000; soit à la verticale de la zone échantillonnée par Archambault (1978), ainsi que dans certaines galeries se trouvant à proximité des forages F-2 et F-3 (annexe A; fig. A-4 et A-6). Ces relevés ont permis de déterminer si les familles de fractures identifiées par Archambault (1978) et par Thivierge (1979) aux niveaux supérieurs de la mine se retrouvent aux niveaux inférieurs, et de voir si de nouvelles familles de fractures sont présentes à ces niveaux.

Deux familles de fractures mineures ont été identifiées (fig. 9). La première famille est subhorizontale, légèrement inclinée vers le sud, avec une attitude moyenne de 096°/35°. La seconde famille est subverticale, avec les orientations de fractures variant de 0° à environ 110°. Pour cette dernière famille, on note une concentration de pôles correspondant à des fractures dont l'attitude moyenne est de 071°/73°.

Trois familles de fractures majeures ont été identifiées à partir des données provenant des niveaux 700 et 1000 (fig. 10). La famille de fractures qui est subhorizontale semble être la plus importante et son attitude moyenne est d'environ 186°/08°. La seconde famille a une attitude moyenne de 070°/51° alors que la troisième famille est subverticale et semble montrer quelques orientations préférentielles notamment l'une est-ouest et l'autre nord-sud.

Le tableau 4 présente un résumé des différentes familles de fractures observées dans le calcaire de Trenton (niveau 300), et aux niveaux 700 et 1000 de la mine.

L'orientation relative des forages telle que présentée sur les figures 9 et 10 montre que le forage F-1 recoupe principalement les fractures dont le pendage est vers le nord-est. De même, le forage F-2 recoupe surtout les fractures dont le pendage est vers le sud-ouest et finalement le forage F-3 recoupe celles dont le pendage est vers le sud-est. Etant donné la plongée moyenne des trois forages, ils auront tendance à recouper également les fractures subhorizontales et aussi les fractures subverticales étant plus ou moins perpendiculaires à leur direction.

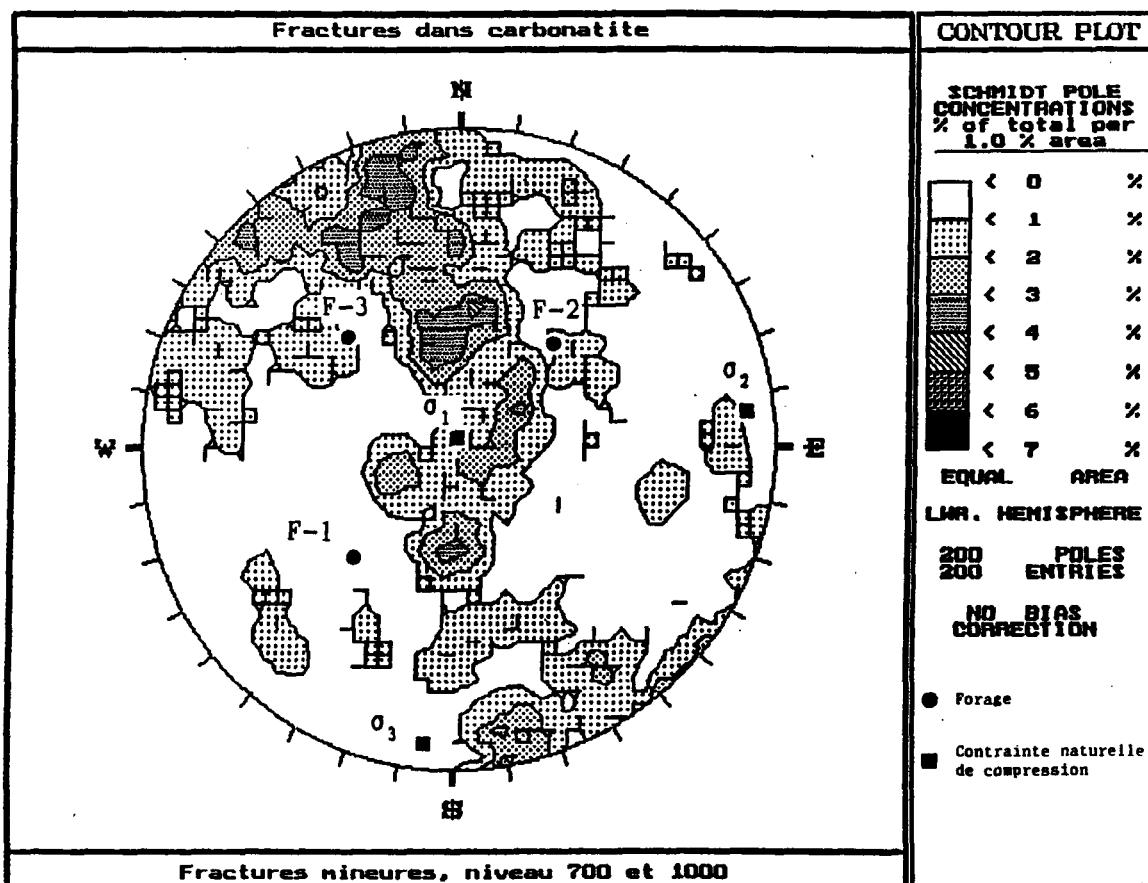


Figure 9: Diagramme équiaire contouré des pôles de fracture mineures.

L'étude faite sur les carottes de roche provenant de ces trois forages porte principalement sur la fréquence de fractures par intervalle d'essai et sur le type de remplissage. Les tableaux C-1 à C-3 de l'annexe C présentent les résultats obtenus pour chacun des paramètres mesurés à partir de ces carottes.

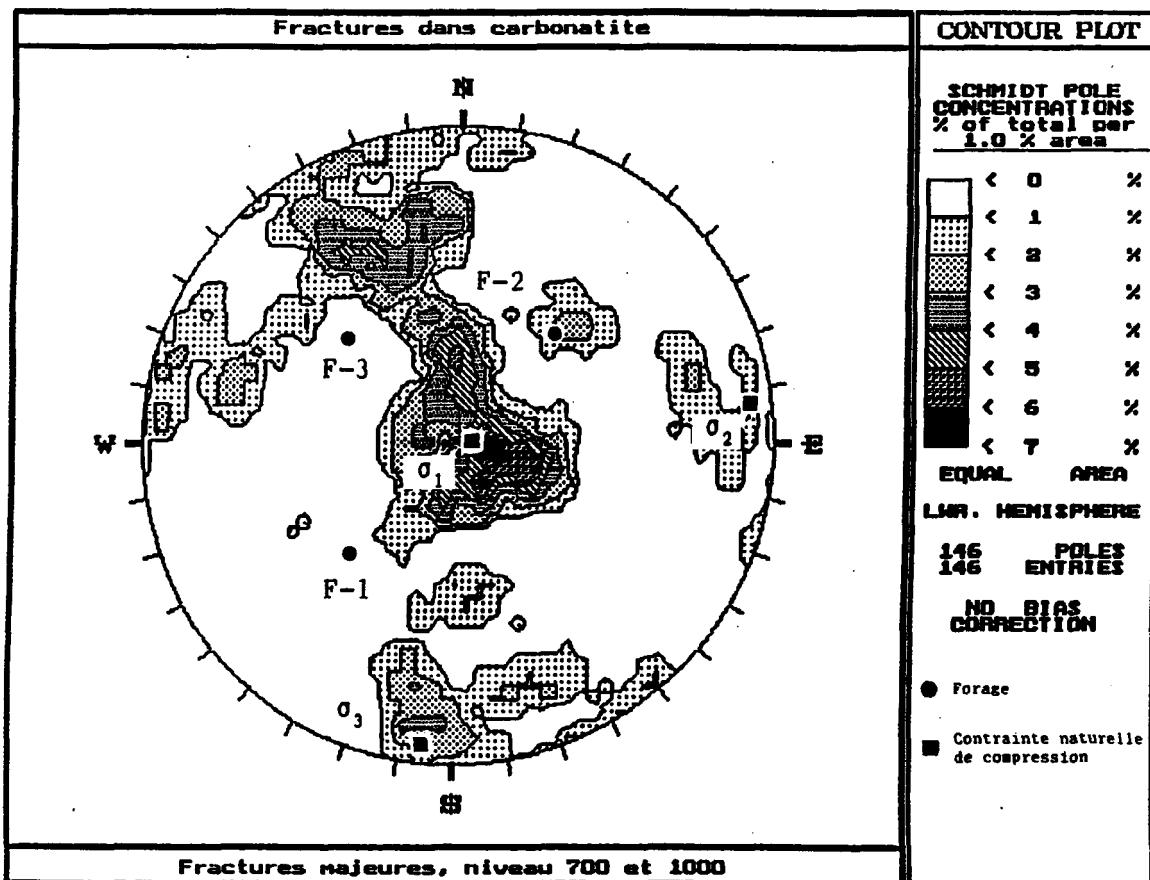


Figure 10: Diagramme équiaire contourés des pôles de fracture majeures.

Tableau 4: Familles de fractures identifiées dans le calcaire de Trenton (niveau 300) et dans la carbonatite (niveaux 700 et 1000).

Localisation	Nombre de fractures relevés	Attitude moyenne des familles de fractures	Remarques
chantier 227-29 niveau 300	17	155°/55°	-
niveaux 700 et 1000	200	096°/35° 0 à 110°/90°	fractures mineures
niveaux 700 et 1000	146	186°/08° 070°/51° nord-sud/90° est-ouest/90°	fractures majeures

La fréquence moyenne de fractures par unité de longueur de 1,40 mètre, correspondant à la longueur de l'intervalle d'essai varie de 5,7 dans le forage F-2 (5,7 fractures / 1,4m), à 6,5 dans le forage F-1 à 7,9 dans le forage F-3. Les fractures interceptées par les forages montrent quelques concentrations préférentielles dans les trois forages (fig. 11). Dans le forage F-2 une importante zone fracturée (ou zone broyée) montrant une faible valeur de RQD ("rock quality designation") a été rencontrée entre 27,5 et 30,0 mètres de profondeur. D'autres zones broyées ont été identifiées dans chacun des forages et ces zones semblent disposées aléatoirement dans le massif rocheux. Cependant, dans les trois forages, une zone broyée a été observée en bordure de la paroi de chacune des galeries. Dans ce cas, elles ont fort probablement été produites par le sautage lors de l'excavation des galeries. De faibles valeurs de RQD sont généralement notées dans ces zones de bordure (fig. 11). Toutefois, en règle générale, le RQD du massif rocheux est supérieur à 80%.

La majorité des fractures (environ 91%) sont remplies par différents minéraux. La chlorite est le minéral le plus souvent rencontré dans les fractures. On rencontre en quantité moindre les minéraux suivants: calcite, barytine, biotite, pyrite, hématite, quartz, apatite et de la magnétite. Le tableau 5 présente les principaux minéraux rencontrés comme matériel de remplissage ainsi que les proportions dans lesquelles ils sont rencontrés.

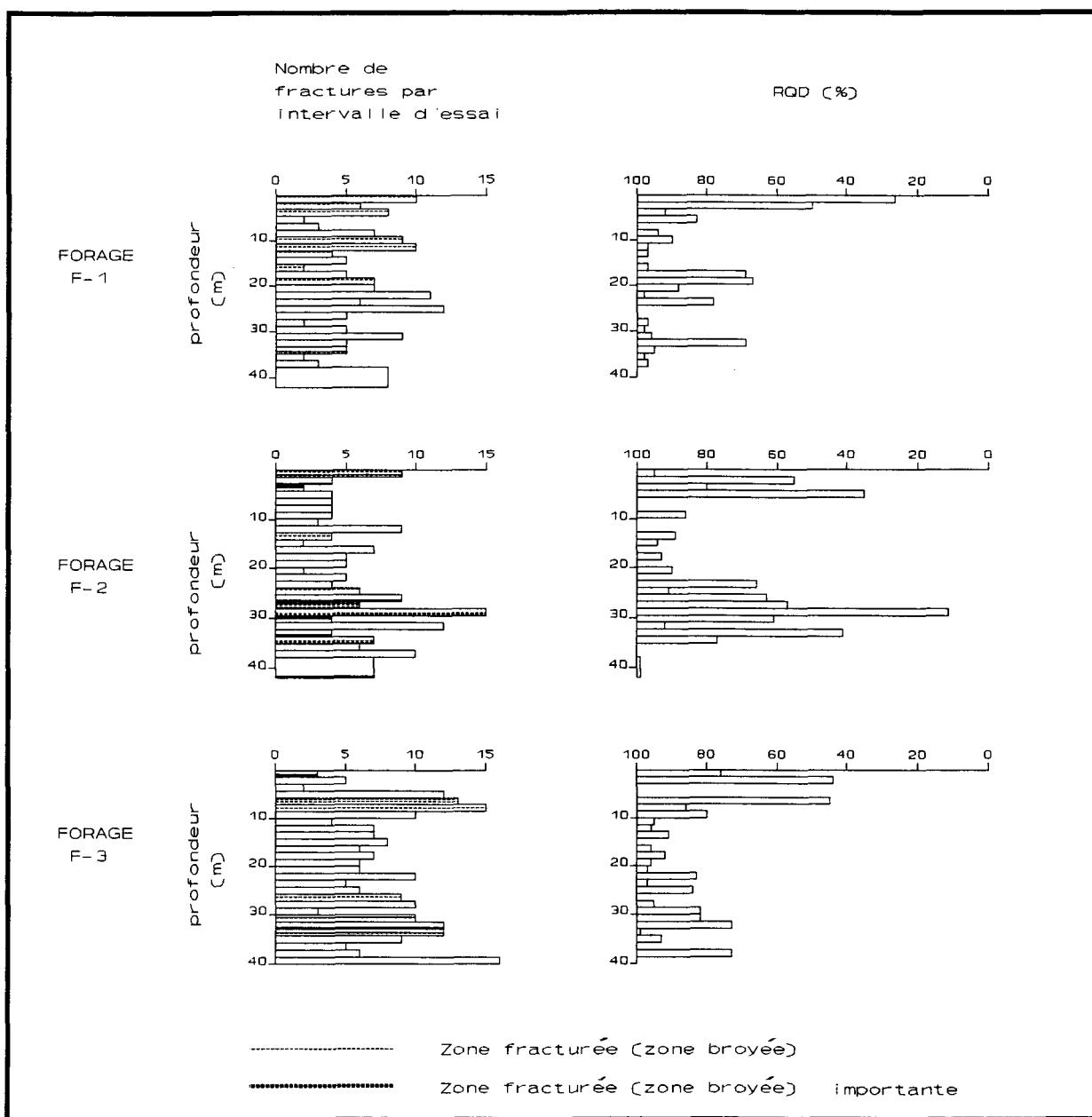


Figure 11: Fracturation des carottes de forages.

Tableau 5: Minéraux de remplissage dans les fractures provenant des trois forages.

Minéraux de remplissage	Nombre de fractures	
Calcite	34	6.1%
Chlorite	225	40.5%
Barytine	17	3.1%
Biotite	11	2.0%
Plusieurs minéraux	84	15.1%
Autres minéraux	136	24.5%
Absence de remplissage	49	8.8%
Total	556	100.1%

#### 4.3 Discussion sur la fracturation

Les résultats obtenus à partir des relevés de fractures effectués aux niveaux 700 et 1000 lors de la présente étude sont comparables à ceux obtenus par Archambault (1978) et Thivierge (1979). Comme pour ces derniers, deux familles de fractures mineures ont été observées aux niveaux 700 et 1000, soit une famille subhorizontale et une subverticale. De plus, pour les fractures majeures une famille subhorizontale, une subverticale et une intermédiaire aux deux précédentes ont été identifiées aux niveaux inférieurs de la mine. La seule différence notable avec les résultats d'Archambault (1978) et de Thivierge (1979) s'observe dans l'orientation des différentes familles de fractures, laquelle varie légèrement.

La répartition des fractures en deux classes de longueur bien distinctes, avec la limite située à 1,50 mètre proposée par Archambault (1978) ne semble pas appropriée pour les fractures relevées aux niveaux 700 et 1000. La figure 12 présente un histogramme de la fréquence en fonction de la longueur de trace des fractures relevées. Ce graphique suggère que la distribution des longueurs

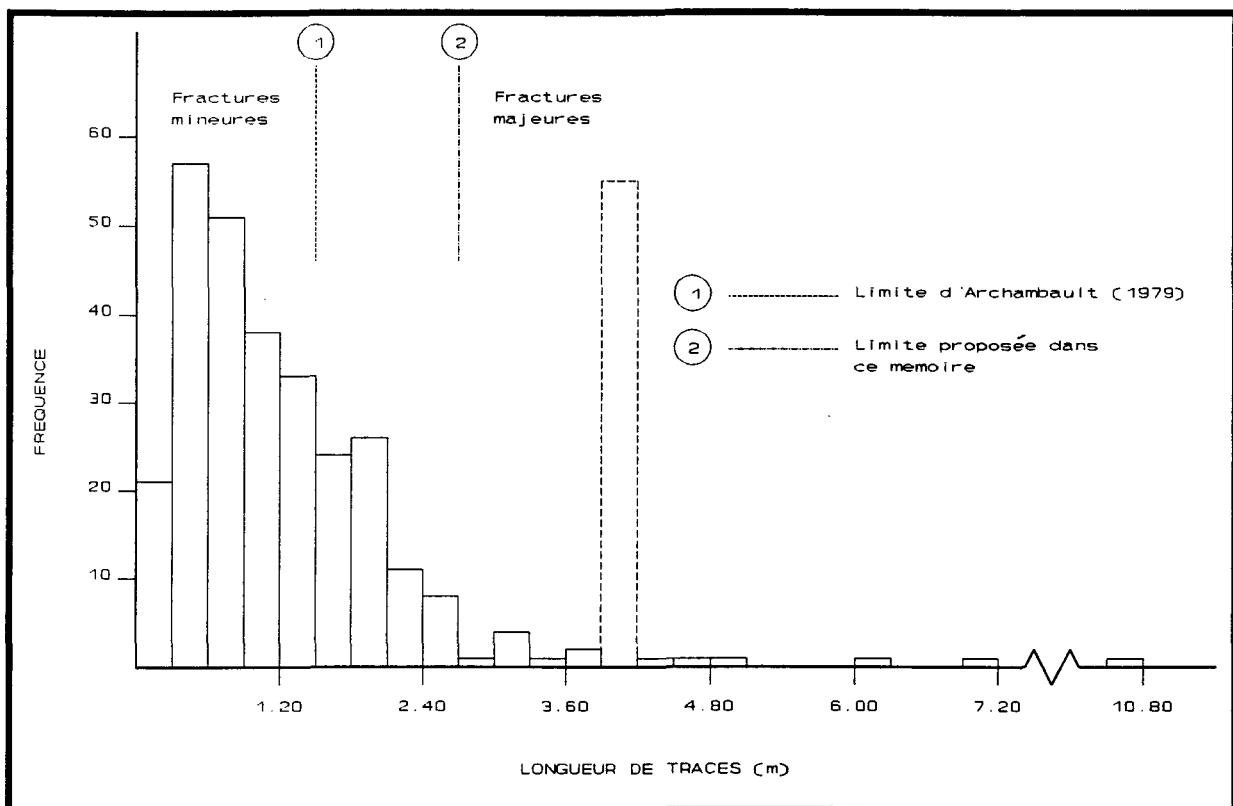


Figure 12: Histogramme des fréquences de longueur de trace de fracture.

de trace de fractures dans le massif rocheux se rapproche d'une loi lognormale (fig. 12). Il y a une forte concentration de fractures ayant une petite longueur de trace, puis la fréquence diminue comme la longueur de trace augmente. La majorité des fractures, soit environ 78%, ont une longueur de trace inférieure à 2,70 mètres alors que près du tiers des fractures mesurées ont une longueur de trace variant de 0,3 à 0,9 mètre. Donc, avec les résultats obtenus à partir des mesures de fractures effectuées aux niveaux 700 et 1000 il semble que, si elle existe, la limite entre les fractures mineures et les fractures majeures devrait plutôt être à 2,70 mètre pour ces niveaux inférieurs.

La forte concentration de fractures ayant une longueur de trace variant entre 3,90 et 4,19

mètres (fig. 12) laisse supposer l'existence d'une famille de fractures dont la longueur de trace est d'environ 4 mètres. La majorité de ces fractures ont un pendage élevé. Chaque fracture recoupe le mur de la galerie directement du plancher au toit. Ainsi, il est fort probable que la majorité de ces fractures aie une longueur de trace supérieure à 4 mètres. Dans ce cas, le pic situé à environ 4 mètres sur l'histogramme de la figure 12 s'étalerait vers la droite du graphique. Cette observation reflète le biais de censure notamment observé par Rouleau et Gale (1985).

Les mesures de contraintes effectuées aux niveaux 850 et 1000 de la mine Niobec (Arjang, 1986) ont démontré que la contrainte maximum ( $\sigma_1$ ) est subhorizontale et d'orientation est à ouest, alors que la contrainte intermédiaire de compression ( $\sigma_2$ ) est également subhorizontale et finalement la contrainte minimale ( $\sigma_3$ ) est subverticale (fig. 7, 9 et 10). Ces résultats peuvent expliquer l'extension (longueur) des fractures subhorizontales qui peuvent atteindre parfois plusieurs dizaines de mètres de longueur.

## V

### HYDROLOGIE DE LA MINE

Les travaux de Raven (1977) répartis sur neuf (9) mines souterraines localisées dans la ceinture de roches vertes de l’Abitibi montrent que l’écoulement de l’eau souterraine est contrôlé en grande partie par les structures géologiques tels que: failles, zones de cisaillement, fractures, foliations et autres structures. De ses travaux, Raven (1977) met en évidence une relation empirique entre les infiltrations d’eau dans une mine et les différentes structures géologiques. Il démontre, à partir de son étude, que de la surface à une profondeur de 305 mètres (0 à 1 000 pieds), l’infiltration de l’eau souterraine est associée aux structures majeures (failles et zones de cisaillement) et mineures (joints, foliations ou autres). De 305 à 610 mètres (1 000 à 2 000 pieds) de profondeur, l’infiltration est réduite considérablement et est associée principalement aux structures majeures (failles et zones de cisaillement). De 610 à 1 067 mètres (2 000 à 3 500 pieds) de profondeur, il n’y a pas d’infiltration continue de l’eau souterraine et, où elle est présente, elle est associée aux zones de faille et/ou de cisaillement. Finalement de 1 067 à 1 828 mètres (3 500 à 6 000 pieds) de profondeur, il y a très peu d’évidence d’infiltration d’eau souterraine.

D’autres facteurs influencent également l’écoulement souterrain. La ventilation dans une mine peut faire évaporer une quantité appréciable d’eau. La durée de l’exploitation peut entraîner une baisse considérable de la table d’eau et produire un assèchement local de la roche (principalement aux niveaux supérieurs). La nature et l’extension des travaux de drainage de surface peut aussi modifier l’écoulement de l’eau souterraine.

## 5.1 Hydrographie de surface

Le réseau hydrographique du secteur de la mine Niobec est relativement bien développé. La rivière des Vases est le principal exutoire de ce secteur et elle se trouve à environ 1,5 km à l'ouest de la mine. Elle est généralement orientée du nord vers le sud et elle prend sa source à la limite des cantons de Simard et de Falardeau (fig. 13) pour se terminer dans la rivière Saguenay. Elle coule généralement sur un fond argileux (Bouchard, 1981) et elle a développé un réseau de drainage se rapprochant d'un réseau en treillis. Toutefois, selon Gagnon (1974), "ce type de réseau existe essentiellement dans des roches plissées ou inclinées. Les tributaires sont généralement court et dans le sens de la pente". A la hauteur de la mine, les terrains situés à l'ouest du chemin du Columbium sont drainés vers cette rivière.

Le ruisseau Cimon est le second cours d'eau en importance se trouvant à proximité de la mine Niobec. Il est un tributaire de la rivière des Vases et il prend sa source à l'est de la mine. Il coule vers l'ouest jusqu'au chemin du Columbium pour ensuite couler vers le sud pour se jeter finalement dans la rivière des Vases. Le drainage des terrains situés à l'est et au sud du parc à résidus minier se fait vers ce ruisseau.

La rivière au Caribou est située à environ 6 km à l'est de la rivière des Vases et elle a développé également un réseau de drainage en treillis. Plusieurs ruisseaux localisés au nord de la rivière au Caribou et à l'ouest de la rivière des Vases forment un réseau en parallèle. Gagnon (1974) note que "c'est un réseau commandé par la pente régionale et plus particulièrement par le pendage des strates. Plus la pente est forte, plus les cours d'eau sont parallèles et rectilignes". Ces deux types de réseaux de drainages (treillis et parallèle) sont contrôlés par la structure du socle rocheux en place.

De nombreuses zones marécageuses sont également présentes dans un rayon de 3 km des infrastructures de la mine Niobec (fig. 13).

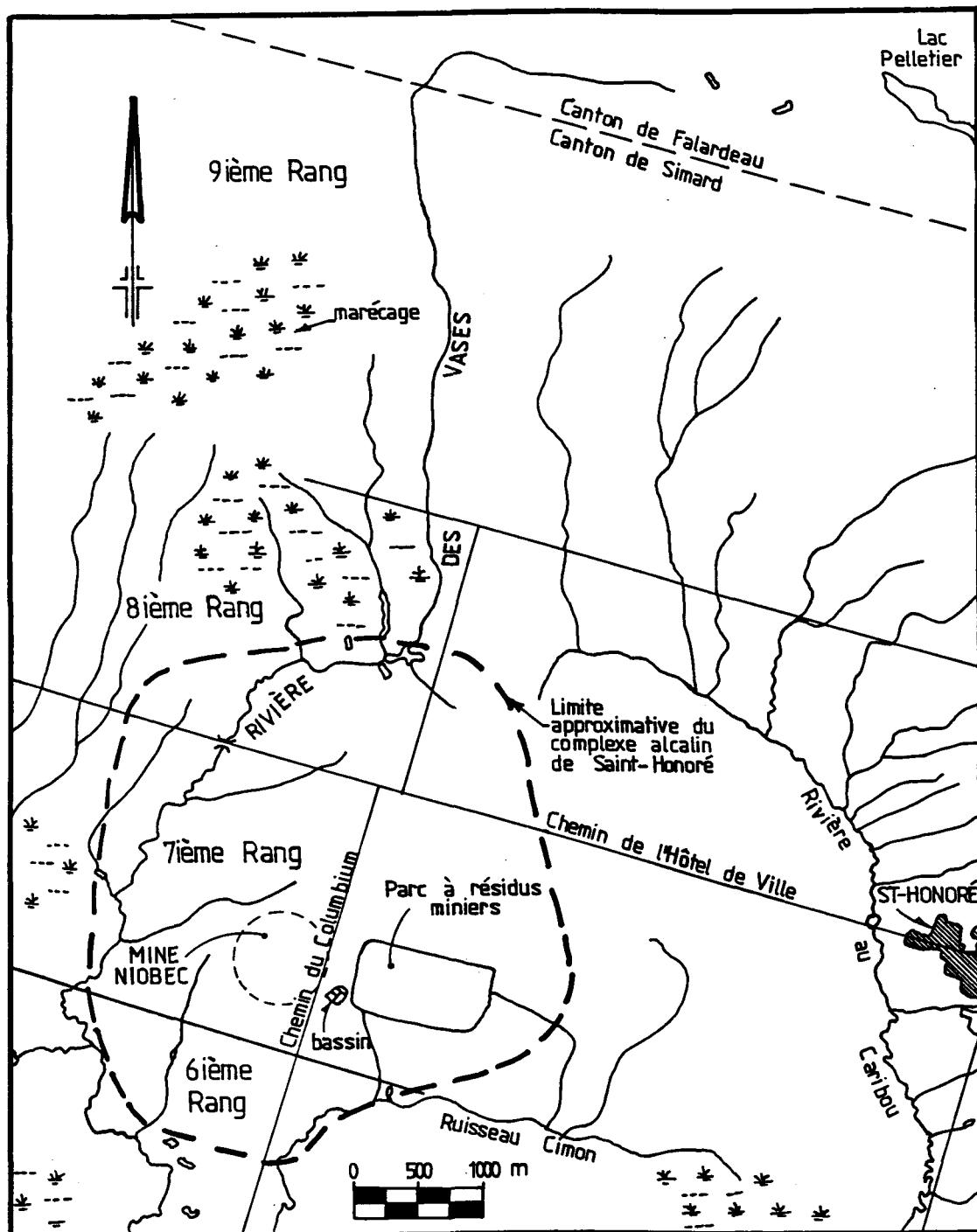


Figure 13: Réseau hydrographique du secteur de la mine Niobec.

## 5.2 Piézométrie

### 5.2.1 Piézométrie dans les dépôts meubles

Les travaux de Géocon (1990) ont permis d'établir qu'il existe dans les dépôts meubles situés au nord du parc à résidus minier un gradient hydraulique vertical ( $i_v$ ) descendant. Ce gradient hydraulique a été estimé à l'aide de piézomètres hydrauliques à niveaux multiples placés dans les forages F-2, F-5 et F-6 (fig. 14) et son intensité varie approximativement entre 0.04 et 0.09. Un gradient hydraulique horizontale ( $i_h$ ) a pu être également estimé. Par contre, il est de 4 à 12 fois inférieur au gradient vertical moyen. La prépondérance du gradient hydraulique vertical ( $i_v$ ) produit, dans les dépôts meubles, un écoulement de l'eau souterraine qui est presqu'à la vertical en direction du socle rocheux, mais avec une composante horizontale qui est en direction du sud.

Les différents sondages exécutés par Géocon (1974) sous le parc à résidus actuel et par Techmat (1990) au sud du parc à résidus concordent quant à la nature silteuse à argilo-silteuse des sols rencontrés à ces deux endroits. La conductivité hydraulique de ce type de dépôt est normalement de l'ordre de  $10^5$  à  $10^6$  cm/s (tableau 6) ce qui reflète, à priori, des conditions de drainage médiocres à mauvaises.

La stratigraphie des dépôts meubles traversés par les forages de Techmat (1990) et de Géocon (1990) est présentée au tableau 7. A partir de ce tableau, on peut voir que l'horizon de sol cohérent (silt et argile) est très mince et même absent dans certains forages. De plus, l'horizon de till n'a pas été intercepté dans le forage F-1. Ces observations laissent supposer qu'il existe des fenêtres dans ces niveaux semi-imperméables permettant à l'eau circulant dans les dépôts meubles de pénétrer dans la partie superficielle du calcaire de Trenton.

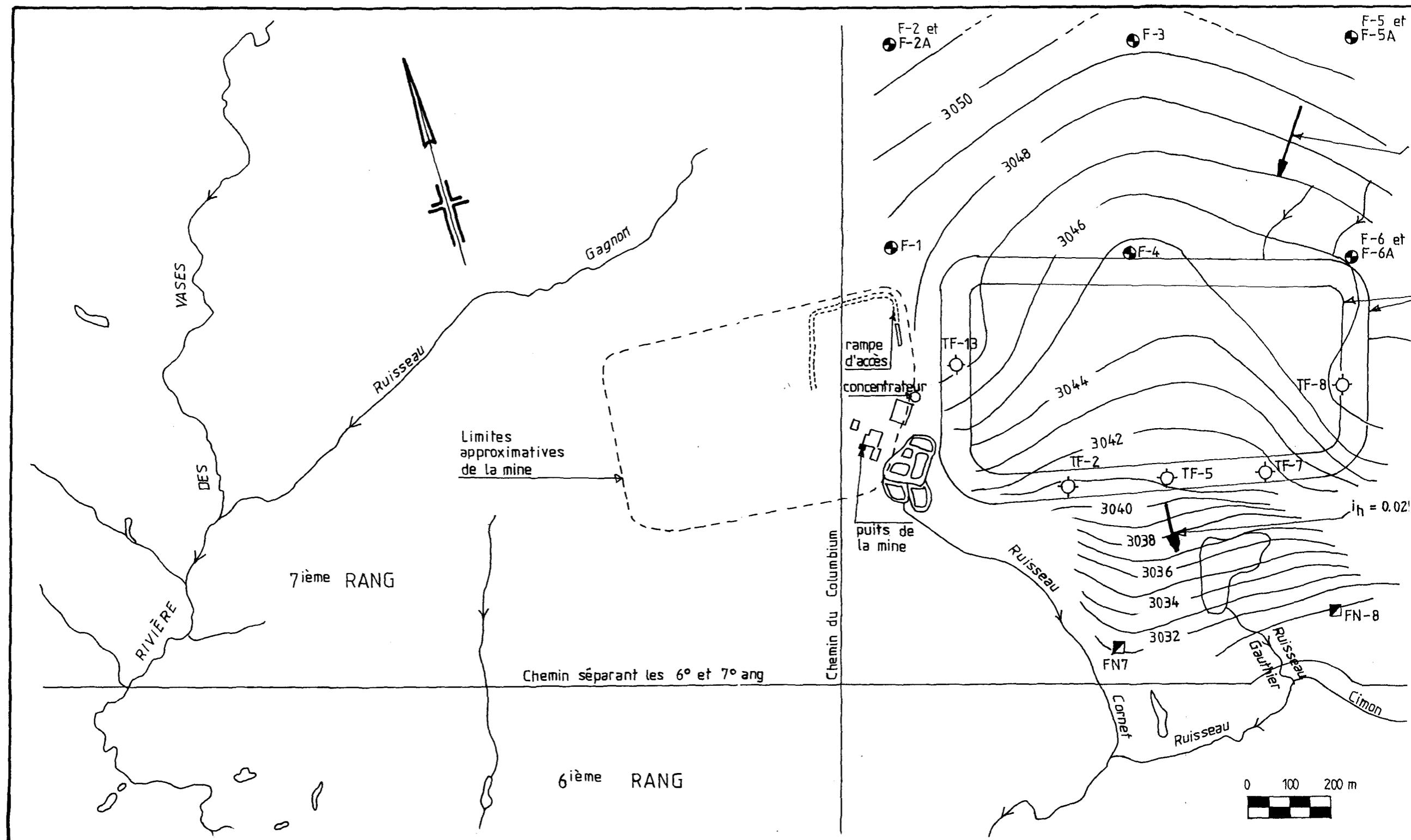


Figure 14: RÉSEAU HYDROGRAPHIQUE ET RÉGIME D'ÉCOULEMENT DANS LA PARTIE SUPERFICIELLE DU CALCAIRE DE TRENTON.

).009

Limite du parc à résidus miniers

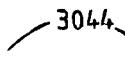
Onésime - Tremblay

Ruisseau

## LÉGENDE

 $i_h$  = Gradient hydraulique horizontal
 Rivière ou ruisseau (direction d'écoulement)

 Lac ou étang

 3044 Courbe isopières (équipotentielles) dans le calcaire (mètre)

 Forage Techmat (1990)

 Forage SL (1987)

 Forage Géocon (1990)

Tableau 6: Valeurs de la conductivité hydraulique pour des sédiments non-consolidés (modifié de Fetter, 1988).

Matériaux	Conductivité hydraulique (cm/s)
Argile	$10^{-9}$ à $10^{-6}$
Silt, silt sablonneux, sable argileux, till	$10^{-6}$ à $10^{-4}$
Sable silteux, sable fin	$10^{-5}$ à $10^{-3}$
Sable uniforme	$10^{-3}$ à $10^{-1}$
Gravier uniforme	$10^{-2}$ à 1

Tableau 7: Stratigraphie des dépôts meubles à l'est de la mine Niobec.

Stratigraphie	Profondeur d'interception des lithologies (m)							
	FN-7	FN-8	F-1	F-2	F-3	F-4	F-5	F-6
Terre végétale	0,00 0,30	0,00 0,10	0,00 0,21	-	-	0,00 0,21	0,00 0,30	-
Tourbe	-	-	-	0,00 3,35	0,00 0,24	-	-	0,00 0,30
Sable brun	0,30 3,20	0,10 1,52	0,21 3,05	-	-	-	-	-
Arg. silteuse et/ou silt arg.	3,20 11,20	1,52 16,46	-	3,35 6,71	0,24 0,76	0,21 6,10	-	0,30 0,76
Till	11,20 12,24	16,46 21,03	-	6,71 7,32	0,76 2,80	6,10 6,71	0,30 4,57	0,76 6,71
Roc	12,24 17,22	21,03 25,75	3,05 6,89	7,32 9,94	2,80 5,85	6,71 9,36	4,57 7,77	6,71 9,36

### 5.2.2 Piézométrie dans la partie superficielle du calcaire de Trenton

La réalisation de forages atteignant la partie superficielle du calcaire de Trenton (fig. 14) a permis de caractériser de façon très partielle l'écoulement de l'eau souterraine de cette partie du socle rocheux.

Des mesures du niveau de l'eau souterraine dans les forages de Géocon (1990), de Techmat (1990) et de Les Laboratoires S.L. (1987) ont été effectuées les 18 et 21 octobre 1990 (tableau 8). Les élévations du niveau de l'eau souterraine ont été reportées à la figure 14 et à partir de ces résultats, les courbes isopièzes (équipotentielles) dans le roc superficiel ont été tracées. Il faut souligner qu'aucune mesure de la composante verticale du gradient hydraulique n'a été effectuée dans cette partie du socle rocheux. Donc son importance relative par rapport à la composante horizontale est inconnue.

Dans le secteur du parc à résidus minier, l'écoulement de l'eau souterraine se fait du nord vers le sud, en direction du ruisseau Cimon. Au nord du parc à résidus minier, la composante horizontale du gradient hydraulique ( $i_h$ ) est de 0.009 alors qu'elle atteint 0.025 au sud du parc à résidus.

La conductivité hydraulique (K) a été estimée à partir de deux essais de choc hydraulique ("slug test"), l'un effectué dans le forage FN-7 et l'autre dans le forage FN-8. Les valeurs de conductivité hydraulique obtenues lors de ces essais varient de  $7.0 \times 10^{-7}$  m/s dans le forage FN-8 à  $8.0 \times 10^{-6}$  m/s dans le forage FN-7.

Tableau 8: Relevé piézométrique dans la partie superficielle du calcaire de Trenton.

Forage	Date du relevé	Elévation du terrain (m)	Elévation du roc (m)	Elévation de la base du forage (m)	Elévation du niveau d'eau (m)
TF-2	90-10-18	3052,90	3039,66	-	3040,77
TF-5	90-10-18	3052,44	3039,74	-	3041,31
TF-7	90-10-18	3051,28	3039,69	-	3041,37
TF-8	90-10-18	3059,70	3044,80	-	3046,79
FN-7	90-10-21	3030,88	3022,37	3001,46	3032,21
FN-8	90-10-21	3037,28	3016,25	3011,53	3030,68
F-1	90-10-21	3048,90	3045,85	3042,01	3048,51
F-2A	90-10-21	3051,86	3044,54	3041,92	3051,61
F-3	90-10-21	3049,39	3046,59	3043,54	3049,13
F-4	90-10-21	3044,54	3037,84	3035,18	3044,71
F-5A	90-10-21	3051,22	3046,65	3043,45	3050,90
F-6A	90-10-21	3046,04	3039,33	3036,68	3046,52

Note: Les élévations apparaissant dans ce tableau sont évaluées par rapport au niveau de référence d'arpentage de la mine Niobec (voir fig. 6).

### 5.2.3 Piézométrie dans la partie profonde du calcaire de Trenton

Cinq (5) forages répartis autour des installations de la mine Niobec ont permis d'obtenir des mesures piézométriques dans la partie profonde du calcaire de Trenton. Deux de ces forages (no.8 et no.736) proviennent des campagnes d'exploration minière effectuées avant le début de l'exploitation de la mine (vers 1974) alors que les trois autres forages (PP-1, PP-2 et PP-4) ont été réalisés, en 1975, pour la recherche en eaux souterraines pour l'approvisionnement de la mine (fig. 15). Ces derniers forages se sont avérés non productifs mais ils sont répertoriés dans l'annuaire des puits et forages du Québec (Bilodeau, 1981). Le tableau 9 indique la stratigraphie

du roc traversé par les forages PP-1, PP-2 et PP-4.

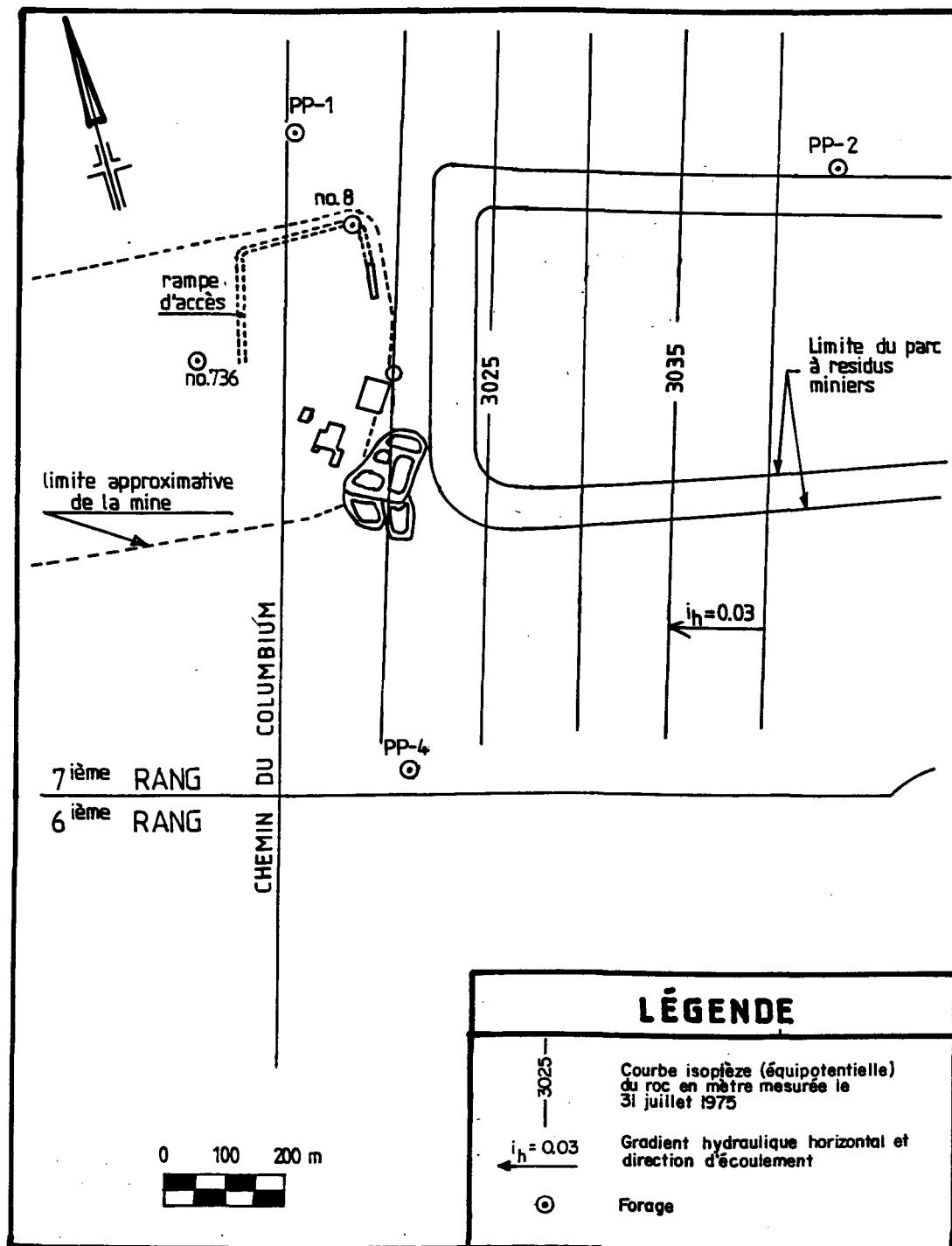


Figure 15: Régime d'écoulement dans la partie profonde du calcaire de Trenton.

Tableau 9: Caractéristiques de quelques forages atteignant la partie profonde du calcaire de Trenton.

Forage	PP-1	PP-2	PP-4
Elévation de la surface du terrain (m)	3049,39	3046,34	3034,76
Elévation de la base du forage (m)	2987,50	2938,72	2939,94
Mort-terrain	3049,39 à 3045,73	3046,34 à 3039,33	3034,76 à 3005,65
Calcaire	3445,73 à 3016,46	3039,33 à 2966,16	3005,65 à 2963,12
Carbonatite	3016,46 à 2987,50	2966,16 à 2938,62	-
Syénite	-	-	2963,12 à 2939,94
Condition d'eau (juillet 1974)	niveau statique à 10,7m; fourni environ 110 l/min	niveau statique à 1,5m; produit environ 35 l/min	niveau statique à 16,5m; niveau dynamique à 33,5m; fourni environ 230 l/min;

Note: Les élévations apparaissant dans ce tableau sont évaluées par rapport au niveau de référence d'arpentage de la mine Niobec (voir fig. 6).

Des mesures du niveau de l'eau souterraine effectuées par le personnel technique de la mine sur une période d'environ 6 mois au cours de l'année 1975, alors que le puits de la mine atteignait environ 285 mètres de profondeur et que le fonçage de certaines galeries était commencé (rampe d'accès, chute à minerais, etc...), ont fourni des informations permettant l'analyse des conditions hydrogéologiques de cette partie du calcaire de Trenton dans le secteur de la mine Niobec (tableau 10). Dans les forages PP-2 et no. 736, le niveau de l'eau souterraine s'est abaissé sur une période d'environ 6 mois, de 3,05 et 7,31 mètres respectivement; alors que dans les forages PP-4

et PP-1, il s'est abaissé de 26,22 et de 28,96 mètres. La plus forte variation du niveau de l'eau souterraine a été observée dans le forage no. 8 qui se situe près de la rampe d'accès. Une baisse du niveau de l'eau souterraine de 99,69 mètres a été mesurée à cet endroit pour une période d'environ six mois. Ces résultats montrent que le pompage des eaux de la mine influence fortement le niveau de l'eau souterraine à proximité de la rampe d'accès sauf pour le forage no. 736.

Tableau 10: Niveaux piézométriques dans les forages profond du calcaire de Trenton.

Forage	PP-1	PP-2	PP-4	no. 8	no. 736
Elévation de la surface du terrain (m)	3049,39	3046,34	3034,76	3048,78	3046,95
Elévation de la base du forage (m)	2987,50	2938,72	2939,94	(2917,99)	(3012,20)
Date du relevé	Elévation de l'eau souterraine (m)				
mai 1974	-	-	-	-	3041,77
juillet 1974	3038,69	-	-	-	-
75-05-06	3029,88	-	-	3030,18	3034,76
75-07-31	3017,68	3043,29	3021,34	3017,68	3019,51
75-08-18	3015,55	3043,29	3017,68	3014,02	3018,90
75-10-31	-	3040,55	2998,48	2927,44	3012,20
75-12-18	2988,72	3040,24	2995,12	2917,99	-
90-10-21	3016,92	-	-	-	-

Note: Les élévations apparaissant dans ce tableau sont évaluées par rapport au niveau de référence d'arpentage de la mine Niobec (voir fig. 6).

Une autre observation intéressante est la faible variation du niveau de l'eau souterraine mesurée dans le forage PP-1 sur une période de 15 ans. Entre les relevés du 31 juillet 1975 et du 21 octobre 1990, le niveau de l'eau souterraine a baissé de 0.76 mètre dans le forage PP-1. Cette observation démontre la stabilité relative du niveau de l'eau souterraine dans le forage PP-1 ou l'obstruction de ce forage.

A la figure 15, des courbes isopièzes (équipotentielles) de la partie profonde du calcaire de Trenton ont été tracées en utilisant les mesures effectuées dans les forages PP-2, PP-4 et no. 8. Ces trois forages ont été retenus parce qu'ils couvrent un secteur relativement grand près des infrastructures de la mine Niobec et que leur position sur le terrain permet de déterminer la direction d'écoulement de l'eau souterraine et le gradient hydraulique (i). L'utilisation des forages PP-1 et no. 736 n'auraient fait varier que très légèrement la position des courbes isopièzes. On peut observer à la figure 15 que le 31 juillet 1975, l'écoulement de l'eau souterraine se faisait de l'est vers l'ouest, soit en direction de la mine et avec un gradient hydraulique horizontale ( $i_h$ ) de 0.03.

### 5.3 Ecoulement dans les excavations

La mine Niobec, peut être considérée comme une mine relativement sèche. Aucune structure majeure, telle que faille ou zone de cisaillement, ne recoupe le massif rocheux dans lequel se trouvent les infrastructures de la mine. Il y a peu d'infiltration majeure d'eau dans les excavations et l'évacuation à la surface de l'eau souterraine entrant dans la mine se fait sans problème.

Le pompage continu de l'eau de la mine, depuis le milieu des années 70 jusqu'à ce jour, a créé un cône de dépression des eaux souterraines, dénoyant presqu'entièrement les niveaux 300 et 450.

Il est intéressant de noter qu'après le tremblement de terre de novembre 1988, une importante venue d'eau évaluée à près de 200 l/min est soudainement apparue près du garage souterrain

localisé au niveau 450. Pour prévenir la venue d'eau dans le garage, un forage a été réalisé afin de drainer cette eau vers le niveau 600. En mars 1991, nous avons évalué le débit à 79 l/min. Ceci montre bien que, même si le niveau 450 est presqu'entièrement dénoyé, il existe encore des fractures dans lesquelles l'eau souterraine circule au voisinage immédiat des infrastructures de la mine à ce niveau.

A tous les niveaux de la mine, l'eau souterraine est canalisée dans des caniveaux longeant les galeries et cette eau est drainée par gravité vers le puits de la mine. De là, l'eau provenant des niveaux 300, 450, 600 et 700 est dirigée dans des bassins de retenues se trouvant au niveau 850; alors que l'eau provenant des niveaux 850 et 1000 est dirigée dans les bassins situés au niveau 1250. A partir des bassins du niveau 1250, l'eau est pompée vers le niveau 850, et du niveau 850 l'eau est pompée à nouveau, mais cette fois vers les bassins de rétention se trouvant en surface.

D'après le personnel de la mine Niobec, environ 10% du volume total de l'eau pompée annuellement de la mine proviendrait du réseau d'aqueduc municipal. Cette insertion d'eau dans le circuit de la mine Niobec est nécessaire pour le fonctionnement de différents équipements utilisés sous terre (foreuses et tout autre équipement servant à l'exploitation du gîte) et pour les besoins de consommation en eau potable.

### **5.3.1 Mesures de débit à la sortie de forages et dans les caniveaux**

Des mesures de débit ont été effectuées à la sortie de forages et dans les caniveaux de certains niveaux. Ces mesures ont été réalisées dans le but d'évaluer le débit d'eau provenant de différents secteurs de la mine. Les positions des sites de mesures sont présentées aux figures A-1 à A-6 de l'annexe A.

En premier lieu, les mesures de débit à la sortie de forages ont été effectuées en obstruant partiellement le trou de forage à l'aide d'un obturateur mécanique. L'eau s'écoulant dans le tuyau

au centre de l'obturateur a pu être facilement récupérée dans un récipient gradué afin d'en estimer le débit par chronométrage. Les résultats obtenus sont présentés au tableau 11.

Tableau 11: Mesures de débits d'eau à la sortie de forages.

Numéro du point de mesure	Niveau	Débit (l/min)	Numéro du point de mesure	Niveau	Débit (l/min)
1	1000*	26,8	15	1000***	22,7
2	1000*	29,4	16	1000***	45,5
3	1000*	17,7	17	300	0,5
4	1000*	11,4	18	600	79,0
5	1000*	11,1	19	600	3,0
6	1000*	4,1	22	850	0,2
7	1000**	38,5	23	700	4,2
8	1000**	40,5	24	700	5,5
9	1000**	2,6	25	700	0,4
10	1000**	42,9	26	700	1,5
11	1000***	8,1	27	700	1,0
12	1000***	34,1	28	600	65,2
13	1000***	7,5	29	600	54,6
14	1000***	13,7	30	600	0,2

\* Secteur ouest

\*\* Secteur nord

\*\*\* Secteur centre

La seconde méthode utilisée a été de mesurer directement le débit dans des caniveaux aux niveaux 600, 700 et 1000 (fig. A-3, A-4 et A-6; annexe A). Pour ce faire, une auge en forme de "U" a d'abord été placée dans le caniveau. Les espacements situés entre l'auge et les parois du canal ont été colmatés, permettant à l'eau d'être canalisée entièrement dans l'auge. La largeur de

l'auge étant connue, la section d'écoulement a été estimée en mesurant la hauteur d'eau passant dans le canal. La vitesse d'écoulement de l'eau a été mesurée en un seul point, soit au centre de la section et ce, à l'aide d'un compteur de courant d'eau portatif de type électromagnétique (annexe D; section 1.1) en plaçant la sonde au 4/10 de la profondeur totale de l'eau à partir de la surface (U.S. Office of Water Coordination, 1980). Le tableau 12 présente les résultats des mesures de débits d'eau dans les caniveaux, ainsi que le débit total mesuré à la sortie de forages, lesquels se situent en amont du point de mesure en caniveau.

Tableau 12: Mesure de débit d'eau dans les caniveaux  
à la sortie des forages.

Localisation	Débit dans les caniveaux (l/min)	Débit d'eau par mètre linéaire de galerie (l/min/m)	Débit à la sortie des forages (l/min)
Niveau 600	852	0,17	202
Niveau 700	128	0,05	12,6
Niveau 1000 Secteur ouest	171	0,40	100,5
Niveau 1000 Secteur nord	70	0,10	125,5
Niveau 1000 Secteur centre	497	0,81	131,6
Niveau 1000 Total	738	0,43	356,6
Total	1718	0,18	571,1

En analysant les résultats présentés au tableau 12, il ressort que plus le secteur étudié est de grande superficie, plus la différence est grande entre les débits mesurés dans les caniveaux et à la sortie de forages. Par exemple, au niveau 600 les mesures obtenues à la sortie de forages correspondent à un débit moyen de 202 l/min comparativement à 852 l/min obtenu dans les caniveaux. Il est normal que le débit provenant de quelques forages soit inférieur au débit total s'écoulant dans une galerie, car des fractures fournissent aussi de l'eau et plusieurs forages ont un débit trop faible pour être mesuré. Toutefois, les mesures de débits obtenues dans le secteur nord du niveau 1000 indiquent le contraire. Dans ce secteur, il existe seulement 4 à 5 forages par où l'eau s'écoule dans les galeries. Il a été facile de cerner ces venues d'eau et de les mesurer directement à la sortie des forages. Donc, la valeur de 125,5 l/min mesurée dans ce secteur semble plus réaliste que celle obtenue dans le caniveau (70 l/min). Deux hypothèses peuvent être retenues afin d'expliquer cette différence. Soit qu'il y a perte d'une certaine quantité d'eau s'écoulant dans le caniveau entre le forage F-2 et le point de mesure numéro 6, ou que la mesure de débit effectuée dans le caniveau (mesure numéro 6) est erronée.

De plus, au tableau 12, sont consignées les valeurs de débits en litre par minute par mètre linéaire de galerie (l/min/m). Selon ces estimations, le secteur central du niveau 1000 (soit près du forage F-1) est beaucoup plus perméable que les secteurs ouest (près du forage F-3) et nord (près du forage F-2) du même niveau. Aussi, le niveau 1000 est beaucoup plus perméable que le niveau 600 qui lui est plus perméable que le niveau 700.

### 5.3.2 Débit de pompage et d'exhaure

De façon générale, le personnel technique de la mine Niobec effectue hebdomadairement un relevé du nombre d'heures de fonctionnement des pompes aux niveaux 850 et 1250. De plus, à ces deux niveaux, le débit moyen des pompes est évalué à quelques reprises par année ce qui

permet de déterminer annuellement le volume d'eau extrait de la mine. Le tableau 13 indique le débit moyen des pompes, le nombre d'heures de fonctionnement des pompes et le débit soutiré annuellement de la mine, à partir du niveau 850 pour la période de 1976 à 1991. Le produit du débit moyen des pompes et du nombre d'heures de fonctionnement des pompes permet de déterminer le débit soutiré de la mine.

Environ 10% du débit soutiré de la mine est dû à la quantité d'eau ajoutée dans le circuit de la mine Niobec provenant de l'aqueduc municipal. Les débits soutirés de la mine en 1978, 1983 et 1991 ont été estimés à partir de résultats fragmentaires s'étalant sur une période d'enregistrement annuelle de 4 à 6 mois. La figure 16 présente un graphique du débit soutiré de la mine ainsi que le débit moyen des pompes en fonction du temps. La durée de fonctionnement des pompes n'étant pas connue pour les années 1976, 1977, 1984, 1985 et 1986, la courbe a été extrapolée pour ces périodes.

Du début du pompage de l'eau de la mine (1976) jusqu'en 1980, le débit soutiré de la mine par année augmente. En 1980, le second bloc exploitable est ouvert et permet le début de la mise en chantier des niveaux inférieurs de la mine, soit les niveaux 700, 850 et 1000. L'exploitation de ces niveaux signifie un plus grand volume de roche extrait et de vide créé. Par conséquent, un plus grand nombre de fractures perméables sont intersectées par les excavations faisant ainsi augmenter la quantité d'eau dans la mine au cours de l'année 1980. Par la suite, de 1980 à 1987 on remarque une diminution graduelle du débit soutiré annuellement de la mine. Cette diminution semble être reliée à un assèchement graduel des niveaux supérieurs, soit les niveaux 300 et 450. Finalement, de 1988 à 1991, il y a une augmentation du débit soutiré. Deux facteurs peuvent expliquer cette dernière augmentation. Tout d'abord, le tremblement de terre de novembre 1988 semble avoir réactivé certaines fractures et fait augmenter la quantité d'eau s'infiltrant dans la mine. Aussi, l'extension des infrastructures à des niveaux plus profonds (niveau 1150), ainsi que

l'avancement de certaines galeries et du puits, peuvent contribuer à l'augmentation de l'infiltration d'eau dans la mine.

Tableau 13: Débit d'exhaure à la mine Niobec mesuré à partir du niveau 850.

Année	Débit moyen des pompes (l/min)	Durée de fonctionnement des pompes (hres)	Débit soutiré de la mine (l/min)
1976	2343,6	-	-
1977	2079	-	-
1978	2305,8	5124*	1349
1979	2494,8	5334	1519
1980	2797,2	6309	2015
1981	2457	5718	1604
1982	2268	4690	1214
1983	2135,7	4742**	1156
1984	2135,7	-	-
1985	2135,7	-	-
1986	2097,9	-	-
1987	1738,8	3593	713
1988	1776,6	3660	742
1989	2343,6	5338	1428
1990	2079	4215	1000
1991	2079	4425***	1050
Moyenne	2204	4832	1216

\* 1978: 2135 heures de fonctionnement en 5 mois

\*\* 1983: 2371 heures de fonctionnement en 6 mois

\*\*\* 1991: 1475 heures de fonctionnement en 4 mois

Depuis le début de l'exploitation de la mine, le débit moyen annuel des pompes est de 2 204 l/min alors que le nombre d'heure moyen annuel de fonctionnement des pompes est de 4 832

heures ceci pour un débit moyen soutiré de la mine de 1216 l/min ou 638 983 m<sup>3</sup>/an.

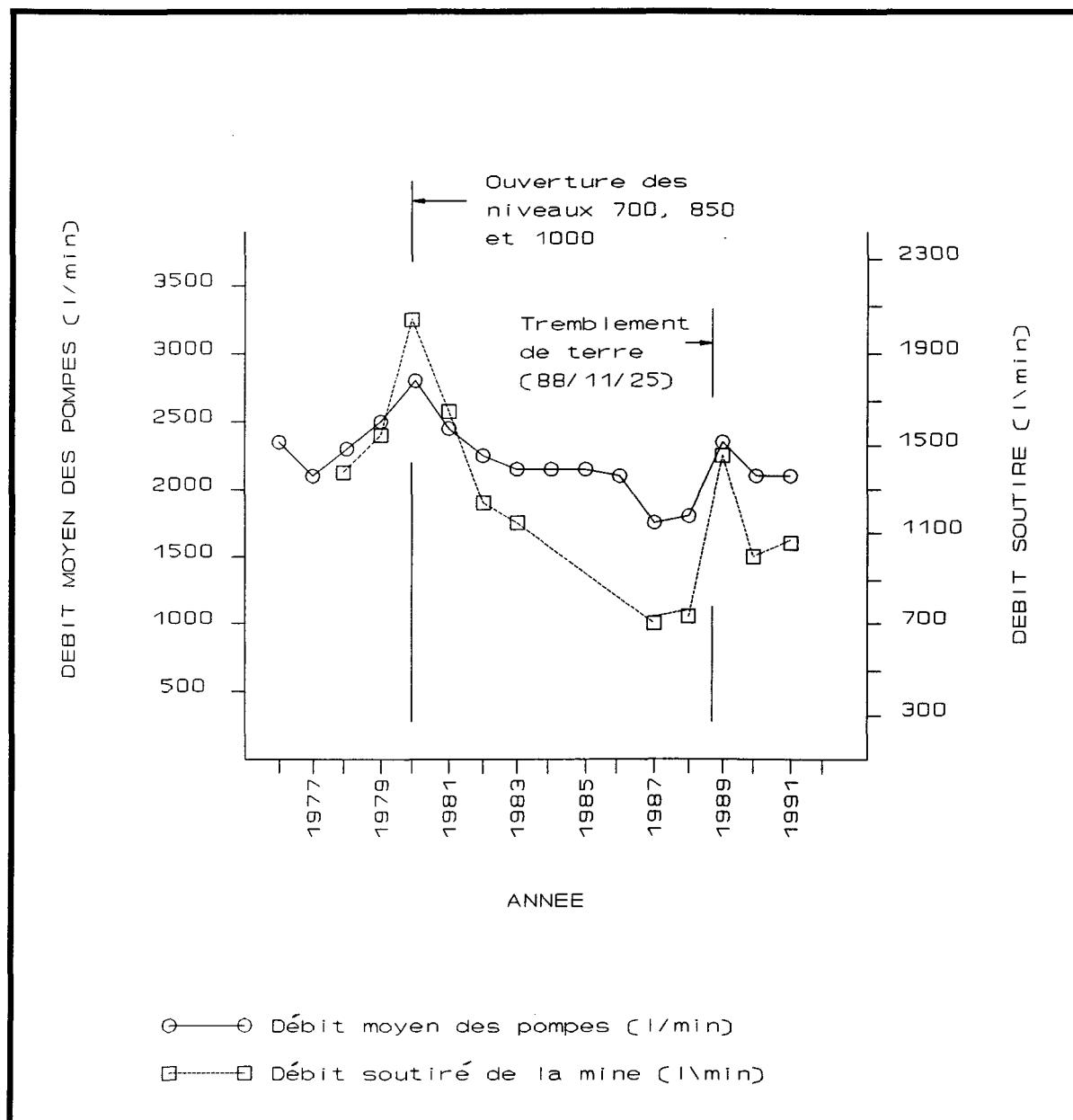


Figure 16: Graphique du débit moyen des pompes et du débit soutiré de la mine en fonction du temps.

#### 5.4 Mesures physico-chimiques

Une caractérisation préliminaire de l'hydrogéochimie de l'eau souterraine a été réalisée en effectuant un certain nombre de mesures de paramètres physico-chimiques de l'eau à la sortie de forages. Les paramètres mesurés sur le terrain, du 4 au 14 mars 1991, ont été la température, le pH, la conductivité électrique et la teneur en oxygène dissout (tableau 14). Les différents points de mesures sont présentés aux figures A-1 à A-6 de l'annexe A.

La température de l'eau souterraine varie en moyenne de 8,1°C au niveau 600 à 11,7°C au niveau 1000. Cette augmentation de 3,6°C sur une profondeur de 120 mètres correspond à une augmentation de la température de l'eau souterraine de 1°C à tous les 33,3 m de profondeur.

Le pH de l'eau souterraine varie très peu en fonction du site de mesure. Pour les niveaux 600 à 1000, les valeurs moyennes mesurées varient de 6,73 (niveau 1000) à 7,21 (niveau 600), soit des valeurs se rapprochant de la neutralité. Par contre, le pH de l'eau mesuré au niveau 300 à partir d'un forage débutant à la surface du terrain et traversant le calcaire de Trenton indique une valeur de pH de 7,91, soit la valeur la plus basique mesurée lors de cette étude. Une mesure de pH a été effectuée à la station de pompage du niveau 850, là où toute l'eau de la mine est canalisée. Une valeur légèrement acide de 6,89 a été obtenue, ce qui reflète le pH moyen de l'eau de la mine.

Les mesures de la conductivité électrique de l'eau indiquent une valeur moyenne variant de 8 830 à 15 840  $\mu\text{S}/\text{cm}$  entre les niveaux 600 et 1000. Par contre, l'eau traversant le calcaire de Trenton présente une conductivité de 410  $\mu\text{S}/\text{cm}$ . A la station de pompage du niveau 850, une valeur de 10 000  $\mu\text{S}/\text{cm}$  a été obtenue, cette valeur devrait normalement se rapprocher de la conductivité moyenne de l'eau de la mine. Une relation établie par Richards (1954) et Logan (1961) stipule que l'eau ayant une conductivité de 1  $\mu\text{S}/\text{cm}$  contient 0,64 mg/l de solide dissout et ce, pour des valeurs comprises entre 100 et 5 000  $\mu\text{S}/\text{cm}$ . En appliquant tout de même cette relation à la valeur moyenne obtenue à la station de pompage du niveau 850 (10 000  $\mu\text{S}/\text{cm}$ ), on

Tableau 14: Paramètres physico-chimiques de l'eau souterraine.

Ech.	Niv.	Temp. (°C)	pH	Conduct (μmhos/cm)	OD (%)	Ech.	Niv.	Temp. (°C)	pH	Conduct (μmhos/cm)	OD (%)
1	1000	13,2	7,34	8000	2.9	17	300	8,3	7,91	410	61.2
2	1000	11,7	6,68	8500	2.7	18	600	7,2	7,58	2100	49.1
3	1000	11,6	6,52	14000	2.9	19	600	8,8	6,94	15000	20.0
4	1000	12,7	6,50	16000	4.3	20	1250	10,6	6,78	17500	100.0
5	1000	11,8	6,61	13500	2.7	21	850	9,5	6,89	10000	-
6	1000	11,3	6,65	11500	10.3	22	850	9,6	7,61	2700	48.4
7	1000	12,8	6,18	31000	3.6	23	700	9,3	7,52	3300	34.4
8	1000	11,8	6,74	12000	2.1	24	700	10,0	7,14	9000	35.2
9	1000	11,6	6,40	27500	2.6	25	700	9,4	6,85	14500	37.2
10	1000	10,7	6,81	11000	10.2	26	700	9,2	6,94	14000	34.6
11	1000	11,1	6,96	9000	3.4	27	700	9,0	6,98	9800	32.1
12	1000	12,3	6,72	17000	3.1	28	600	8,1	7,55	2200	46.7
13	1000	12,5	6,16	40000	5.0	29	600	8,2	7,55	2700	-
14	1000	11,3	6,49	28500	51.4	30	600	8,4	6,77	17000	41.6
15	1000	10,4	7,47	3100	28.4	31	600	7,7	6,84	14000	64.2
16	1000	10,0	7,46	2850	23.1	32	Surf	6,6	6,70	13500	64.1

Note: 1 μmhos/cm est égal à 1 μS/cm

obtient une valeur de 6,4 g/l de solide dissout dans l'eau de la mine. Avec cette concentration de solide dissout dans l'eau de la mine (6,4 g/l), cette dernière peut être classifiée comme étant de l'eau saumâtre (tableau 15).

Tableau 15: Classification de l'eau souterraine basée sur la teneur en solides dissous (tiré de Freeze et Cherry, 1979).

Catégorie	Solide dissout (g/l)
Eau douce	0 à 1
Eau saumâtre	1 à 10
Eau salée	10 à 100
saumure	plus de 100

Finalement, l'oxygène dissous dans l'eau a également été mesuré. Les valeurs obtenues varient entre 0,44 et 13,48%. Ces valeurs d'oxygène dissout, principalement les plus élevées, sont relativement peu fiables car dans certains cas, il y a eu un brassage de l'eau servant d'échantillon de mesure. Les valeurs les plus faibles ont été mesurées au niveau 1000 alors que les valeurs les plus élevées ont été mesurées généralement aux niveaux 600 et 700.

## 5.5 Discussion sur les données hydrologiques

En résumé, dans les dépôts meubles l'écoulement de l'eau souterraine se fait presque verticalement vers le calcaire de Trenton, mais une composante horizontale du gradient hydraulique indique également un écoulement vers le sud. Dans la partie superficielle du calcaire de Trenton pour le secteur situé à l'est de la mine, l'écoulement de l'eau souterraine se fait du nord vers le

sud. Finalement, dans la partie profonde du calcaire de Trenton pour le même secteur de la mine, l'écoulement se fait de l'est vers l'ouest, soit en direction de la mine. Cette différence entre l'écoulement de l'eau souterraine dans les dépôts meubles et dans les parties superficielle et profonde du calcaire de Trenton peut s'expliquer, par exemple de la façon suivante. Une certaine quantité d'eau de surface s'infiltre dans les dépôts meubles. L'eau passe dans ces dépôts jusqu'à la partie superficielle du calcaire de Trenton par les fenêtres existants dans les niveaux semi-imperméables de surface. Dans cette partie du calcaire, l'eau s'écoule du nord vers le sud. Finalement, dans la partie profonde du calcaire de Trenton, l'eau souterraine s'écoule de l'est vers l'ouest pour le secteur situé à l'est de la mine. L'absence de piézomètres à niveaux multiples dans le calcaire de Trenton ne permet pas d'évaluer l'importance de la composante verticale du gradient hydraulique.

Avec le pompage des eaux de la mine Niobec, l'écoulement de l'eau souterraine dans la partie superficielle du calcaire de Trenton devrait se faire normalement de l'est vers l'ouest, soit en direction de la mine, comme dans la partie profonde du calcaire de Trenton. A ce stade, il n'existe aucune donnée sur la composante verticale du gradient hydraulique dans le calcaire de Trenton. Il est probable que cette composante soit considérablement plus élevée que la composante horizontale: alors les variations de la composante horizontale seraient relativement sans conséquence et la direction d'écoulement de l'eau souterraine pourrait très bien se faire en direction de la mine. Toutefois, si l'intensité de la composante verticale de gradient hydraulique se rapprocherait de l'intensité de la composante horizontale alors, présentement, le pompage de l'eau de la mine n'affecterait pas ce secteur. Soit parce que le cône de rabattement n'a pas encore atteint cet endroit (ce qui est très peu probable) ou bien parce qu'il existe une barrière naturelle localisée dans le calcaire de Trenton. Si cette dernière hypothèse est valable, il pourrait exister, dans le secteur de la mine Niobec, un aquifère à nappe libre dans les dépôts meubles et dans la partie

superficie du calcaire de Trenton ainsi qu'un aquifère à nappe captive dans la partie profonde du calcaire de Trenton pouvant atteindre la carbonatite. Cette dernière hypothèse est plutôt improbable étant donné que plusieurs niveaux de la mine sont dénoyés (principalement les niveaux 300 et 450). Toutefois elle n'est pas impossible étant donné la venue d'eau survenue après le tremblement de terre de novembre 1988 au niveau 450 de la mine et dont la source se trouve vraisemblablement dans une zone de la mine qui est dénoyée. La figure 17 illustre la problématique des variations hypothétiques de la nappe phréatique et du cône de rabattement dans le secteur de la mine Niobec.

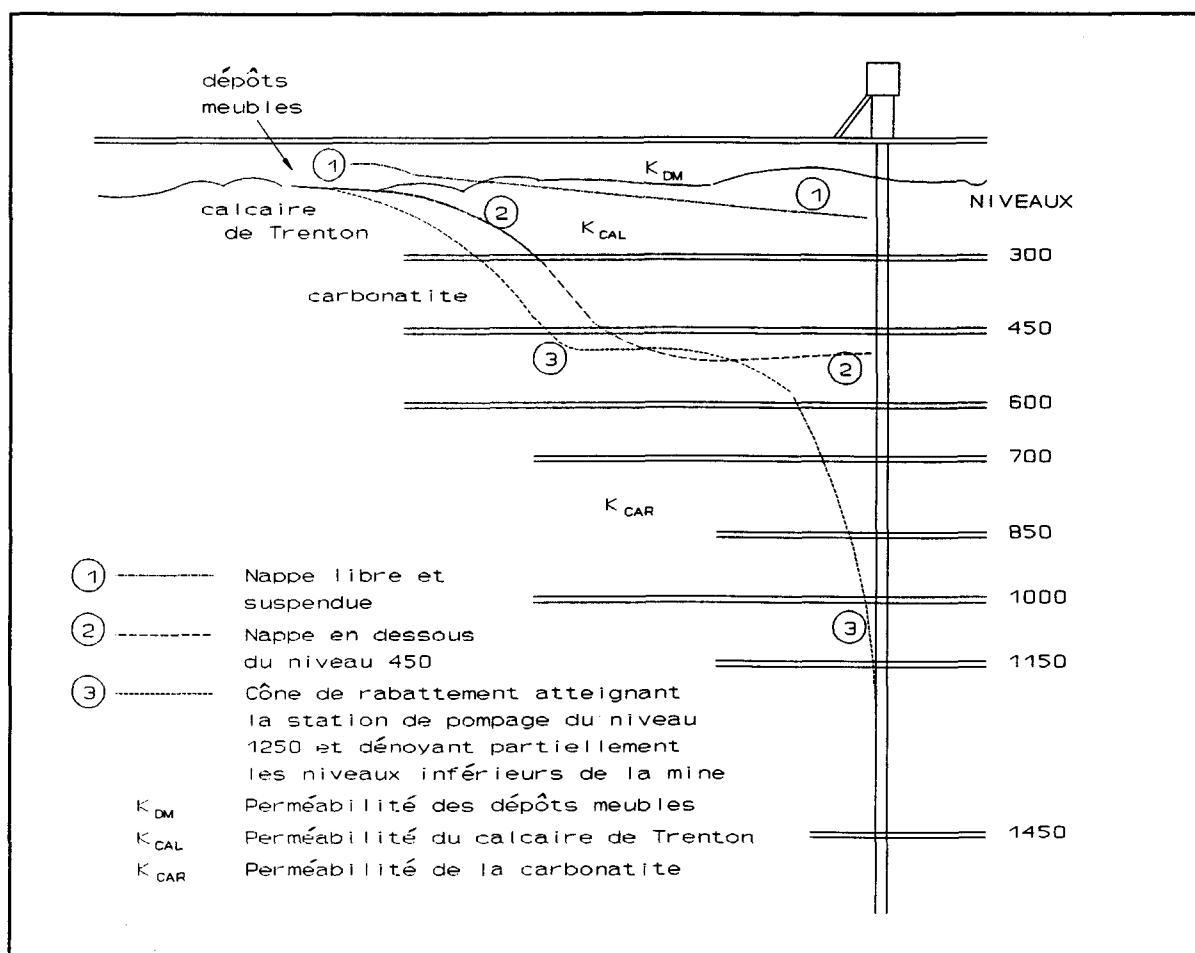


Figure 17: Variations hypothétiques du cône de rabattement créé par le pompage des eaux de la mine Niobec.

L'écoulement de l'eau souterraine dans les excavations de la mine montre que les niveaux 300 et 450 sont presqu'entièrement dénoyés. Au niveau 450, on observe toutefois des fractures dans lesquelles l'eau circule.

Le niveau 850 n'est plus exploité à ce jour et son extension depuis le puits est plutôt faible. Peu d'excavations existent à ce niveau comparativement aux autres niveaux de la mine. Le peu d'eau s'écoulant dans les caniveaux est un indice de la faible quantité d'eau s'infiltrant dans la mine à partir de ce niveau.

Les mesures de débit dans les caniveaux des niveaux 600, 700 et 1000 montrent que la plus grande partie de l'eau s'infiltrant dans la mine le fait à partir des niveaux 600 et 1000. Le débit d'eau par mètre linéaire de galerie au niveau 600 se rapproche le plus de la moyenne des niveaux 600, 700 et 1000. Au niveau 1000, le secteur centre montre les plus importantes venues d'eau par mètre linéaire de galerie pour l'ensemble de la mine.

La mesure du débit moyen soutiré de la mine est de 1 216 l/min pour l'ensemble de la mine (tableau 13) comparativement à 1 718 l/min obtenus à partir de mesures effectuées dans les caniveaux des niveaux 600, 700 et 1000 (tableau 12). Cette différence d'environ 500 l/min est due à l'omission de mesures à certains endroits de la mine où il y a des infiltration d'eau comme par exemple le puits et le niveau 1150. Il y a également un certain pourcentage d'erreur pour les mesures à la sortie des pompes et dans les caniveaux qui fait varier les résultats avec les deux méthodes de mesures.

Aussi, la valeur de 1 216 l/min est une moyenne sur 15 ans alors que la valeur de 1 718 l/min est la somme de mesures ponctuelles faites en 1991. En résumé, on peut estimer que le débit d'exhaure de la mine se situe dans l'intervalle de  $1\,216 \pm 200$  l/min.

L'eau souterraine s'infiltrant dans les infrastructures actuelles de la mine Niobec le fait probablement par le réseau de fractures étant donné l'absence de structures majeures recouvrant le

gisement. Si les observations de Raven (1977) faites sur différentes mines d'Abitibi sont applicables à la mine Niobec, alors le développement prévu aux niveaux 1150 et 1450 devrait engendrer une quantité minimale d'eau souterraine, sauf si une structure majeure se trouve à proximité des zones exploitées.

## VI

### ESSAIS HYDRAULIQUES EN FORAGE

#### 6.1 Introduction

L'information sur la conductivité hydraulique sert à estimer les mouvements de l'eau souterraine, les patrons d'infiltration, les taux d'écoulement près de la surface et dans les excavations, le drainage de surface et pour la dispersion des polluants. Par exemple, les données sur la conductivité hydraulique des massifs rocheux sont utiles au design et à la construction de la plupart des projets d'ingénierie civile en milieu rocheux et pour l'exploitation des mines nécessite assez fréquemment la création d'excavations et le drainage de l'eau souterraine.

#### 6.2 Types d'essai hydraulique en forage

Différents types d'essai hydraulique en forage peuvent être effectués pour estimer la conductivité hydraulique d'un massif rocheux. Ils diffèrent essentiellement par les conditions de pression et de débit appliqués à l'intervalle d'essai. Il s'agit d'essai à charge (ou pression) constante, à débit constant, de choc hydraulique, d'impulsion hydraulique et d'interférence.

Dans le domaine du génie civil, on a développé les essais d'injection à pression et à débit constants. Ce type d'essai est abondamment discuté entre autre par Snow (1966, 1968), Louis et Maini (1970), Banks (1972) et Zeigler (1976).

Une variante de cet essai est aussi connue sous le nom d'essai de pression ("pressure test") ou d'essai Lugeon. Il a été utilisé dans les domaines du génie civil, du génie minier, du génie pétrolier et de l'hydrogéologie (Doe et al. 1987). Cet essai à pression et à débit constants consiste,

entre autre, à injecter de l'eau à une pression généralement inférieure à 1 MPa (De Mello et Cruz, 1960; Moye, 1967; et Serafim, 1968, 1972).

Dans l'industrie pétrolière et en hydrogéologie, on a développé des types d'essai qui consiste à soutirer de l'eau à débit constant; surtout utilisé lorsque la conductivité hydraulique du massif rocheux est élevée. On utilise également des essais de choc hydraulique ("slug test"), incluant aussi les essais d'impulsion hydraulique ("pulse test"), lorsque la conductivité hydraulique du massif rocheux est faible. L'essai de choc hydraulique consiste généralement à injecter ou à soutirer soudainement un volume d'eau connu dans l'intervalle d'essai. Les caractéristiques hydrauliques de la formation rocheuse sont alors estimées à partir des données de recouvrement.

La figure 18 présente schématiquement pour différents types d'essai les variations de la pression et de l'écoulement de l'eau dans l'intervalle d'essai en fonction du temps. Dans cette étude, seulement les essais d'injection et/ou de soutirage à pression et à débit constants ont été utilisés.

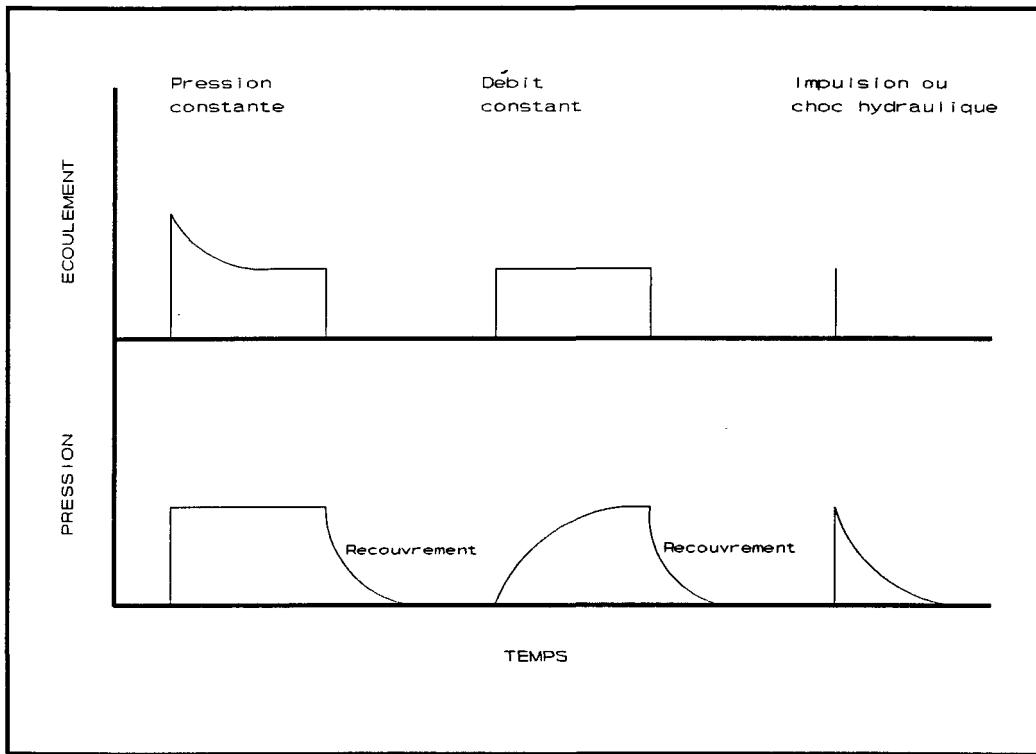


Figure 18: Comportement général de la pression et de l'écoulement lors de différents types d'essai (tiré de Doe et al. 1987).

### 6.3 Equipment utilisé

Les équipements utilisés pour réaliser les essais hydrauliques en forage se divisent en trois groupes: les composantes introduites dans le trou de forage, le système de réservoirs et le système d'acquisition de données (fig. 19).

Les équipements insérés dans le trou de forage comprenaient un jeu d'obturateurs gonflables, un capteur de pression et des tubulures. Le jeu d'obturateurs gonflables était composé de deux obturateurs, de 1 mètre de longueur chacun, séparés par un tube de raccordement au niveau duquel se trouvait l'intervalle d'essai (zone d'injection) de 1,50 mètre de longueur. Le capteur de pression était fixé à l'extrémité supérieure du jeu d'obturateurs. Trois tubulures de nylon étaient reliées au

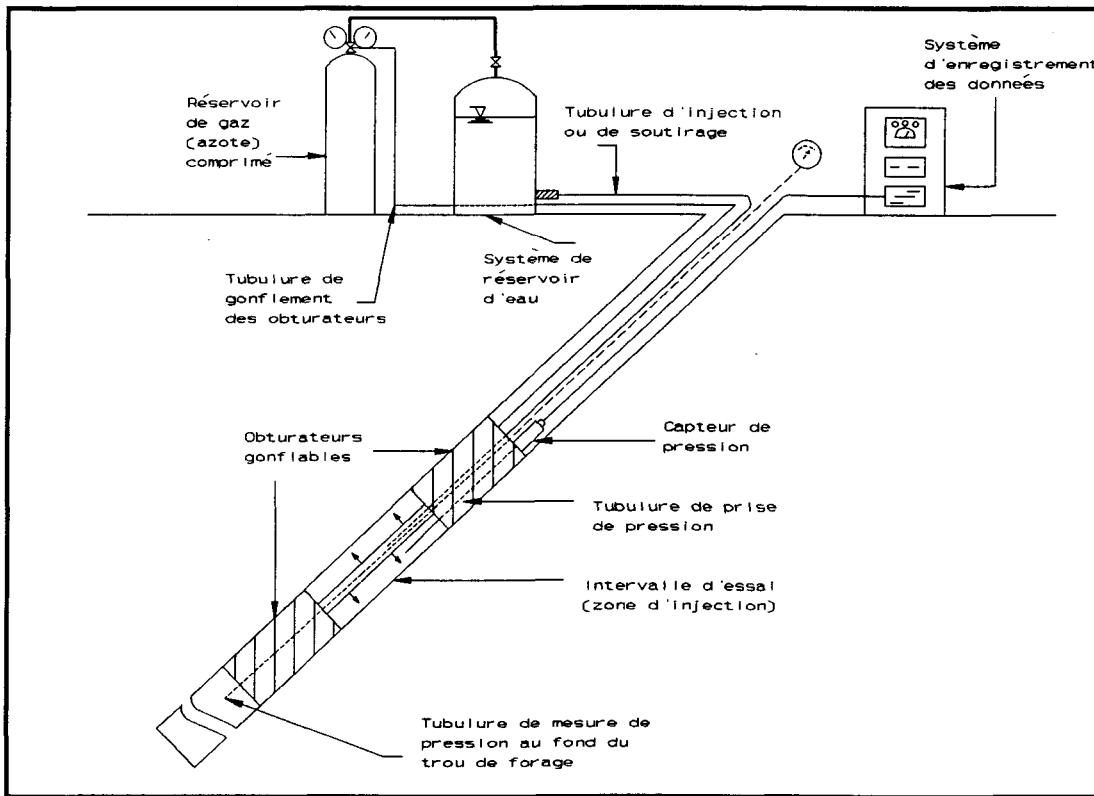


Figure 19: Schéma des équipements utilisés pour les essais hydrauliques en forage.

jeu d'obturateurs gonflables. La première tubulure servait à mesurer la pression d'eau entre l'obturateur inférieur et le fond du trou de forage. La seconde tubulure permettait le gonflement des obturateurs et la troisième était utilisée pour l'injection ou le soutirage de l'eau dans l'intervalle d'essai.

Afin de réaliser les essais hydrauliques en forage, un laboratoire mobile contenant le système de réservoir et le système d'acquisition de données a été construit à l'UQAC (fig. 20).

Le système de réservoirs permettait de réaliser les essais d'injection ou de soutirage sur une gamme étendue de débit. Un essai d'injection était réalisé en mettant un des réservoirs d'eau sous pression à l'aide de la bonbonne d'azote et en injectant de l'eau dans l'intervalle d'essai. La



Figure 20: Photographie de l'intérieur du laboratoire mobile.

somme de la pression dans le réservoir et la pression due à la colonne d'eau au-dessus de l'intervalle d'essai doit alors être plus élevée que la pression hydraulique "in-situ" en bordure de l'intervalle d'essai. Sinon, l'essai s'effectue plutôt en soutirant de l'eau.

En plus d'un capteur de pression situé dans le forage, le système d'acquisition de données était constitué en surface d'un multimètre et d'un enregistreur graphique. Le capteur de pression permettait de mesurer la pression hydraulique sous forme de variation de voltage. Le voltage était transmis par un fil conducteur jusqu'à la surface. L'enregistreur traçait un graphique en continu du voltage en fonction du temps. Pour fin de vérification, une lecture visuelle du voltage était faite sur le multimètre de façon périodique. Le graphique donnant l'évolution de la pression

en fonction du temps était particulièrement utile pour évaluer la stabilisation de la pression dans l'intervalle d'essai avant de débuter l'essai d'injection ou de soutirage proprement dit.

Les fonctions et les caractéristiques de l'équipement sont présentées à l'annexe D de façon plus détaillée.

#### 6.4 Méthode d'interprétation

Bien que les conditions géologiques diffèrent beaucoup dans les sols et dans les milieux rocheux, les différents essais hydrauliques et leurs interprétations sont souvent les mêmes dans les deux cas. Afin de déterminer la conductivité hydraulique d'un milieu poreux, on suppose généralement que ce milieu est homogène et isotrope. De telles hypothèses s'éloignent considérablement de la réalité dans le cas des massifs rocheux fracturés, où l'écoulement de l'eau souterraine est contrôlé principalement par la présence de différentes discontinuités (fractures, failles, contacts lithologiques). La conductivité hydraulique d'un massif rocheux fracturé est donc fortement anisotrope. Ce facteur (anisotropie) est négligé dans cette étude car les données de terrain ne permettent pas de l'évaluer.

##### 6.4.1 Charge hydraulique

Afin d'estimer la conductivité hydraulique d'un massif rocheux fracturé, il faut d'abord mesurer la charge hydraulique.

La charge hydraulique en un point est une expression de l'énergie mécanique totale contenue dans un élément liquide par rapport à un niveau de référence. Cette charge est le résultat de la sommation de l'énergie cinétique, de l'énergie de pression et de l'énergie d'élévation (Fetter, 1988; p.117). L'énergie mécanique à partir d'un niveau de référence peut s'exprimer à l'aide de l'équation de Bernouilli en terme de charge hydraulique (figure 21):

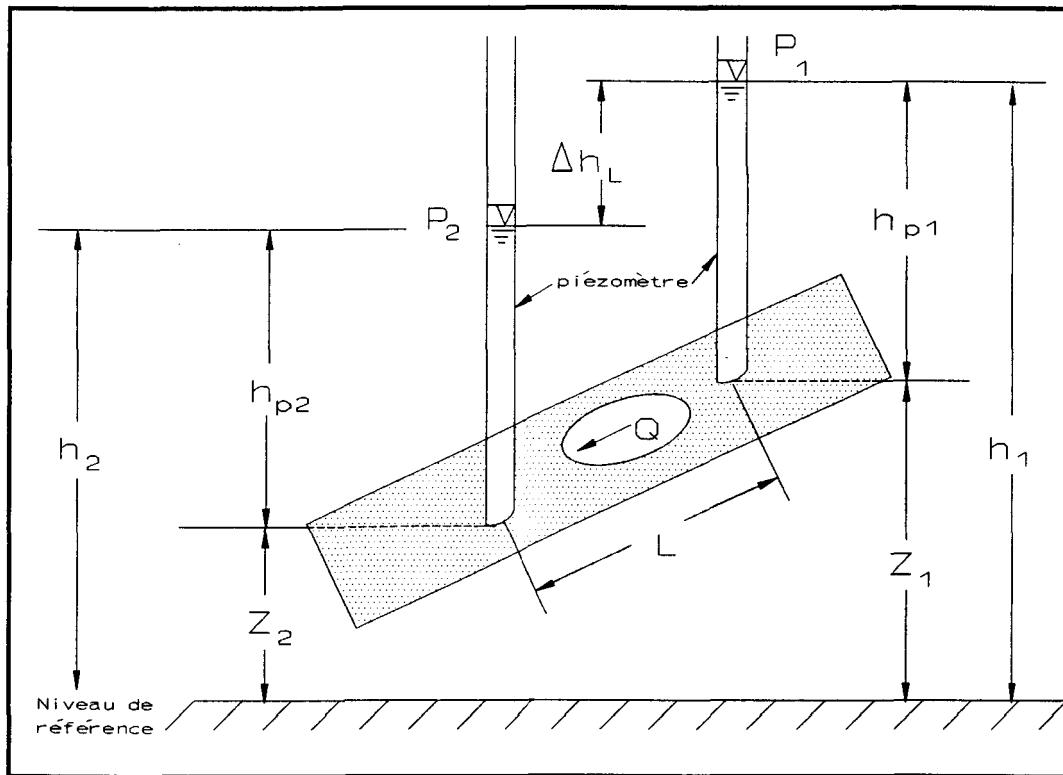


Figure 21: Détermination de la charge de pression  
à partir d'un niveau de référence.

$$\frac{P_1}{\rho g} + \frac{v_1^2}{2g} + z_1 = \frac{P_2}{\rho g} + \frac{v_2^2}{2g} + z_2 + \Delta h \quad (1)$$

où  $P$  [ML<sup>-1</sup>T<sup>-2</sup>] est la pression d'eau,  $\rho$  [ML<sup>-3</sup>] est la masse volumique de l'eau,  $v$  [LT<sup>-1</sup>] est la vitesse d'écoulement de l'eau,  $g$  [LT<sup>-2</sup>] est l'accélération gravitationnelle,  $z$  [L] est l'élévation au-dessus du niveau de référence, et  $\Delta h$  [L] est la différence de charge hydraulique entre les points 1 et 2. Étant donné que la vitesse d'écoulement de l'eau dans le milieu poreux est généralement très faible, l'énergie cinétique peut être négligée. Ainsi l'équation (1) devient:

$$\frac{P_1}{\rho g} + z_1 = \frac{P_2}{\rho g} + z_2 + \Delta h \quad (2)$$

ou

$$\Delta h = \left( \frac{P_1}{\rho g} + z_1 \right) - \left( \frac{P_2}{\rho g} + z_2 \right)$$

en définissant la charge de pression aux deux points comme étant:

$$h_{p1} = \frac{P_1}{\rho g} \quad (3)$$

$$h_{p2} = \frac{P_2}{\rho g} \quad (4)$$

l'équation (2) devient:

$$\Delta h = (h_{p1} + z_1) - (h_{p2} + z_2) \quad (5)$$

On appelle la charge hydraulique ( $h$ ), la somme de l'élévation ( $z$ ) et de la charge de pression ( $h_p$ ), alors:

$$\Delta h = h_1 - h_2 \quad (6)$$

Pour faciliter l'analyse des résultats, la pression [ $FL^{-2}$ ] est exprimée en terme de charge hydraulique [ $L$ ] et peut être visualisée comme la hauteur d'une colonne d'eau exerçant une pression sur le point de mesure.

Dans cette étude, étant donné que le niveau de référence utilisé pour le traitement des données

correspond toujours à l'élévation (ou au niveau) de la galerie, alors les termes  $z_n$  de l'équation (5) deviennent égaux à zéro (0). Dans notre cas le terme charge de pression, plus adéquat, sera préféré à celui de charge hydraulique car cette dernière n'est que rarement nécessaire pour cette étude.

#### 6.4.2 Conductivité hydraulique

Afin d'évaluer la conductivité hydraulique d'un massif rocheux fracturé, on fait appel à la loi de Darcy (1856) pour interpréter les résultats:

$$v = -K \frac{dh}{dl} = -Ki \quad (7)$$

où  $v$  [LT<sup>-1</sup>] est le flux de Darcy,  $K$  [LT<sup>-1</sup>] est la conductivité hydraulique et  $dh/dl$ , ou "i", se nomme le gradient hydraulique et correspond à une variation de charge de pression en fonction de la distance entre deux points de mesure. Le signe négatif indique que l'écoulement de l'eau se fait dans la direction de la charge d'eau décroissante. Cette équation en coordonnées polaires devient:

$$Q = -K(2\pi r l) \frac{dh}{dr} \quad (8)$$

où l'équation "  $2\pi r l$  " est la section d'écoulement à une distance radiale "  $r$  " dans un cylindre de hauteur "  $l$  ".

Pour cette étude, on peut présumer que:

$r$  = rayon du forage

$l$  = longueur de l'intervalle d'essai

Pour interpréter les résultats des essais hydrauliques en forage, considérons deux limites à

charge de pression fixe (fig. 22). La limite interne est la paroi du forage ( $r = r_0$ ), laquelle est maintenue à pression constante durant l'essai. La limite externe est à une distance suffisamment grande ( $r = r_1$ ) pour être considérée comme non perturbée par l'essai hydraulique, c'est-à-dire que la pression y est maintenue à sa valeur naturelle. Et en faisant les hypothèses suivantes:

- milieu homogène et isotrope;
- écoulement laminaire gouverné par la loi de Darcy;
- écoulement radial;
- pas d'effet d'inertie;

et en intégrant l'équation (8) entre deux valeurs de  $r$  et  $h$  soit:

- (1) à  $r = r_0$ ,  $h = H_1$
- (2) à  $r = r_1$ ,  $h = H_0$

où

$H_0$  = charge de pression à l'endroit de l'essai;

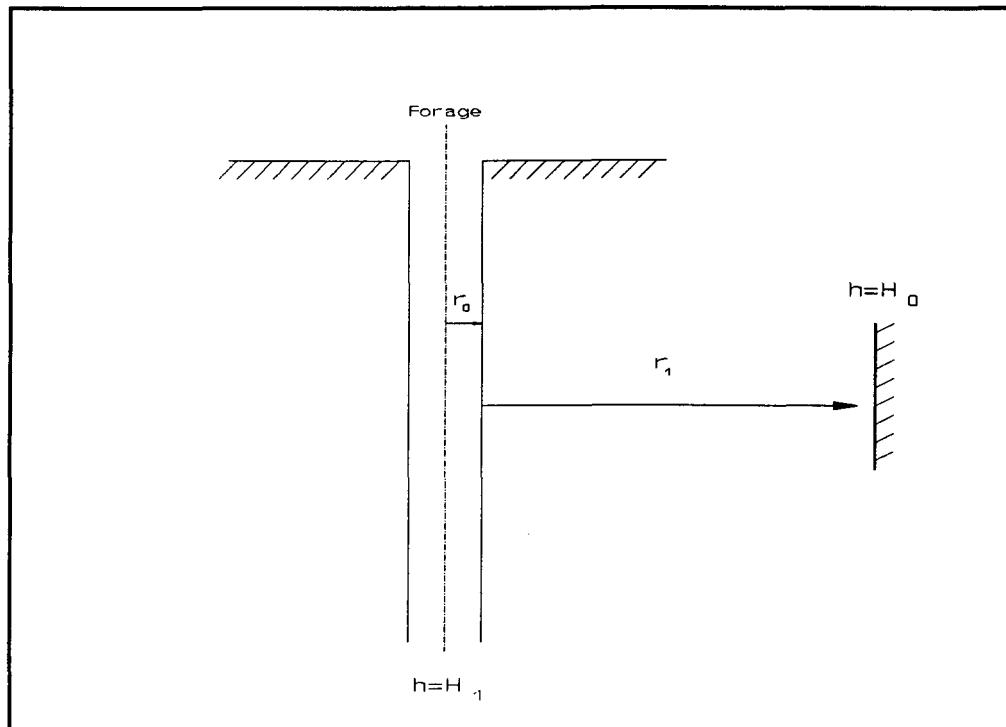


Figure 22: Conditions aux limites supposées pour l'estimation de la conductivité hydraulique.

on obtient l'équation (9):

$$K = \frac{Q}{H_1 - H_0} \frac{\ln(r_1/r_0)}{2\pi l} \quad (9)$$

où

$H_1 - H_0$  = Surcharge de pression appliquée dans l'intervalle d'essai.

C'est l'équation de Thiem (1906), présenté ci-haut (équation 9), qui permet l'estimation de la conductivité hydraulique. Cette dernière équation nécessite les mesures de la charge de pression et du débit d'injection et/ou de soutirage dans l'intervalle d'essai. Les autres paramètres entrant dans l'équation sont connus ( $r_0$  et  $l$ ) ou estimés ( $r_1$ ).

## 6.5 Exécution des essais hydrauliques en forage

Des essais d'injection et de soutirage ont été effectués dans les trois forages réalisés à partir du niveau 1000. Ces essais hydrauliques ont été exécutés de façon systématique à tous les 1,4 mètre dans chacun des forages. Chacun des intervalles d'essai faisait 1,5 mètre de longueur et chevauchait d'environ 10 centimètres sur le précédent. De 30 à 40 essais hydrauliques ont été réalisés dans chacun des forages. Pour des fins logistiques, la durée des essais ne devait pas dépasser une semaine par forage. Donc, la durée d'un essai devait être de l'ordre de 1 heure à 1.5 heure afin de respecter l'échéancier prévu.

La figure 23 montre un profil typique de la charge de pression en fonction du temps obtenu lors des différents essais hydrauliques en forage (injection ou soutirage). Cet essai se divise principalement en deux étapes: soit la mesure de la charge de pression ( $H_0$ ) et l'essai à charge constante.

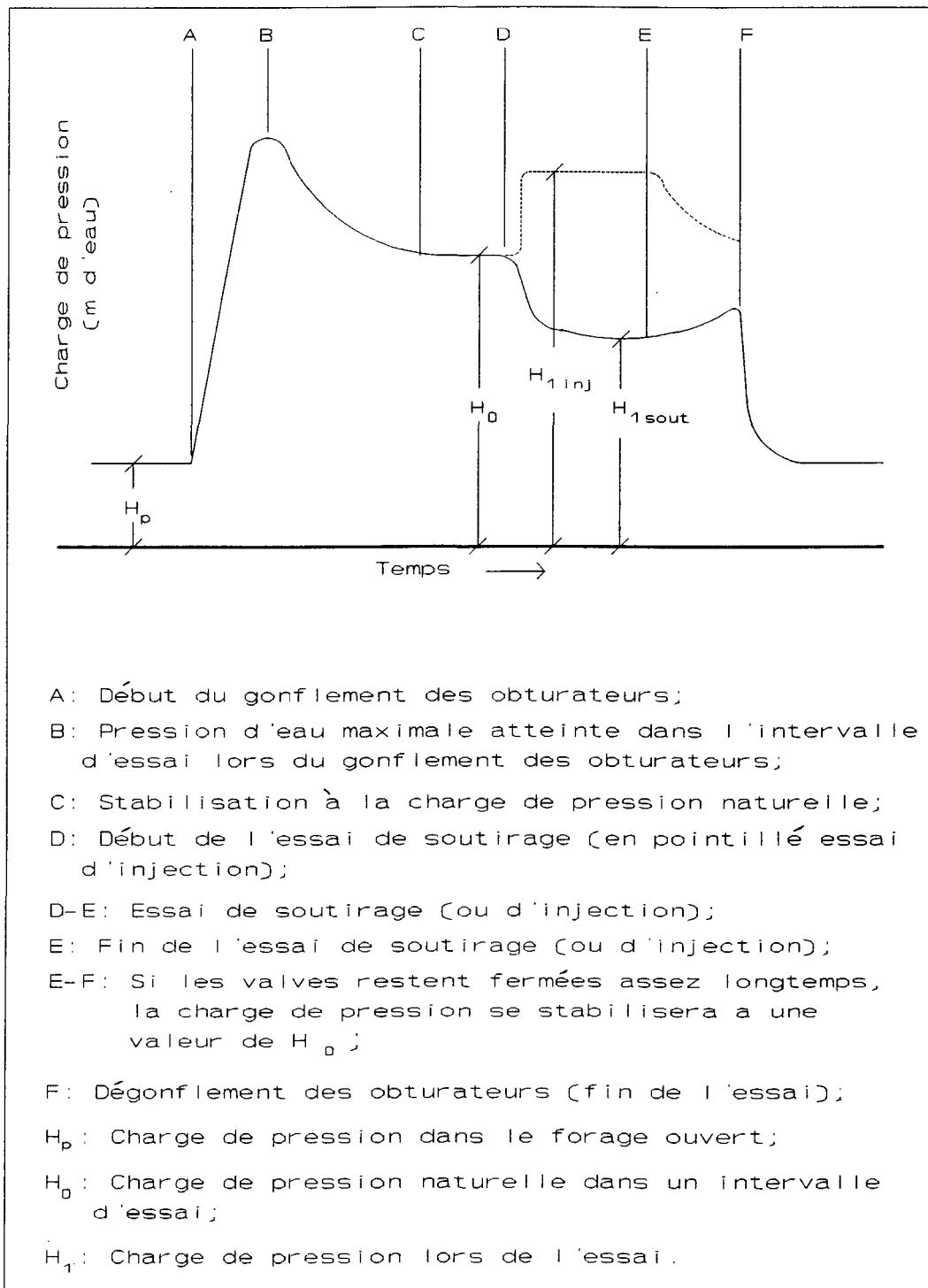


Figure 23: Schéma illustrant les variations de la charge de pression hydraulique entre les deux obturateurs au cours d'un essai.

### 6.5.1 Mesure de la charge de pression dans le forage ouvert

Au début de l'essai, avant que les obturateurs ne soient gonflés, la charge de pression dans le forage ouvert ( $H_p$ ) était notée.

Par exemple, dans le forage F-2 pour l'intervalle d'essai de 37,35 à 38,85 mètres de profondeur, le capteur de pression était situé à 35,81 mètres de la face de la galerie, ou à 27,02 mètres plus bas que le plancher de la galerie en tenant compte de la plongée du forage. Toutefois, la valeur de la charge de pression dans le forage ouvert mesurée pour cet intervalle correspond à une colonne d'eau de 28,83 mètres de hauteur soit 1,81 mètre de plus que la charge hydrostatique "  $H_s$  " (27,02 mètres). Pour la majorité des intervalles d'essai, la charge de pression dans le forage ouvert est plus élevée que la charge hydrostatique. Dans chacun des forages, les valeurs de la charge de pression dans le forage ouvert varient linéairement avec la profondeur.

### 6.5.2 Pic de pression et dissipation de la pression

Le gonflement des obturateurs à la pression de travail, soit généralement de 2,1 MPa ou environ 300 psi, dans le cadre de ce projet a pour effet de comprimer l'eau dans l'intervalle d'essai ainsi que sous l'obturateur inférieur et d'y faire augmenter la pression. Au-dessus de l'obturateur supérieur, une certaine quantité d'eau est poussée par le gonflement des obturateurs et est évacuée à la tête du forage. Le point A de la courbe (fig. 23) indique le début du gonflement des obturateurs et le point B, la pression d'eau maximale atteinte dans l'intervalle d'essai. Par la suite, la pression d'eau dans l'intervalle se dissipe graduellement, du point B au point C.

Lors des essais effectués à la mine Niobec, trois (3) types de variation de pression ont pu être identifiés de façon qualitative selon la rapidité de dissipation de la pression dans l'intervalle d'essai. La dissipation de la pression peut être qualifiée d'instantanée, de rapide et de lente (figure 24).

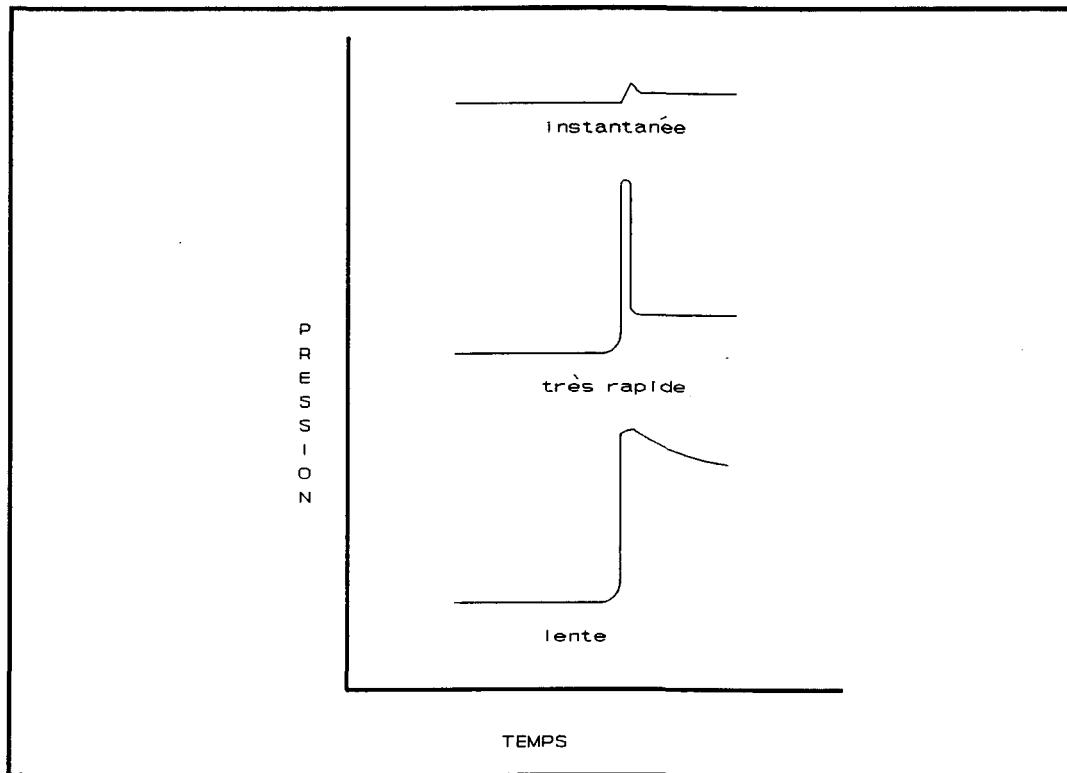


Figure 24: Types de variation de la pression observée lors du gonflement des obturateurs.

La dissipation de la pression peut être qualifiée d'instantanée lorsque le pic de pression est absent ou très faiblement observable sur le graphique. Ceci correspond généralement à une valeur de conductivité hydraulique élevée. Ce phénomène s'est produit dans le forage F-2 aux intervalles d'essai numéros 6 à 10 se trouvant entre 31,68 et 26,03 mètres de profondeur, et qui montrent des valeurs de conductivité hydraulique élevées variant de  $1.5 \times 10^4$  à  $7.27 \times 10^7$  m/s (ce sont les plus fortes valeurs de conductivité hydraulique enregistrées dans les trois forages). Ces intervalles correspondent de plus à une zone de fracturation relativement importante. Donc, lors du gonflement des obturateurs, l'eau a pu se dissiper par la zone fracturée sans que la pression n'augmente dans ces intervalles. L'absence du pic de pression a également été observé dans

le forage F-1 aux intervalles d'essais numéros 23 et 24 se trouvant à proximité de la face de la galerie entre 4,69 et 1,87 mètres de profondeur. Les fractures recouvrant ces deux intervalles n'étaient pas complètement saturées car il a fallu injecter de l'eau au tout début de l'essai. Donc, lors du gonflement des obturateurs, l'eau se trouvant entre ces derniers a pu être évacuée par les fractures partiellement saturées. Ce phénomène peut expliquer l'absence de pic de pression pour ces deux intervalles d'essais.

Dans la majorité des intervalles d'essais, il s'est formé un pic de pression lors du gonflement des obturateurs. La dissipation de la pression qui est représentée par l'allure du pic peu prendre à peu près toutes les variantes possibles se trouvant entre les dissipations rapide et lente.

Le type de variation de la pression permet d'approximer la durée de l'essai. Une observation tirée des résultats de mesures de la charge de pression indique qu'un taux de stabilisation lent correspond à des intervalles de faible conductivité hydraulique. Dans ce cas, il peut être avantageux de relâcher légèrement la pression à l'aide du système de réservoir afin de réduire la durée de l'essai.

### 6.5.3 Mesures de la charge de pression naturelle

L'estimation de la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) avant la réalisation de l'essai à charge constante est nécessaire pour connaître la différence de charge ( $\Delta H$ ) appliquée lors de l'essai. Ce paramètre ( $H_0$ ) est également utile pour évaluer le gradient hydraulique le long du forage et l'étendue de la zone dépressurisée de la nappe phréatique.

La charge de pression était considérée comme stabilisée à sa valeur naturelle lorsqu'on pouvait enregistrer une valeur constante pendant au moins 10 minutes, soit des points C à D de la figure 23. Par la suite, l'essai à charge constante pouvait débuter.

#### 6.5.4 Essai à charge constante

Le drainage des excavations de la mine a pour effet de dépressuriser les parois rocheuses se trouvant à leur proximité. Ceci entraîne une diminution de la pression de l'eau souterraine se trouvant en bordure des parois des excavations pour devenir égale à la pression atmosphérique ou très près de celle-ci créant ainsi un écoulement de l'eau vers l'excavation. Dans la plupart des cas, des essais de soutirage ont été effectués dans les différents intervalles d'essais et ce, en maintenant une contre pression absolue, dans le réservoir d'injection, égale à la pression de l'air dans la galerie, c'est-à-dire une contre pression relative égale à zéro.

En débutant l'essai de soutirage, la pression d'eau dans l'intervalle d'essai chute rapidement (fig. 23; point D) pour atteindre une valeur voisine de la charge de pression dans le forage ouvert ( $H_p$ ). Quand cette pression est stabilisée ( $H_i$ ), environ cinq lectures du débit d'écoulement sont effectuées à partir du taux de changement du niveau de l'eau dans le réservoir utilisé. Quand l'essai est terminé, toutes les valves sont fermées et la pression d'eau dans l'intervalle d'essai a tendance à augmenter: elle cherche à atteindre un état d'équilibre avec la pression d'eau ambiante ( $H_o$ ). Dans l'exemple de la figure 23, l'essai se termine par le dégonflement des obturateurs (point F) et ce avant que la charge de pression " $H_o$ " ait été atteinte.

Pour les essais d'injection, la différence observable sur la courbe de la figure 23 se situe entre les points D à E. Étant donné que l'eau est injectée dans l'intervalle d'essai, la charge de pression augmente dans cette portion de la courbe. Il est important que la pression d'injection soit inférieure à la contrainte principale minimum ( $\sigma_3$ ) de compression dans le massif rocheux. Si la pression d'injection est plus élevée que  $\sigma_3$ , des fractures auront tendance à s'ouvrir et, par le fait même, à faire augmenter la conductivité hydraulique de l'intervalle d'essai. Dans ce projet, les valeurs de la pression d'injection variaient généralement entre 0,35 et 1,02 MPa, alors que les valeurs de  $\sigma_3$  mesurées à la mine Niobec aux niveaux 850 et 1000 varient entre 4,0 et 13,5 MPa.

(Arjang, 1986). Ainsi les valeurs de pression d'injection sont bien inférieures à la contrainte principale minimum ( $\sigma_3$ ) et l'ouverture des fractures due à la pression d'injection est improbable.

## 6.6 Présentation des résultats

Les mesures de débit et la surcharge de pression appliquée ont permis l'emploi de l'équation (9), présentée à la section 6.4.2, afin d'estimer la conductivité hydraulique (K) pour chaque intervalle d'essai.

Le tableau 16 présente des informations générales concernant les essais hydrauliques effectués en forage. Ce tableau indique pour chaque intervalle d'essai: la profondeur de l'intervalle, le nombre d'essais de soutirage et d'injection effectués, la charge de pression mesurée dans le forage ouvert ( $H_p$ ), la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) et la valeur de la conductivité hydraulique (K). Pour les essais de soutirage, la contre pression appliquée dans les réservoirs était la pression d'air ambiante. De plus, quelques essais d'injection (forage F-1) ont également été réalisés avec la pression d'air ambiante.

Les figures 25 et 26 présentent respectivement, pour chaque intervalle d'essai, les valeurs de la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) et de conductivité hydraulique (K). L'axe de chacun des paramètres a été orienté perpendiculairement à l'axe du forage, illustrant ainsi leurs variations dans le massif rocheux en périphérie des galeries.

Lorsque plus d'un essai a été réalisé dans un intervalle, la valeur moyenne arithmétique de conductivité hydraulique a été retenue et utilisée à la figure 26.

Tableau 16: Résultats des essais hydraulique réalisés dans les trois forages.

FORAGE F-1

Intervalle numéro	Profondeur de l'essai de / à (m)	Type d'essai	H <sub>p</sub> (m d'eau)	H <sub>0</sub> (m d'eau)	K (m/s)
1	34,73 à 36,28	soutirage	29,18	52,67	3,22E-11
2	33,38 à 34,86	soutirage	27,76	30,25	2,57E-09
3	31,99 à 33,49	injection	27,05	28,11	
3	31,99 à 33,49	injection	27,05	28,11	3,16E-08
4	30,58 à 32,08	injection	25,62	28,11	4,36E-09
4	30,58 à 32,08	injection	25,62	28,11	1,10E-08
5	29,15 à 30,65	soutirage	24,20	25,98	1,03E-09
6	27,73 à 29,23	soutirage	22,78	24,20	1,37E-09
7	26,31 à 27,81	injection	21,71	22,42	
7	26,31 à 27,81	injection	21,71	22,42	6,57E-09
7	26,31 à 27,81	injection	21,71	22,42	5,44E-09
8	24,87 à 26,37	injection	20,28	21,35	
8	24,87 à 26,37	injection	20,28	21,35	9,57E-10
9	23,42 à 24,92	injection	19,22	20,64	1,72E-09
10	21,96 à 23,46	soutirage	17,79	19,63	1,02E-09
11	20,55 à 22,05	soutirage	17,08	20,28	6,94E-10
12	19,06 à 20,56	soutirage	16,01	20,64	9,26E-10
13	17,63 à 19,13	soutirage	14,59	21,00	6,32E-10
14	16,18 à 17,68	soutirage	13,52	18,51	5,91E-10
15	14,77 à 16,27	soutirage	12,10	17,08	4,03E-09
16	13,30 à 14,80	soutirage	11,03	18,86	8,27E-09
17	11,82 à 13,32	soutirage	9,96	20,28	5,79E-09
18	10,37 à 11,87	soutirage	8,54	21,35	1,84E-09
19	8,97 à 10,47	soutirage	7,47	21,35	1,70E-09
19	8,97 à 10,47	soutirage	7,47	21,35	1,73E-09
20	7,54 à 9,04	soutirage	6,76	20,64	4,80E-10
20	7,54 à 9,04	soutirage	6,76	20,64	5,59E-10
21	6,08 à 7,58	soutirage	5,69	21,71	3,35E-09
22	4,64 à 6,14	soutirage	4,63	19,93	3,69E-09
23	3,19 à 4,69	soutirage	3,56	18,51	4,46E-08
23	3,19 à 4,69	soutirage	3,56	18,51	1,75E-08
24	1,87 à 3,37	soutirage	2,85	12,81	2,23E-07
24	1,87 à 3,37	soutirage	2,85	12,81	1,97E-08

H<sub>p</sub>: Charge de pression mesurée dans le forage ouvert

H<sub>0</sub>: Charge de pression naturelle

Tableau 16: Suite

## FORAGE F-2

Intervalle numéro	Profondeur de l'essai de / à (m)	Type d'essai	H <sub>p</sub> (m d'eau)	H <sub>0</sub> (m d'eau)	K (m/s)
1	37,35 à 38,85	soutirage	28,83	38,79	5,32E-11
2	35,88 à 37,38	soutirage	27,40	29,18	1,29E-09
3	34,46 à 35,96	soutirage	26,33	27,40	5,56E-09
4	33,02 à 34,52	soutirage	25,27	26,33	1,02E-09
5	31,60 à 33,10	soutirage	24,20	24,91	
6	30,18 à 31,68	soutirage	23,13	24,20	2,16E-07
7	28,77 à 30,27	injection	22,06	33,10	1,43E-05
7	28,77 à 30,27	injection	22,06	33,10	3,54E-05
8	27,40 à 28,90	injection	21,00	31,67	1,54E-05
8	27,40 à 28,90	injection	21,00	31,67	8,92E-06
9	25,97 à 27,47	injection	19,57	30,60	1,42E-06
9	25,97 à 27,47	injection	19,57	30,60	1,53E-06
10	24,53 à 26,03	soutirage	18,51	32,03	1,89E-07
10	24,53 à 26,03	injection	18,51	32,03	1,69E-06
10	24,53 à 26,03	injection	18,51	32,03	3,27E-08
11	23,10 à 24,60	soutirage	17,44	29,18	5,61E-09
11	23,10 à 24,60	soutirage	17,44	29,18	6,36E-09
12	21,67 à 23,17	soutirage	16,37	28,83	1,17E-10
12	21,67 à 23,17	soutirage	16,37	28,83	2,53E-09
13	20,25 à 21,75	soutirage	15,30	32,03	2,06E-10
14	18,78 à 20,28	soutirage	14,23	25,62	6,52E-10
15	17,37 à 18,87	soutirage	13,17	28,47	6,89E-10
16	16,08 à 17,58	soutirage	12,10	22,06	1,15E-10
17	14,65 à 16,15	soutirage	11,03	30,60	7,28E-10
17	14,65 à 16,15	soutirage	11,03	30,60	4,01E-10
18	13,25 à 14,75	soutirage	9,96	29,54	3,82E-11
18	13,25 à 14,75	soutirage	9,96	29,54	5,15E-10
19	11,79 à 13,29	soutirage	8,54	31,67	1,63E-11
19	11,79 à 13,29	soutirage	8,54	31,67	1,27E-10
20	10,37 à 11,87	soutirage	7,83	40,57	3,39E-11
21	9,00 à 10,50	soutirage	6,41	54,09	2,50E-11
22	7,41 à 8,91	soutirage	5,34	39,50	5,91E-11
23	5,94 à 7,44	soutirage	4,27	37,72	6,71E-11
24	4,55 à 6,05	soutirage	3,56	23,13	1,97E-10
25	3,12 à 4,62	soutirage	2,49	10,32	4,25E-10
25	3,12 à 4,62	injection	2,49	10,32	1,71E-09
25	3,12 à 4,62	injection	2,49	10,32	1,25E-09
26	1,80 à 3,30	soutirage	1,42	24,91	2,09E-09
26	1,80 à 3,30	injection	1,42	24,91	1,24E-08
26	1,80 à 3,30	injection	1,42	24,91	1,80E-09

Tableau 16: suite

## Forage F-3

Intervalle numéro	Profondeur de l'essai de / à (m)	Type d'essai	H <sub>p</sub> (m d'eau)	H <sub>0</sub> (m d'eau)	K (m/s)
1	36,72 à 38,22	soutirage	27,76	38,79	1,38E-10
2	35,24 à 36,74	soutirage	26,69	32,38	1,94E-09
3	33,80 à 35,30	soutirage	24,91	34,52	2,61E-09
3	33,80 à 35,30	soutirage	24,91	34,52	2,13E-09
4	32,36 à 33,86	soutirage	23,84	28,83	4,45E-09
5	30,90 à 32,40	soutirage	22,42	28,47	1,26E-08
6	29,56 à 31,06	soutirage	21,35	28,83	1,26E-08
7	28,17 à 29,67	soutirage	20,28	29,89	1,34E-08
8	26,70 à 28,20	soutirage	19,22	40,93	3,62E-11
9	25,31 à 26,81	soutirage	18,15	29,54	1,18E-09
10	23,90 à 25,40	soutirage	17,08	29,54	1,07E-09
11	22,49 à 23,99	soutirage	16,01	37,01	3,82E-11
12	21,10 à 22,60	soutirage	14,95	67,62	3,60E-11
13	19,70 à 21,20	soutirage	14,23	48,75	7,32E-11
14	18,25 à 19,75	soutirage	12,81	32,74	6,04E-11
15	16,78 à 18,28	soutirage	11,39	35,23	6,83E-11
16	15,33 à 16,83	soutirage	10,32	50,18	2,86E-11
17	13,82 à 15,32	soutirage	9,25	60,50	2,21E-11
18	12,39 à 13,89	soutirage	8,19	71,17	1,79E-11
19	10,96 à 12,46	soutirage	7,12	61,57	2,09E-11
20	9,56 à 11,06	soutirage	5,69	69,75	2,32E-11
21	8,11 à 9,61	soutirage	4,63	69,40	2,91E-11
22	6,76 à 8,26	soutirage	3,56	62,63	1,92E-11
23	5,41 à 6,91	soutirage	2,85	66,90	2,35E-11
24	3,95 à 5,45	soutirage	1,78	59,07	1,97E-11
25	2,53 à 4,03	injection	0,36	4,27	7,96E-09
25	2,53 à 4,03	soutirage	0,36	4,27	7,53E-09
26	1,10 à 2,60	soutirage	0,00	13,52	1,17E-10

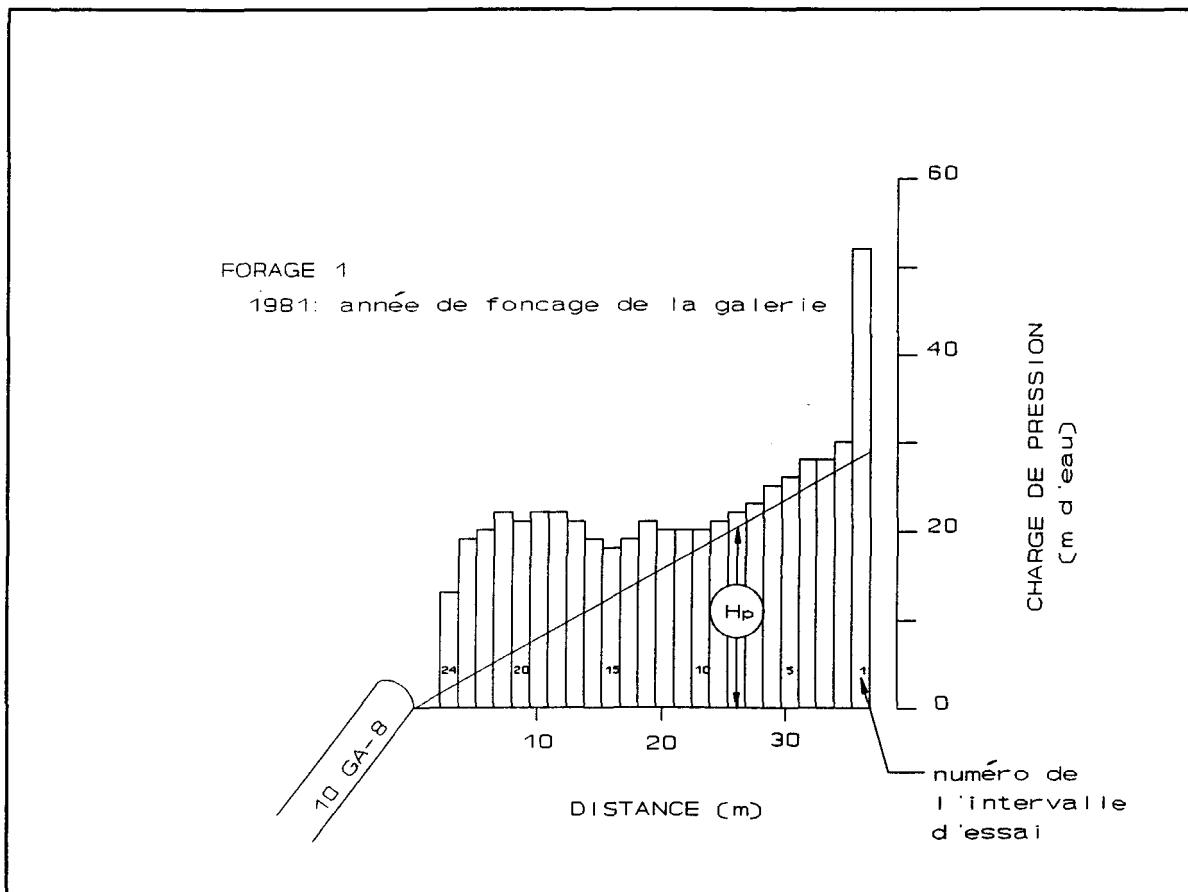


Figure 25: Profils de la charge de pression en fonction de la distance de la face de la galerie.

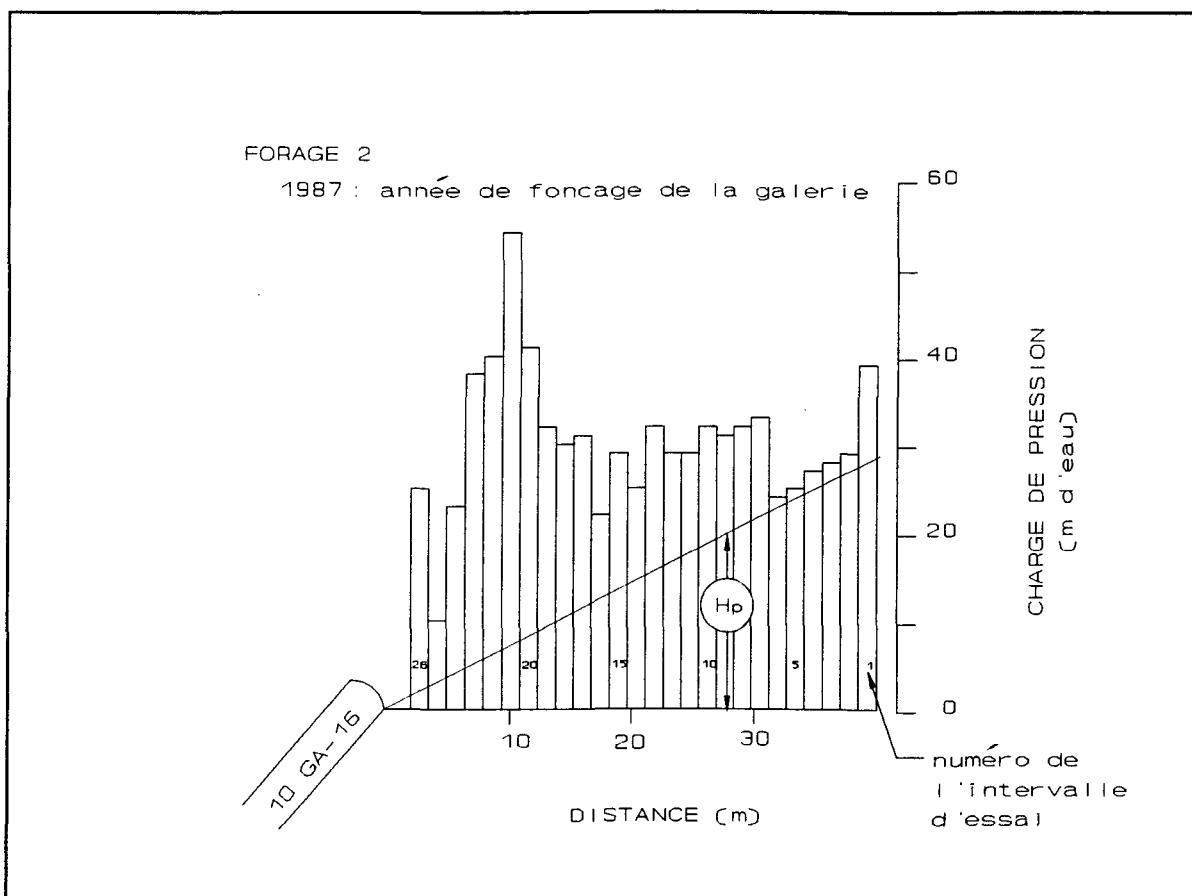


Figure 25: suite.

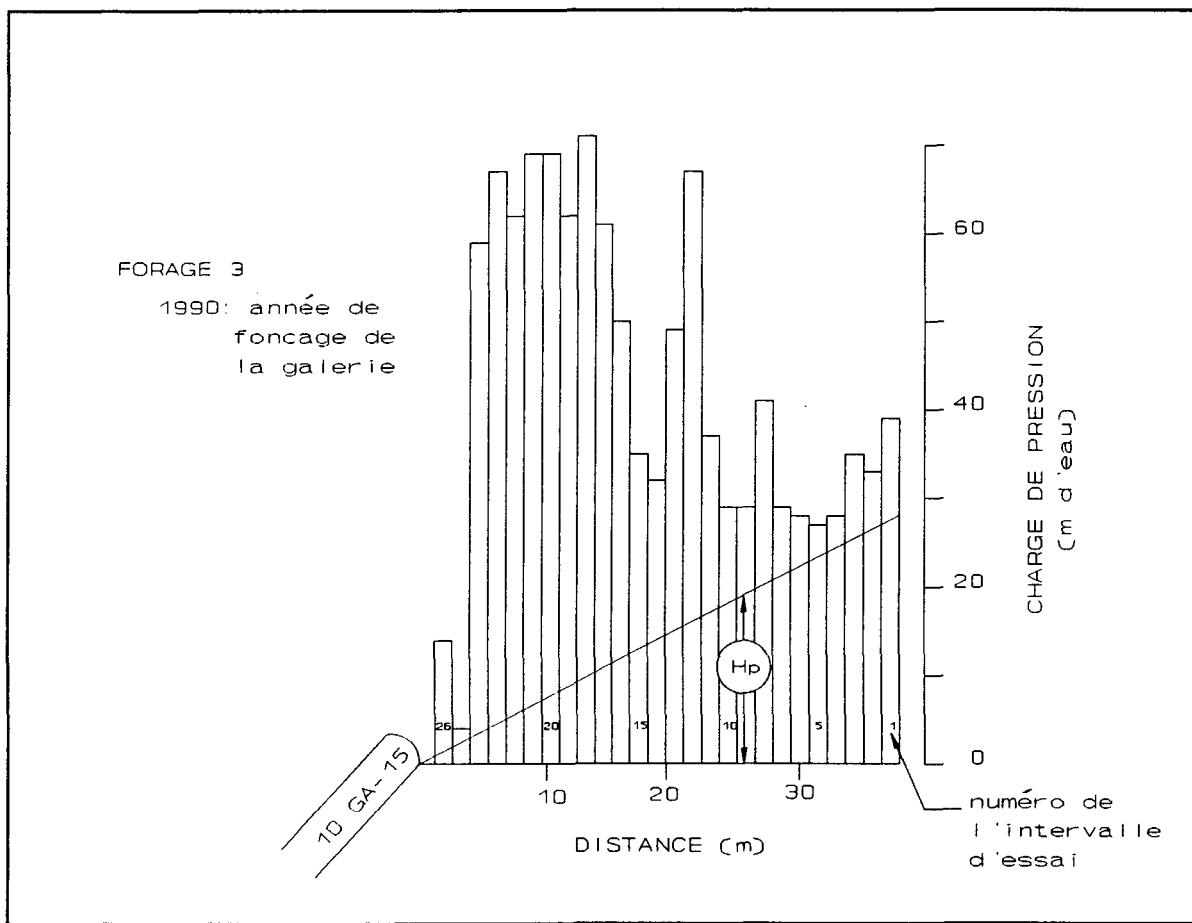


Figure 25: suite.

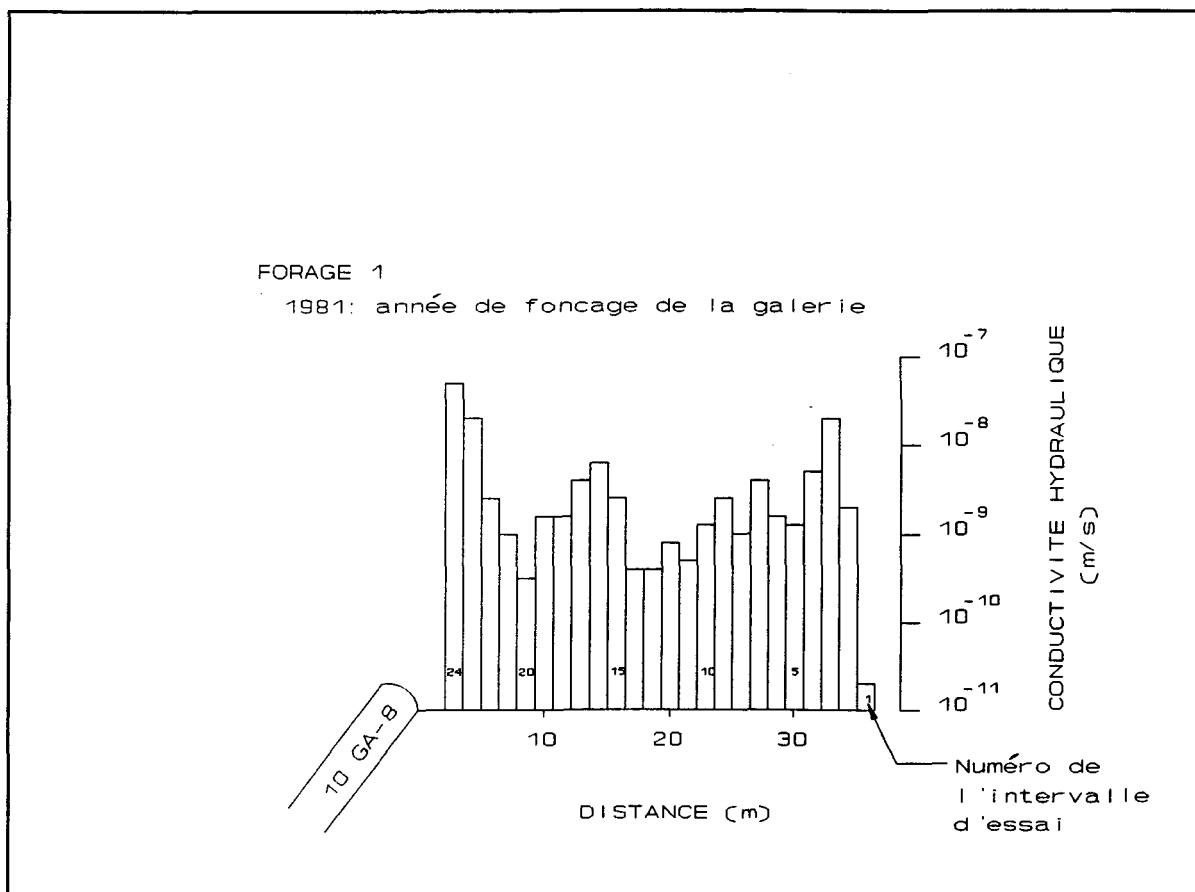


Figure 26: Profil de la conductivité hydraulique en fonction de la distance de la face de la galerie.

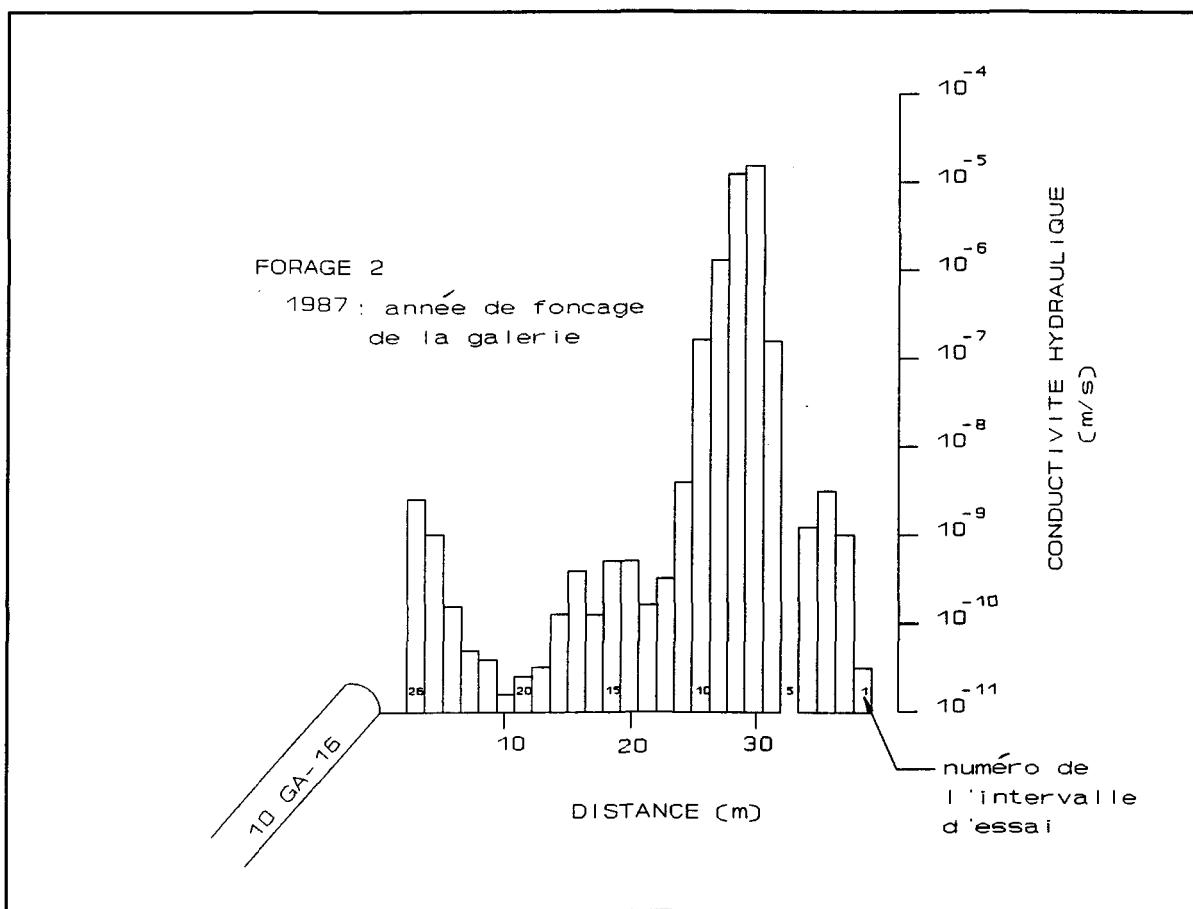


Figure 26: suite.

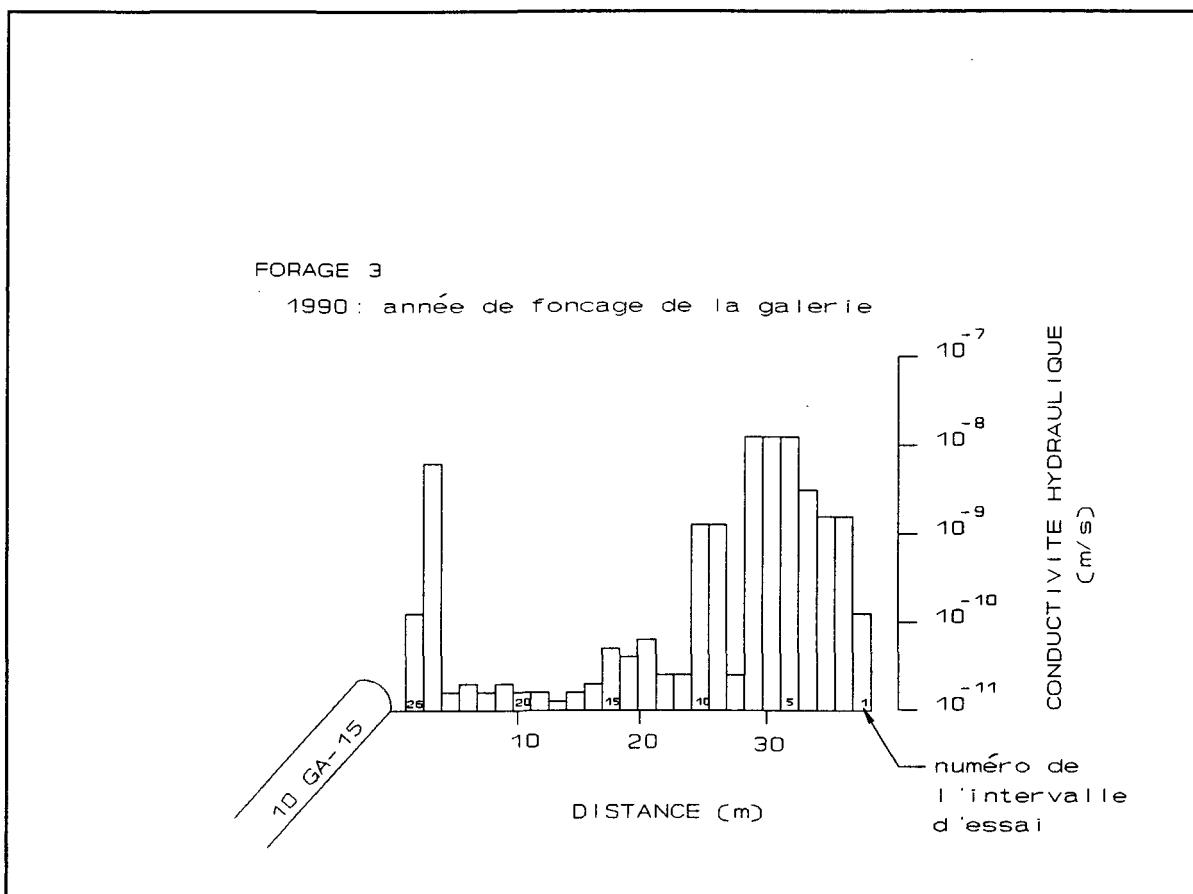


Figure 26: suite.

## VII

### DISCUSSION

La théorie développée pour déterminer la charge de pression et la conductivité hydraulique d'un milieu rocheux est basée sur les mêmes fondements que celle s'appliquant aux dépôts meubles. Par exemple, la charge de pression mesurée dans un forage de surface augmente généralement de façon constante en fonction de la profondeur (aquitère à nappe libre). De même, la charge de pression dans une galerie souterraine augmente progressivement avec la distance à partir de la galerie.

Les résultats obtenus lors des essais hydrauliques effectués à la mine Niobec s'éloignent de façon notable du comportement théorique de la variation de la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) en fonction de la distance de la galerie. Ainsi, à la figure 25, on peut voir qu'à certains endroits la charge de pression naturelle est très élevée (pic) et qu'il existe même des points d'inversion de la direction du gradient hydraulique. Ces "anomalies" peuvent être causées par des variations stratigraphiques ou peut être par l'effet de perturbation du champ de contraintes naturelles dans le massif rocheux. D'autres observations tirées des variations du profil de  $H_0$  dans les trois forages combinés avec l'âge de l'ouverture des galeries laissent supposer qu'il est raisonnable d'interpréter que les valeurs de charge de pression ( $H_0$ ) varient en fonction du temps (effet temporel).

#### 7.1 Observations de terrain

Les essais de soutirage effectués dans les intervalles numéros 3, 4, 7, 8 et 9 du forage F-1, sont devenus naturellement des essais d'injection après un certain temps. Ainsi, lors de l'essai

effectué dans l'intervalle numéro 3, l'eau a cessé de monter dans le réservoir après 52 minutes. Pour l'intervalle numéro 4, cet équilibre a été atteint après 14 minutes, après 10 minutes dans l'intervalle numéro 9 et immédiatement au début de l'essai pour les intervalles numéros 7 et 8. Ce phénomène est probablement dû au fait que la charge de pression ( $H_0$ ) dans ces intervalles est voisine de la hauteur de la colonne d'eau dans le forage plus la hauteur du niveau d'eau dans le réservoir par rapport au collet du trou de forage (fig. 19). Dans le forage F-2, les intervalles d'essai numéros 2 à 6 montrent également des valeurs de  $H_0$  se rapprochant des valeurs de  $H_p$  (fig. 25). Toutefois le phénomène décrit précédemment n'y a pas été observé.

Pour les intervalles numéros 25 et 26 du forage F-2, la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) variait de façon cyclique lors de l'essai à charge constante. La longueur d'onde de ces fluctuations n'était pas constante et augmentait avec la durée de l'essai. Ces intervalles d'essai se trouvant à proximité de la galerie, il est possible que des variations de la pression d'air dans la galerie au moment des essais soient à l'origine de ce phénomène.

Lors des essais en forage, un autre phénomène intéressant a été observé dans le forage F-2. Les essais hydraulique dans ce forage ont débutés le 18 février 1991 et, la même journée, quatre obturateurs mécaniques ont été placés dans des forages qui coulaient dans la galerie 10 GA-13 à environ 15 à 30 mètres à l'ouest du forage F-2. Le 19 février, huit autres intervalles ont été testés (intervalles numéros 2 à 9) et les obturateurs ont été gonflés dans l'intervalle numéro 10 en fin de journée. Le 20 février au matin, la valeur  $H_0$  de la charge de pression dans l'intervalle numéro 10 avait augmenté considérablement comparativement à la valeur mesurée avant le départ de la veille. Pour comparaison, des mesures de la charge de pression ont alors été reprises également dans les intervalles numéros 6 à 9. Les nouvelles valeurs obtenues de  $H_0$  étaient en moyenne plus élevées d'environ 7 mètres, correspondant à une augmentation de pression d'environ 70 kPa (10 psi). Cette augmentation de  $H_0$  est possiblement due à l'obstruction, le 18 février 1991, de 4 forages qui

coulaient à proximité du forage F-2 confinant ainsi l'eau dans le massif rocheux et faisant augmenter, par le fait même, la charge de pression  $H_o$ .

## 7.2 Observations tirées des essais en forage

La charge hydrostatique ( $H_s$ ) correspond à la hauteur d'une colonne d'eau immobile dans le forage. La charge de pression dans le forage ouvert ( $H_p$ ) mesurée à l'aide du capteur de pression était légèrement différente de ( $H_s$ ) dans la plupart des intervalles d'essai, et ce pour diverses raisons. Ces différences de pression d'eau résultent en un gradient net de charge hydraulique le long du forage et engendre un écoulement dans le forage ouvert en direction de la galerie. Ces variations de pression d'eau peuvent être également dues à une certaine imprécision dans les mesures (capteur de pression, facteur de conversion, niveau de référence) ou à une eau saumâtre dont la densité est légèrement plus élevée que la densité de l'eau pure. En reprenant l'exercice apparaissant à la section 6.5.1 et en se basant sur une valeur de densité de l'eau de 1,0043 g/cm<sup>3</sup> (Weast, 1979) à une concentration de 6,4 g/l en NaCl on obtient une valeur de charge hydrostatique de 27,14 mètres. Cette valeur est encore inférieure à celle mesurée pour cet intervalle d'essai (28,83 mètres) ce qui démontre que la densité de l'eau à la mine Niobec ne fait varier que très légèrement les mesures de la charge de pression.

Les valeurs de la charge de pression " $H_o$ " ne montrent pas de diminution progressive au fur et à mesure qu'on se rapproche de la paroi de la galerie. Par exemple, pour le forage F-2, une particule d'eau se trouvant dans l'intervalle d'essai numéro 23 aura tendance à migrer vers la paroi de la galerie alors qu'une particule d'eau se trouvant dans l'intervalle d'essai numéro 20 aura tendance à s'éloigner de la face de la galerie. Ce phénomène (pic) est quand même surprenant et est probablement dû à une barrière naturelle quelconque engendrée par l'ouverture de galeries dans le massif rocheux.

Les valeurs élevées de la charge de pression naturelle ( $H_o$ ) entre 5 et 15 mètres de la paroi de la galerie ne semblent pas être reliées ni au contexte géologique ni au degré de fracturation de la roche (figures 8 et 11). Dans le forage F-3, la syénite brèchique a été carottée jusqu'à une distance d'environ 25 mètres de la face de la galerie alors que dans le forage F-2, la carbonatite dolomitique blanche a été rencontrée jusqu'à 37 mètres de profondeur. Il semble que la géologie de ces deux forages n'influence pas les valeurs de la charge de pression. Par contre dans le forage F-1 il y a passage de la carbonatite rouge à la carbonatite blanche à environ 12 mètres de la paroi de la galerie, ce qui correspond à l'endroit où la charge de pression diminue légèrement pour devenir plus ou moins constante. De façon générale, il ne semble pas que le changement lithologique soit un facteur déterminant pour la variation de  $H_o$ . Egalement, le nombre de fractures interceptées par intervalle d'essai (fig. 11) ne semble pas pouvoir être corrélé avec les valeurs de charge de pression. Ainsi, pour différents intervalles d'essai ayant le même nombre de fractures, la charge de pression peut varier grandement.

Une autre observation intéressante concerne l'augmentation des valeurs de  $H_o$  dans les trois ou quatre derniers intervalles vers l'extrémité de chacun des forages. Il est fort probable que si les trois forages avaient été prolongés davantage dans le massif rocheux, les valeurs mesurées de  $H_o$  auraient été de plus en plus élevées en s'éloignant de la galerie. Il aurait été possible alors de tracer le profil de pression des eaux souterraines dans le massif rocheux et d'évaluer plus précisément jusqu'à quelle distance le pompage des eaux de la mine perturbe hydrauliquement le massif rocheux.

Pour la plupart des intervalles où plus d'un essai à charge constante a été réalisé, les valeurs de la conductivité hydraulique estimées varient d'un essai à l'autre. On peut noter à la figure 27 que les résultats obtenus pour un même intervalle sont généralement du même ordre de grandeur. Toutefois certains intervalles montrent des valeurs de  $K$  variant de plus d'un ordre de grandeur.

Ces différences correspondent généralement à des zones où les valeurs de la conductivité hydraulique sont relativement faibles et sont probablement causées par une imprécision dans l'estimation du débit (Q). A la figure 26, lorsque plus d'un essai hydraulique a été réalisé par intervalle d'essai alors, la valeur moyenne arithmétique de la conductivité hydraulique a été employée.

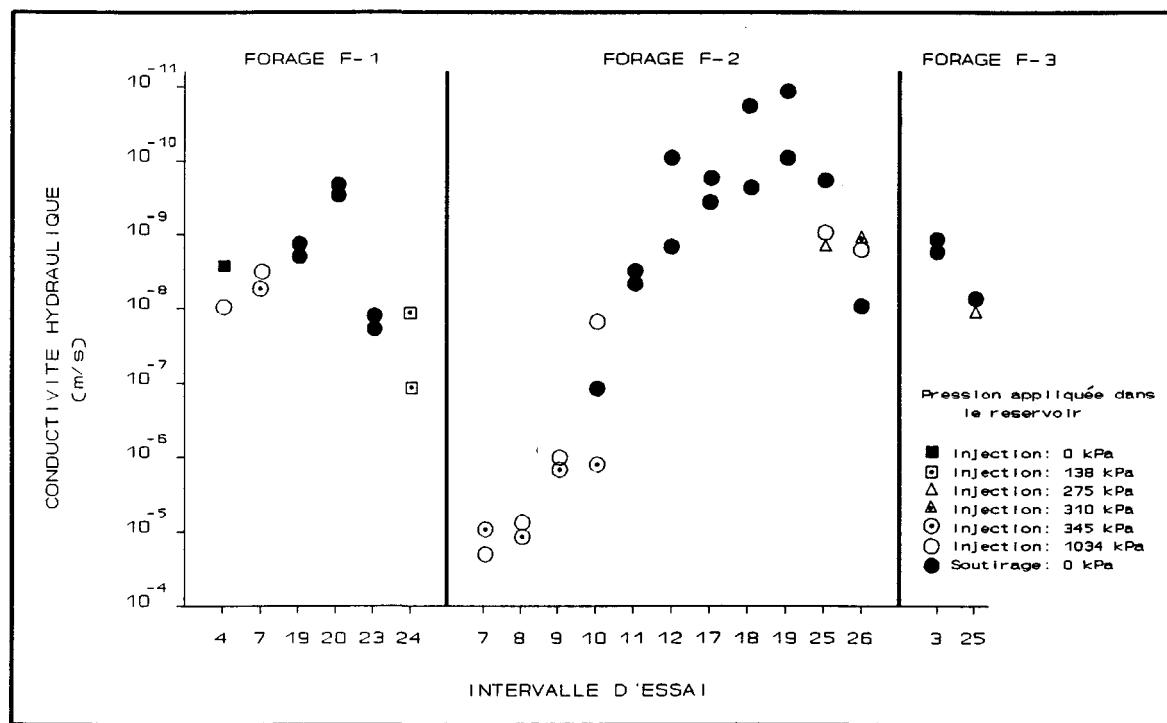


Figure 27: Estimation de la conductivité hydraulique dans des intervalles par plus d'un essai.

### 7.3 Crédation d'ouverture dans le massif rocheux

La création d'excavation dans un massif rocheux engendre des modifications importantes sur la structure de la roche en place, sur le champ de contraintes et sur l'écoulement de l'eau souterraine (Hudson, 1988). Trois processus contribuent à la formation de zone perturbée autour

des excavations souterraines: la redistribution des contraintes (Kelsall et al., 1984), les dommages causés par le sautage de la roche en place dû au dynamitage (Montazer et al., 1982, Pusch, 1989) et finalement l'altération de la roche dû à l'interaction eau-roche. La redistribution des contraintes au pourtour des ouvertures affecte la conductivité hydraulique du massif rocheux. Ces changements de conductivité hydraulique peuvent être causés en fracturant une roche originellement intact, en affectant l'ouverture des fractures existantes ou par des changements de structures cristallines de la roche.

Gale et al. (1977) montrent que l'intéraction entre les contraintes et les effets de relaxation autour d'ouvertures souterraines peut résulter en une variation de la conductivité hydraulique se traduisant par une zonation de  $K$ . Cette zonation est basée sur le principe que la conductivité hydraulique est inversement proportionnelle à la contrainte de confinement. Ainsi, à la figure 28 on peut voir que le réajustement dans le système de contrainte autour des différentes galeries de la mine Niobec, produit une diminution de la charge de pression en bordure de la galerie ( $H_{01}$ ) et qui est causé principalement par le dynamitage. Ensuite, à mesure qu'on s'éloigne de la face de la galerie la charge de pression ( $H_{02}$ ) augmente pour ensuite diminuer et atteindre une valeur moyenne correspondant à la charge de pression du massif rocheux intact ( $H_{03}$ ). Selon ce principe, les profils de la charge de pression et de la conductivité hydraulique sont divisés en trois zones. Les valeurs moyennes arithmétique de conductivité hydraulique pour chacune des zones ainsi que les distances à laquelle ces valeurs s'appliquent sont présentées au tableau 17.

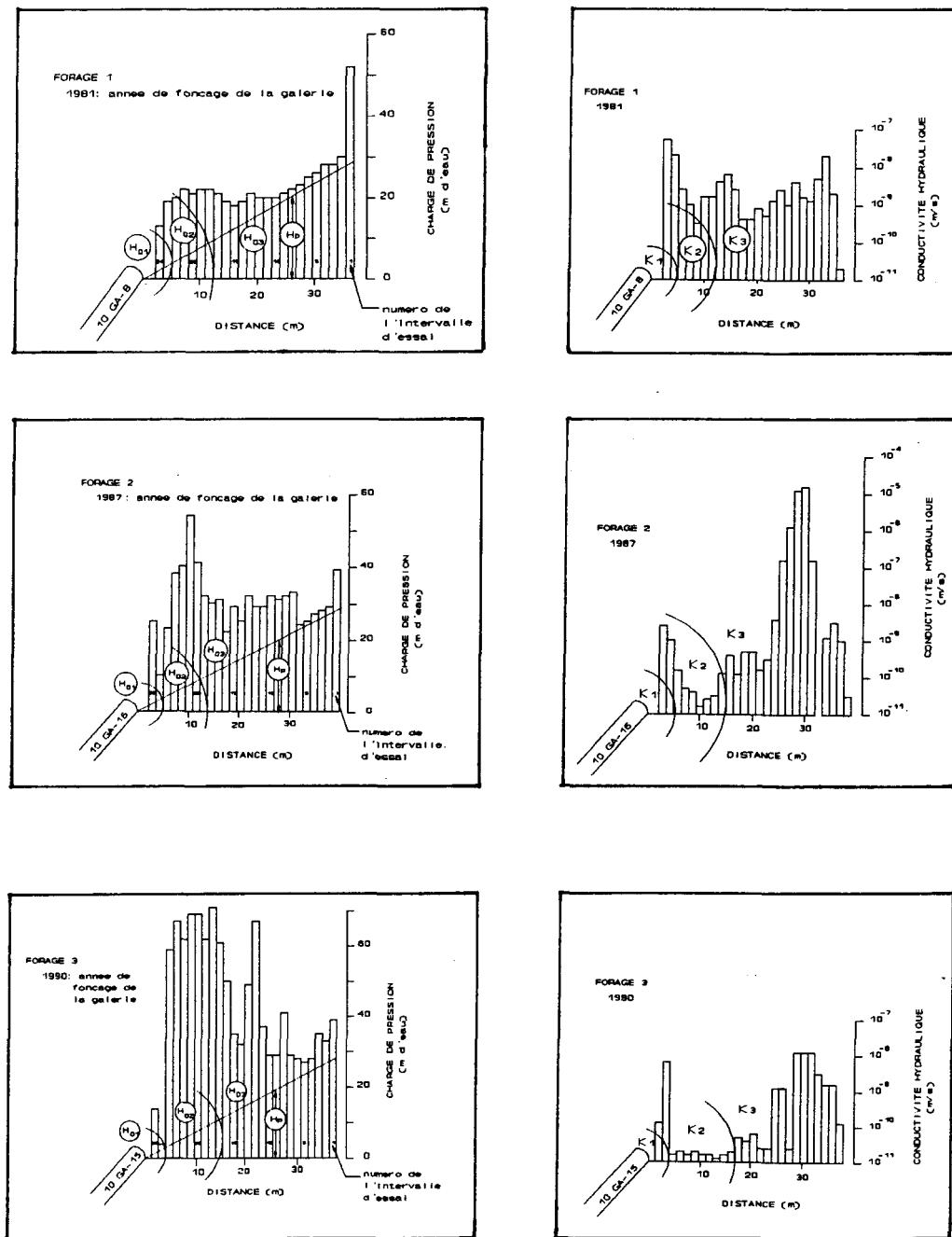


Figure 28: Profils de la charge de pression et de la conductivité hydraulique montrant les différentes zones.

Tableau 17: Valeurs moyennes de la conductivité hydraulique pour les différentes zones.

FORAGE	ZONE	LIMITE (m)	K (m/s)
1	1	4,69	$4,97 \times 10^{-9}$
	2	11,87	$1,74 \times 10^{-9}$
	3	36,23	$1,83 \times 10^{-9}$
2	1	4,62	$1,87 \times 10^{-9}$
	2	13,29	$5,97 \times 10^{-11}$
	3	38,85	$8,07 \times 10^{-9}$
3	1	4,03	$9,52 \times 10^{-10}$
	2	16,83	$2,27 \times 10^{-11}$
	3	38,22	$1,75 \times 10^{-9}$

Les zones perturbées par l'ouverture de galeries semblent s'étendre des parois de la galerie jusqu'à une distance variant de 12 à 17 mètres. Généralement, des parois de la galerie jusqu'à une distance d'environ 5 mètres (zone 1) des fractures seront créées par le sautage et celles existantes auront tendance à s'ouvrir. Entre 5 et 12 mètres (17 mètres pour le forage F-3), les fractures auront tendance à se refermer à cause de l'accroissement des contraintes engendrant par le fait même une diminution de la conductivité hydraulique (zone 2). A cette distance, le pic de charge de pression  $H_0$  ressort nettement et l'importance de ce pic est dans l'ordre F3 > F2 > F1 (fig. 28). Au-delà de cette distance, la roche en place semble être peu affectée par l'ouverture de galeries (zone 3). Ceci se traduit pour une valeur moyenne de conductivité hydraulique qui est très similaire dans les trois forages.

Les fortes valeurs de conductivité hydraulique obtenues dans les intervalles numéros 6 à 10 du forage F-2 sont reliées à la présence d'hétérogénéité locale du massif rocheux (zone fortement fracturée). Ce sont ces zones de fortes conductivités hydraulique qui affectent le plus le comportement hydraulique du massif rocheux.

#### 7.4 Effet temporel

Les valeurs de charge de pression les plus élevées ont été obtenues dans le forage F-3 et les valeurs les plus faibles dans le forage F-1. La galerie 8, où le forage F-1 a été effectué, a été ouverte en 1981, alors que la galerie 16 (forage F-2) a été ouverte en 1987 et finalement la galerie 15 (forage F-3) l'a été en 1990. On peut voir que les excavations des galeries 16 et 15 sont les plus rapprochées dans le temps et que l'allure des courbes de  $H_0$  mesurées sont très similaires dans les forages F-2 et F-3. Le forage F-1 (galerie 8) montre des valeurs de  $H_0$  généralement plus faibles dans les premiers mètres du forage comparativement aux forages F-2 et F-3 (figure 29).

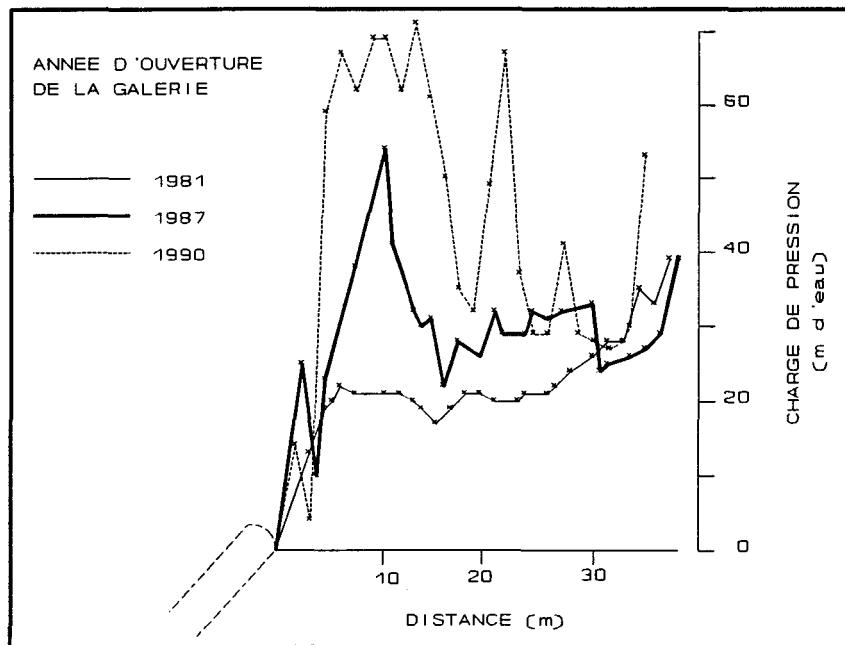


Figure 29: Profils des charges de pression.

Sur la figure 28, on peut interpréter comme un effet temporel: la variation du profil de la conductivité hydraulique en fonction de la distance de la face de galerie, et ce d'un forage à l'autre.

Il semble que plus la galerie est vieille, moins la zone perturbée est importante et plus la conductivité hydraulique dans cette zone est élevée. Ceci peut être relié à un ajustement du système de contrainte dans le temps. La figure 30 présente de façon schématique une interprétation de la variation possible avec le temps de la distribution des contraintes autour des ouvertures souterraines où ont eu lieu les essais hydrauliques en forage à partir des variations observées de conductivité hydraulique. Cette variation de conductivité hydraulique pourrait être également causée par l'effet d'autres excavations (galeries, chantier d'abattage) se trouvant à proximité des sites où on eu lieu les essais hydrauliques en forages.

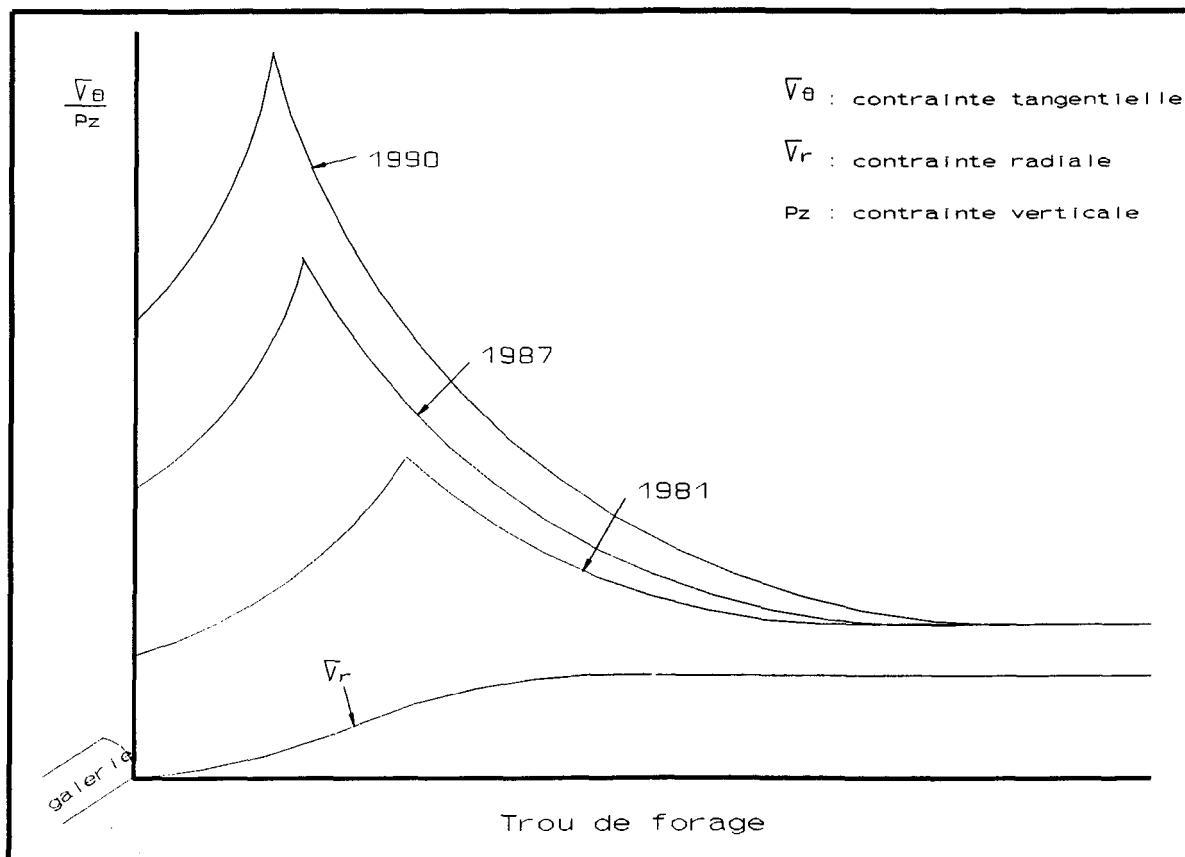


Figure 30: Variations de la distribution des contraintes autour d'une ouverture souterraine en fonction du temps (modifié de Goodman, 1980).

## 7.5 Causes d'erreurs sur les mesures de charge de pression

Plusieurs causes d'erreurs peuvent faire varier les valeurs de charge de pression naturelle ( $H_0$ ) et par le fait même l'estimation de la conductivité hydraulique (K) à partir des essais à charge constante.

Avant et pendant l'exécution des essais hydrauliques en forages, plusieurs paramètres ou manipulations doivent être déterminés ou exécutés avec soins. Par exemple, lors de l'exécution d'un forage, une avancée trop rapide de la couronne diamantée peut provoquer le bris de la roche près des fractures et les obstruer partiellement. La longueur de l'intervalle d'essai et la pression d'injection sont d'autres paramètres qui doivent être choisis avec soin afin d'obtenir les résultats les plus représentatifs possible. Un jeu d'obturateurs de trop faible diamètre comparativement au diamètre du trou de forage, combiné à une pression d'injection trop élevée, peut causer des fuites entre les obturateurs et la paroi du trou de forage. Une pression d'injection trop élevée peut causer également un écoulement turbulent dans les fractures et même faire ouvrir certaines fractures. En faisant varier la longueur de l'intervalle d'essai, on peut produire des changements significatifs de la conductivité hydraulique pour une même section de forage. Par exemple, on peut faire, dans un premier temps, des mesures hydrauliques avec un intervalle entre les deux obturateurs de 1,50 mètre et par la suite avec un intervalle de 0,50 mètre. Ceci pourra causer, pour une même zone dans le forage, une variation du nombre de fractures par intervalle d'essai donc une variation probable de la conductivité hydraulique.

L'échéancier serré prévu pour la réalisation des essais en forage limitait la durée d'un essai à environ 1.5 heure en moyenne. Dans bien des cas, la stabilisation de la pression naturelle dans l'intervalle était très lente à atteindre. Ainsi, la durée limitée des essais a pu engendrer une sous-estimation des valeurs de la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) principalement lorsque la valeur de la conductivité hydraulique (K) est faible.

Une autre source d'erreur est engendrée en supposant que la réalisation des essais à charge constante se fait en régime permanent ceci afin d'appliquer l'équation (9) présentée à la section 6.4.2. On suppose qu'à une certaine distance " $r_1$ " du forage la perturbation de la variation de la charge de pression  $\Delta H (H_0 - H_1)$  n'a plus d'effet. Dans cette ouvrage, la valeur de " $r_1$ " a été établie à 10 mètres. En réalité, la limite externe " $r_1$ " n'est pas maintenue à une pression fixe. On n'atteint donc pas rigoureusement le régime permanent comme le suppose l'approche de Thiém (1906), on doit parler plutôt de régime transitoire. La zone affectée par le pressurisation dans le forage prend ainsi continuellement de l'expansion avec le temps.

Egalement, l'obstruction de forages situés à proximité du forage F-2 peut être une des causes de l'augmentation de la pression observée dans certains intervalles. Ainsi, étant donné que cette variation a été observée là où la conductivité hydraulique était la plus élevée et où aucun pic de pression n'avait été observé lors du gonflement des obturateurs, on peut penser que les valeurs mesurées de  $H_0$  pour la totalité des essais sont sous-estimées. Il est fort probable également que la courte période de temps allouée à la stabilisation de la charge de pression à sa valeur naturelle  $H_0$  a engendré une sous-estimation de  $H_0$  à chacun des intervalles d'essai. Il a été observé également lors de la réalisation des essais hydraulique en forage que, plus la valeur de la conductivité hydraulique était faible plus la stabilisation de la charge hydraulique était longue. Ceci a pu entraîner une sous-estimation de  $H_0$ .

## VIII

### CONCLUSION

Afin d'évaluer les caractéristiques hydrogéologiques du massif rocheux dans lequel se trouve le gisement de la mine Niobec de St-Honoré, une compilation des données existantes sur la fracturation et l'hydrologie de la mine a été effectuée, en plus de diverses mesures faites sur le terrain. Egalement, trois nouveaux forages ont été exécutés au niveau 1000 dans lesquels des mesures hydrauliques ont été réalisées.

Les nouveaux relevés de fractures indiquent que les systèmes de fractures identifiés par Archambault (1978) et Thivierge (1979) aux niveaux supérieurs de la mine se retrouvent également aux niveaux inférieurs. Les données de longueur de traces des fractures suggèrent, si on veut faire une distinction entre fractures mineures et fractures majeures, que la limite entre les deux semble être à 2.70 mètres plutôt qu'à 1.50 mètre (Archambaut, 1978).

Les mesures du niveau de l'eau souterraine près de la surface laissent supposer un écoulement de l'eau souterraine presqu'à la verticale dans les dépôts meubles. L'écoulement de l'eau souterraine dans la partie superficielle du calcaire de Trenton se fait du nord vers le sud alors qu'il est de l'est vers l'ouest dans la partie profonde du calcaire de Trenton. L'absence de piézomètres à niveaux multiples n'a pas permis d'évaluer la composante verticale du gradient hydraulique dans le calcaire de Trenton.

Bien qu'une certaine quantité d'eau s'infiltre dans la mine, celle-ci peut être considérée comme relativement sèche. Aucune structure majeure ne recoupe les roches de la mine. Bien qu'il y a une légère variation, le débit d'exhaure estimé à partir de mesures effectuées dans les canaux

de drainage (1718 l/min) peut se comparer avec les résultats du débit moyen annuel soutiré de la mine (1216 l/min). Ces mesures de débit dans les caniveaux ont démontré que la plus grande quantité de l'eau s'infiltrant dans la mine le fait à partir des niveaux 600 et 1000 alors que le secteur centre du niveau 1000 semble être le plus perméable.

Si les observations de Raven (1977) faites sur différentes mines d'Abitibi sont applicables à la mine Niobec, alors le développement prévu aux niveaux 1150 et 1450 devrait engendrer une quantité minimale d'eau souterraine, sauf si une structure majeure se trouve à proximité des zones exploitées.

L'obstruction de forages à proximité du forage F-2 ont eu pour effet de faire augmenter la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) dans ce dernier forage. Également, la durée limitée de chacun des essais hydraulique n'a probablement pas permis, dans certains cas, d'obtenir la valeur réelle de  $H_0$ . La combinaison de ces deux paramètres fait en sorte que la valeur de  $H_0$ , pour un intervalle d'essai, est sans doute sous-estimée.

Dans les trois forages, les valeurs de la charge de pression naturelle ( $H_0$ ) ne montrent pas de diminution progressive au fur et à mesure qu'on se rapproche des parois des galeries. Ce phénomène est causé par la redistribution des contraintes au pourtour des excavations et par le sautage de la roche en place. Ainsi, en bordure des galeries, et ce jusqu'à une distance d'environ 5 mètres, on remarque que  $H_0$  est relativement faible. Ceci est causé par l'ouverture des fractures due au dynamitage. Entre 5 et environ 12 à 17 mètres, les fractures ont tendance à se refermer à cause de l'accroissement des contraintes dans cette zone engendrant par le fait même une augmentation de  $H_0$ . Finalement, au-delà de cette distance (12 à 17 mètres) la roche en place semble peu affectée par l'ouverture de galerie. Il est fort probable que si les trois forages avaient été prolongés d'avantage dans le massif rocheux, les valeurs mesurées de  $H_0$  auraient été de plus en plus élevées en s'éloignant de la galerie. Il aurait été possible alors de tracer le profil de

pression des eaux souterraines dans le massif rocheux et d'évaluer jusqu'à quelle distance le pompage des eaux de la mine perturbe hydrauliquement le massif rocheux.

Ces dernières observations démontrent qu'il existe une zonation de  $H_o$  en périphérie des galeries et implicitement une zonation de la conductivité hydraulique ( $K_1$ ,  $K_2$ ,  $K_3$ ).

Les galeries 8 (forage F-1), 16 (forage F-2) et 15 (forage F-3) ont été foncées respectivement en 1981, 1987 et 1990. On peut noter que l'ouverture des galeries 16 et 15 sont assez rapprochées dans le temps et que l'allure des courbes de  $H_o$  sont très similaires pour les forages F-2 et F-3. Le forage F-1 (galerie 8) montre des valeurs de  $H_o$  généralement plus faibles dans les premiers mètres du forage comparativement aux forages F-2 et F-3. Ces observations semblent vouloir démontrer, d'un forage à l'autre, l'effet temporel de la variation de  $H_o$  (ou de K) en fonction de la distance de la face de la galerie. Il semble que plus la galerie est vieille, plus la zone perturbée perd de l'importance et plus la conductivité hydraulique dans cette zone est élevée. Ceci pourrait être relié à un ajustement de la distribution des contraintes dans le temps.

## IX

### REFERENCES

- Archambault, G. 1978. Etude de fractures à la mine Niobec. Projet de fin d'étude. Université du Québec à Chicoutimi, Sciences de la Terre, 33p.
- Arjang, B. 1986. Field Stress determinations at the Niobec Mine, Chicoutimi, Quebec. Mining Research Laboratories, Division Report MRL 87-15. 20p.
- Banks, D. C. 1972. In Situ Measurements of Permeability in Basalt. Proceedings of the Symposium on Percolation Through Fissured Rock, Stuttgart, Germany.
- Bilodeau, C. 1981. Annuaire des puits et forages. Service des eaux souterraines; Ministère de l'environnement du Québec, Direction générale des inventaires et de la recherche: 698-699.
- Bouchard, M. 1981. Diagnose sommaire de la rivière des Vases. Ministère des Loisirs de la Chasse et de la Pêche, 15p.
- Darcy, H. 1856. Les Fontaines publiques de la ville de Dijon. Paris: Victor Dalmont, 647p.
- De Mello, V. F. B. and da Cruz, P. T. 1960. Some Quantitative Investigations on Curtain Grouting in Rock Foundations of Earth Dams. Proceedings, 1st Panamerican Conference on

Soil Mechanics and Foundation Engineering, Mexico, Vol II, p. 699, Sep.

Dimroth, E., Woussen, G. and Roy, D.W. 1981. Geological history of the Saguenay region, Quebec (Central Granulite Terrain of the Grenville Province): a working hypothesis. *Can. J. Earth Sci.*, 18: 1506-1522.

Doe, T., Osnes, J., Kenrick, M., Geier, J., Warner, S. 1987. Design of well testing programs for waste disposal in crystalline rock; In 6th congress of the International Society for rock mechanics, Montreal Canada 1987, 22p.

Doig, R. and Barton, J.M., Jr. 1968. Ages of Carbonatites and other alkaline rocks in Quebec. *Can. J. Earth Sci.*, 5: 1401-1407.

Fetter, C. W. 1988. Applied Hydrogeology. Second Edition. Merrill publishing company. 592p.

Fortin-Bélanger, M. 1977. Le complexe annulaire à Carbonatites de St-Honoré (P.Q. Canada) et sa minéralisation à Niobium. Etude pétrographique et géochimique. Thèse de doctorat (3<sup>e</sup> cycle) de Sciences de la Terre, Université Claude Bernard (Lyon), 200p.

Freeze, R.A. and Cherry, J.A. 1979. Groundwater. Prentice Hall, Inc. 604p.

Gagnon, G. et Gendron, L.A. 1977. The geology and current development of St-Honoré Niobium (Columbium) Deposits (abstract). 78th annual meeting of the CIMM, Program with abstracts.

Gagnon, G. 1979. Le complexe de carbonatite de St-Honoré et ses dépôts de Niobium. In: Woussen et al., (op. cit). pp 16-31.

Gagnon, H. 1974. La photo aérienne, son interprétation dans les études de l'environnement et de l'aménagement du territoire. Editions HRW Ltée. 278p.

Gale, J. E., Dugal, J. J. B., Lau, J. S. O., and Raven, R. G. 1977. Subsurface containment of solide radioactive waste - a progress report. Geol. Surv. Can. Project 740057, from: Report of activities, Part-A, pp. 393-398.

Géocon. 1974. Subsurface Investigation-tailing Area-Proposed Mining Development Niobec Inc., St-Honoré, Québec, 16p.

Géocon. 1990. Etude géotechnique et rapport de conception, agrandissement du parc à résidus; la Mine Niobec, St-Honoré, Québec, 30p.

Goodman, R. F. 1980. Introduction to rock mechanics. John Wiley and Sons, 478p.

Hudson, J. A. 1988. The understanding of measured changes in rock structure, in situ stress and water flow caused by underground excavation. 2nd International Symposium on Field Measurements in Geomechanics, Sakurai (ed.), pp. 605-612.

Kelsall, P. C., Case, J. B., Chabannes, C. R. 1984. Evaluation of excavation-induced changes in rock permeability. Int, J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 21, No. 3,

pp. 123-135.

Klenowski, G. et Phillips, R. N. 1988. Determination of groundwater inflow rates for longwall mining, german creek, bowen basin, queensland. The third International Mine Water Congress, Melbourne Australia. pp. 21-29.

Kumarapeli, S. 1976. The St-Lawrence rift system, related metallogeny and plate tectonic models of Appalachian evolution. In: D. F. Strong (Editor), Metallogeny and Plate Tectonics. Geol. Assoc. Can. Spec. Pap., 14: 301-320.

Kumarapeli, P. S. and Saull, V. A. 1966. The St-Lawrence valley system: a North American equivalent of the East African Rift valley system. Can. J. Earth Sci., 3: 639-658.

Lasalle, P., et Tremblay G. 1978. Dépôts meubles Saguenay-Lac-St-Jean. Ministère des Richesses Naturelles, Direction de la Recherche Géologique et minérale, RG. 191, 61p.

Les Laboratoires S.L. Inc. 1987. Expertise geotechnique, Mine Niobec, Parc à résidus, St-Honoré, Québec, 14p.

Logan, J. 1961. Estimation of electrical conductivity from chemical analysis of natural waters. Jour. Geophysical Research. vol. 66. pp. 2479-2483.

Louis, C. and Maini, Y. N. T. 1970. Determination of In Situ Hydraulic Parameters in Jointed Rock. Proceedings, Second Congress on Rock Mechanics, Belgrade, Vol 1. pp. 235-245.

Montazer, P., Chitombo, G., King, R. and Ubbes, W. F. 1982. Spatial distribution of permeability around CSM/ONWI room, Edgar Mine, Idaho Springs, Colorado. Proc. 23rd Symp. on Rock Mechanics, Berkeley, pp. 47-56.

Moye, D. G. 1967. Diamond Drilling for Foundation Exploration. Civil Engineering Transactions, Institution of Engineers, Australia, Vol CE9, No. 1, pp 95-100.

Pusch, R. 1989. Alteration of the Hydraulic Conductivity of Rock by Tunnel Excavation. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol 26, No.1, pp. 79-83

Raven, K. G. 1977. Preliminary Evaluation of Structural and Groundwater conditions in underground mines and excavations. Projet 740057. Report of Activities, Part A. Paper 77-1a. Geol. Surv. Can. p. 39-42.

Richards, L.A. 1954. Diagnosis and improvement of saline and alkali soils. Agric. Handbook 60, U.S. Dept. Agric. Washington, D.C. 160 p.

Rouleau, A., and Gale, J. E. 1985. Statistical characterization of the fracture system in the Stripa granite, Sweden. Int. J. Rock Mech. vol. 22. pp. 353-367.

Roy, D. W., Woussen, G., Dimroth, E. and Chown, E. H. 1986. The central Grenville Province: a zone of protracted over-lap between crustal and mantle processes. In: J. A. Moore, A. Davidson and A. J. Baer (Editors), New Perspectives on the Grenville Province. Geol. Assoc. Can., Spec. Pap., 31: 51-60.

Serafim, J. L. 1968. Chapter 3: Influence of Interstitial Water on Behavior of Rock Masses. Rock Mechanics in Engineering Practice, edited by K. G. Stagg and O. C. Zienkiewicz, Wiley, New York. pp. 55-97.

Serafim, K. L. 1972. Influence of Joint Water on the Stability of Structures in Rock: Drainage Measures. General Report Theme 4, Proceedings of the Symposium on Percolation Through Fissured Rock, Stuttgart, Germany.

Singh, R. N. et Athins, A.S. 1984. Application of analytical solutions to simulate some mine inflow problems in underground coal mining. Int. Jour. of Mine Water. Vol. 3 (4). pp. 1-27.

Snow, D. T. 1966. Three-Hole Pressure Test for Anisotropic Foundation Permeability. Rock Mechanics and Engineering Geology, Vol. IV, No. 4, pp 298-316.

Snow, D. T. 1968. Fracture deformation and changes of permeability and storage upon changes of fluid pressures. Quarterly of the Colorado School of Mines, Vol 63, No. 1, pp 201-244.

Stockwell, C. H. 1964. Fourth report on structural provinces, orogenies, and time classification of rocks of the Canadian Precambrian Shield. Geological Survey of Canada, Paper 64-17, part 11, pp. 1-21.

Techmat. 1990. Travaux de reconnaissance, Mine Niobec, St-Honoré, Québec. 9p.

Thiem, G. 1906. Hydrologische Methoden. Leipzig: Gebhardt. 56p.

Thivierge, S. 1979. Etude des fractures à la mine Niobec. Projet de fin d'étude. Université du Québec à Chicoutimi, Sciences de la Terre, 50p.

Thivierge, S., Roy, D. W., Chown, E.H. et Gauthier, A. 1983. Evolution du complexe alcalin de St-Honoré (Québec) après sa mise en place. Mineral. Deposita, 18: 267-283.

U. S. Office of Water Coordination. 1980. National Handbook of recommended methods for water-data acquisition. Geological Surveys. U.S. Department of the Interior, Reston, Virginia. Chap. 1, Surface Water.

Vallée, M. et Dubuc, F. 1970. St-Honoré Carbonatite Complex. Québec. Can. Inst. Min. Metal., Bull. 73, pp. 346-356.

Weast, R. C. 1979. CRC Handbook of Chemistry and Physics. Ed. Robert C. Weast, Ph. D. 60ième éditions, 1979-1980. p. D-261.

Wilson, C. R., Witherspoon, P. A., Long, J. C. S., Galbraith, R. M., Dubois, A. O. and McPherson, M. J. 1983. Large-scale hydraulic conductivity measurements in fractured granite. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 20, No.6, pp. 269-276.

Woussen, G., Gagnon, G., Bonneau, J., Bergeron, A., Dimroth, E., Roy, D.W. et Thivierge, S.: 1979. Lithologie et tectonique des roches Précambrrientes et des carbonatites du Saguenay-

Lac-St-Jean. Ass. géol. Can., réunion annuelle, livret-guide excursion A3. 49 p.

Zeigler, T. 1976. Determination of Rock Mass Permeability. US Army Engineers Waterways Experiments Stations, Technical Report S-76-2, Vicksburg, Mississippi. 88p.

## **ANNEXE A**

### **PLANS DE LA MINE**

Tableau A-1: Légende des figures de l'annexe A.

C5 - C3 (altéré)	Carbonatite C5 et C3 de type "a" intacte ou "b" altérée; dolomitique partiellement calcitique; foliée à brèchique à grain fin à moyen, de couleur blanche à rosée; avec des fragments de syénite; minéraux accessoires: apatite, biotite, magnétite.
C3C	Carbonatite C3 de type c; sous-type de nature calcitique, grain grossier, couleur blanche; absence d'altération ferrugineuse, abondance de phénocristaux de couleur bleue.
C3N	Carbonatite C3 de type n; dolomitique avec pyrochlore et columbite; foliée à grain fin, de couleur rose à rouge-brique; minéraux accessoires: apatite, hématite, magnétite; carbonatite de la zone 1.
C9	Carbonatite dolomitique fénitisée, pauvre en niobium, de couleur rouge; au contact de la limite sud.
Sy (i)	Syénite intacte; occurrence sous forme de xénolithes ou de traînées discontinues concordantes avec la foliation de la carbonatite; structure brèchique et zones broyées.
Cal	Calcaire de Trenton.
(1)	Station de mesure de fractures indice = numéro de la face d'observation
●	Point de mesure physico-chimique de l'eau et mesure de débit à la sortie des forages.
▲	Point de mesure de débit dans les caniveaux
—	Forage pour essai hydraulique

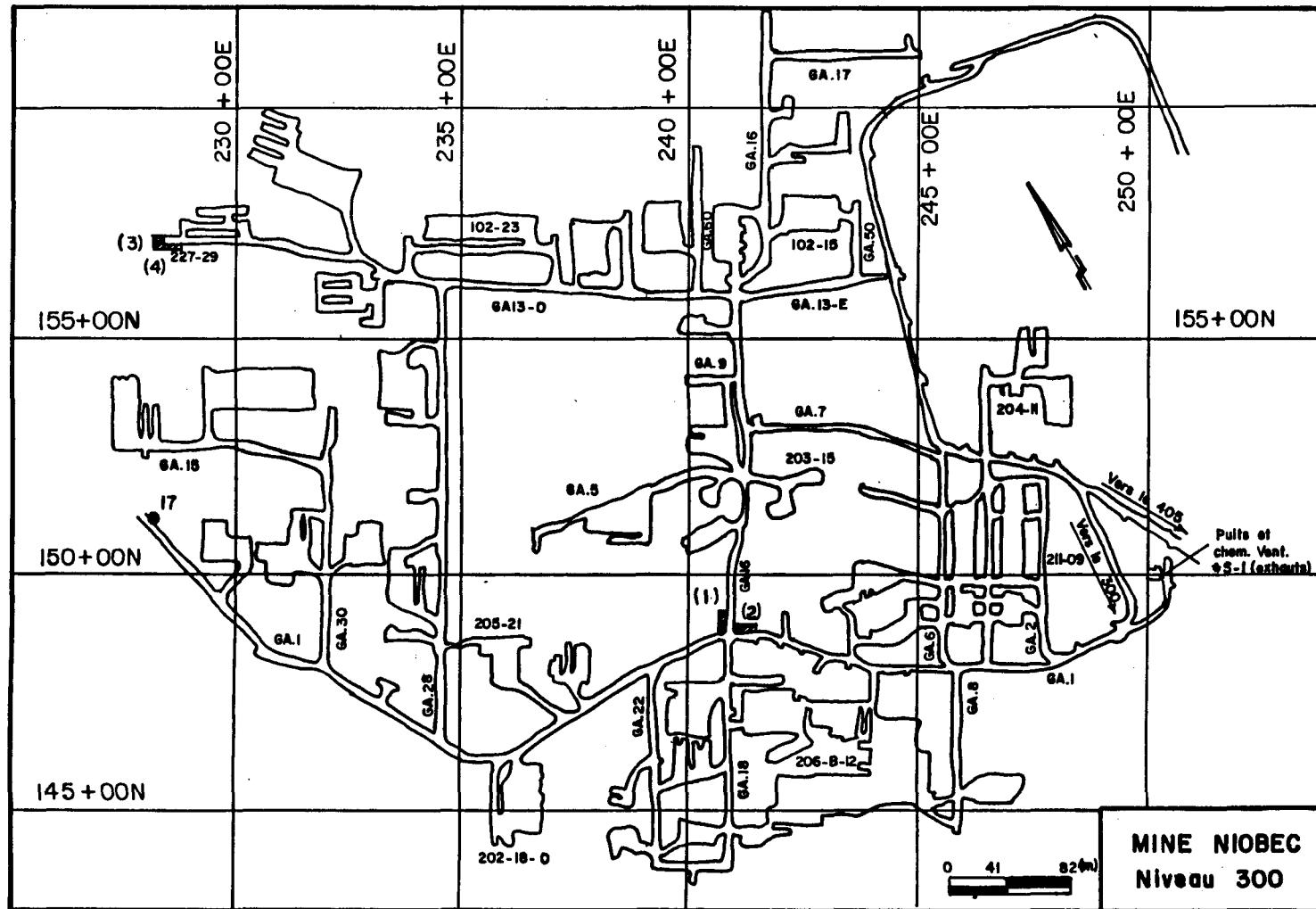


Figure A-1: Plan du niveau 300

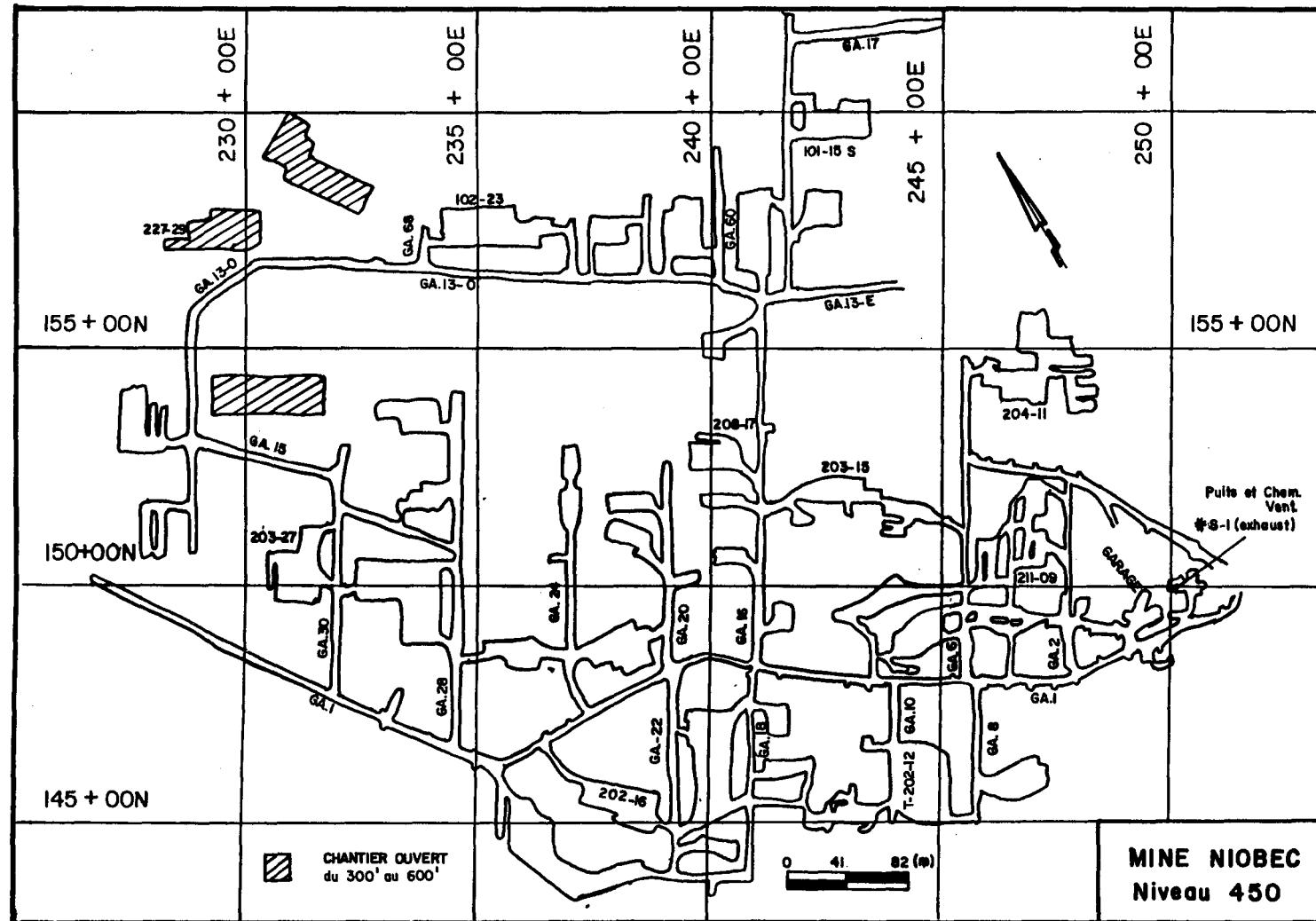


Figure A-2: Plan du niveau 450

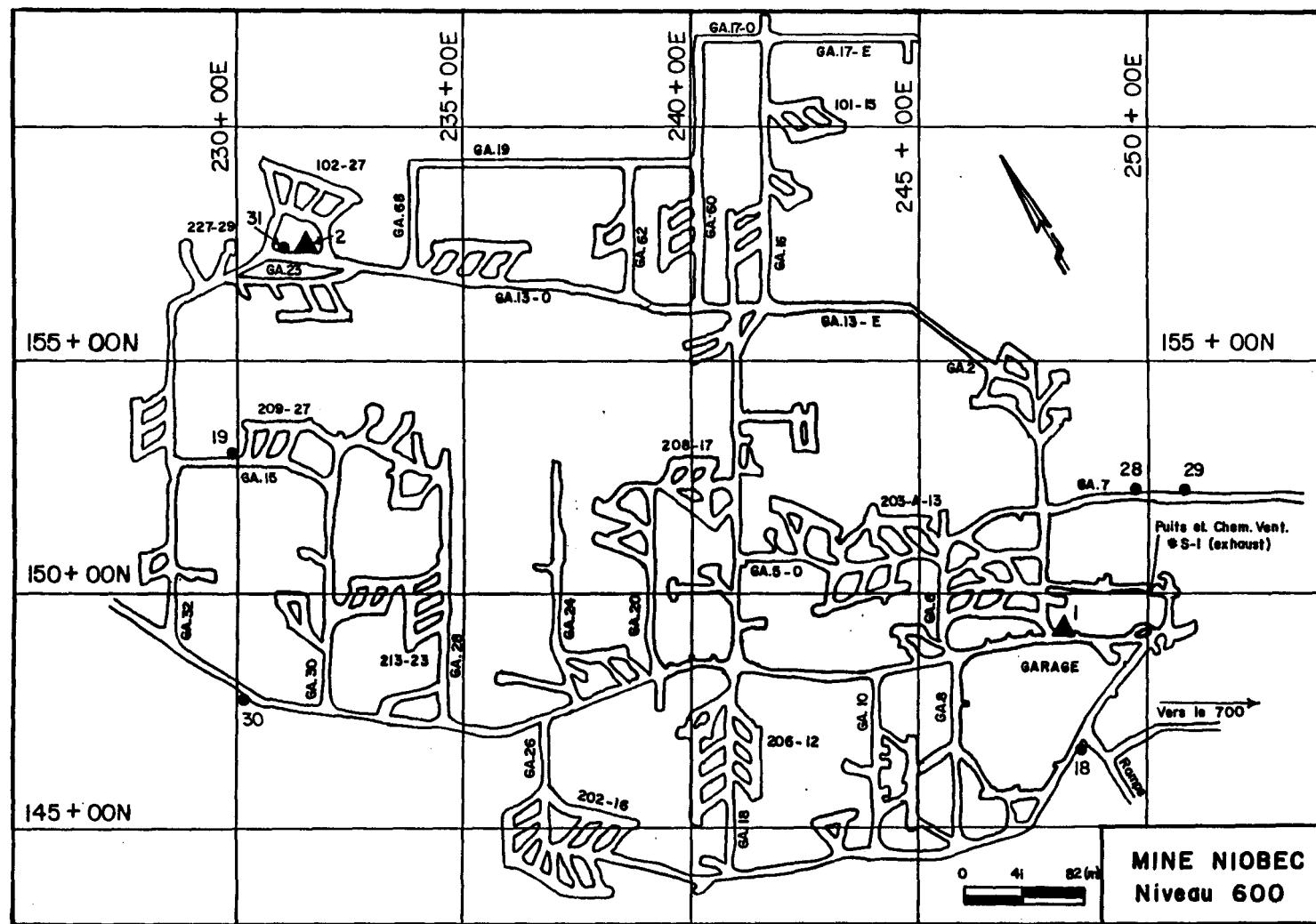


Figure A-3: Plan du niveau 600

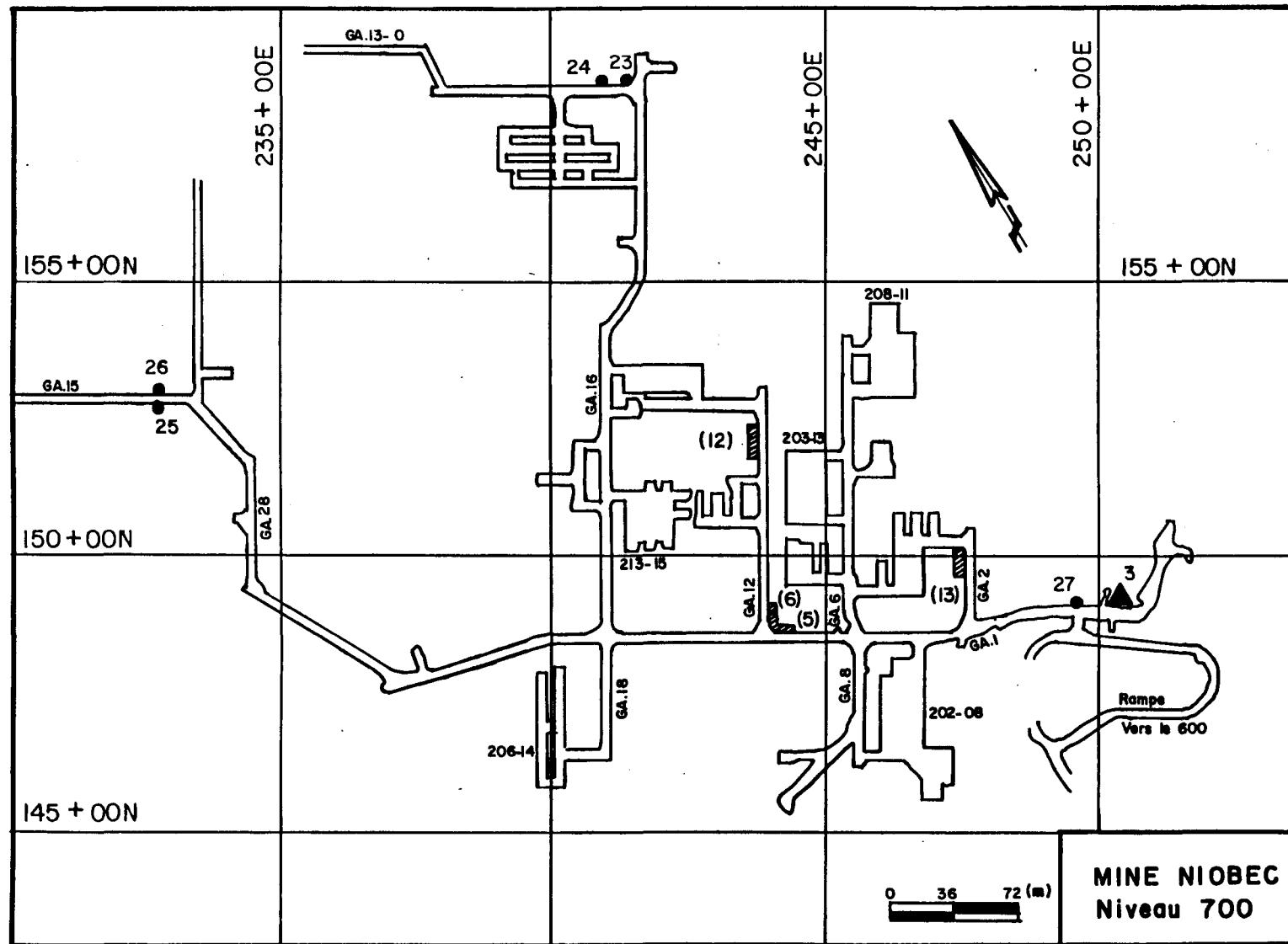


Figure A-4: Plan du niveau 700

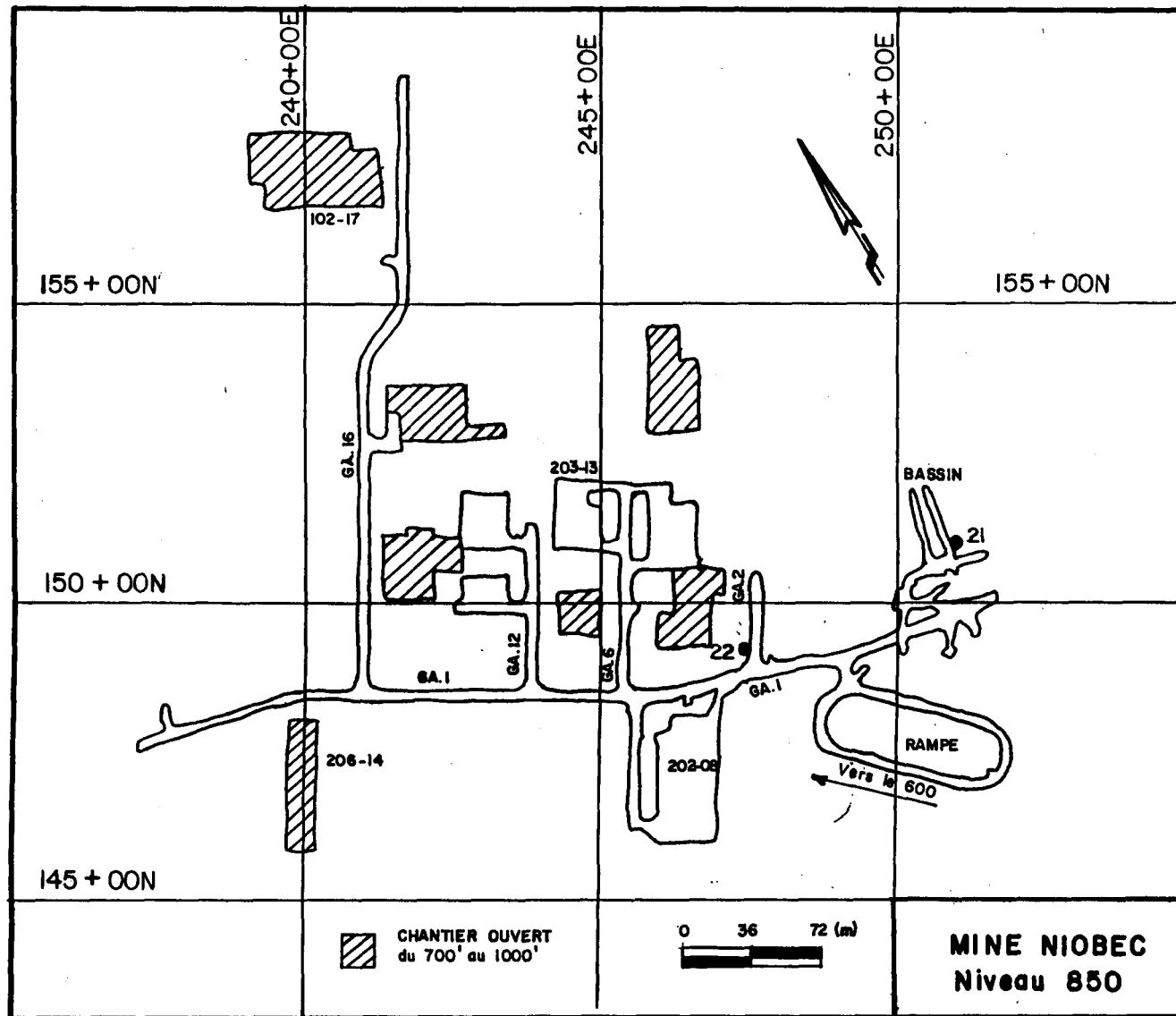


Figure A-5: Plan du niveau 850

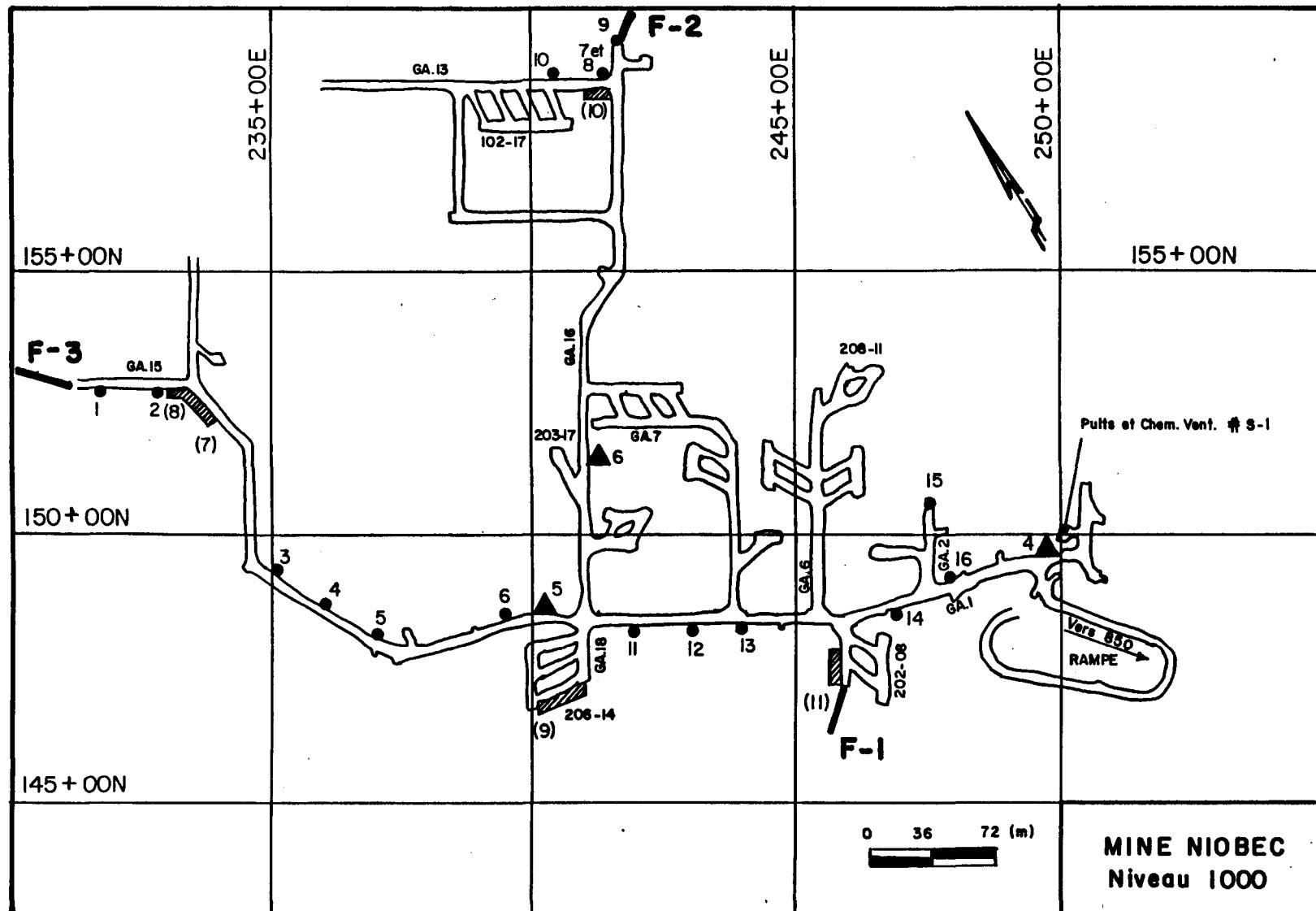


Figure A-6: Plan du niveau 1000

## **ANNEXE B**

### **RELEVES DE FRACTURES**

**Légende des tableaux B-1 à B-3**

Numéro = numéro de la face d'observation

Direction = direction de la fracture (convention du pendage à droite)

Pendage = pendage de la fracture

Traverse = numéro de la face d'observation

Type = 1: fracture mineure (< 1,50m)  
2: fracture majeure ( $\geq 1,50m$ )

Longueur = longueur de traces de la fracture sur la face d'observation

Distance = distance d'intersection de la fracture sur la ligne d'échantillonnage par rapport au début de cette ligne

Tableau B-1: Fractures relevés dans le calcaire de Trenton au niveau 300

## FACE D'OBSERVATION

Date des relevés = 5 juillet 1990

Face d'observation numéro, attitude et endroit de mesure  
 numéro 3, 300/90, niveau 300: chantier 227-29, face sud  
 numéro 4, 030/90, niveau 300: chantier 227-29, face ouest  
 Nombre de fractures mesurées= 17

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
1	99	51	3	1	0,42	0,48
2	146	84	3	1	0,26	1,00
3	163	76	3	1	0,34	1,30
4	149	27	3	2	4,00	1,80
5	330	76	3	1	0,23	2,48
6	344	80	3	1	0,35	2,96
7	346	83	3	1	0,64	4,18
8	002	75	3	1	0,20	5,08
9	119	23	3	1	0,75	5,64
10	143	16	3	2	4,00	6,25
11	169	70	3	1	0,28	7,00
12	154	73	3	1	0,29	8,00
13	104	30	3	1	0,41	8,30
14	181	25	4	1	0,62	0,36
15	156	49	4	1	0,54	1,45
16	164	37	4	2	2,60	1,74
17	166	46	4	1	0,30	2,54

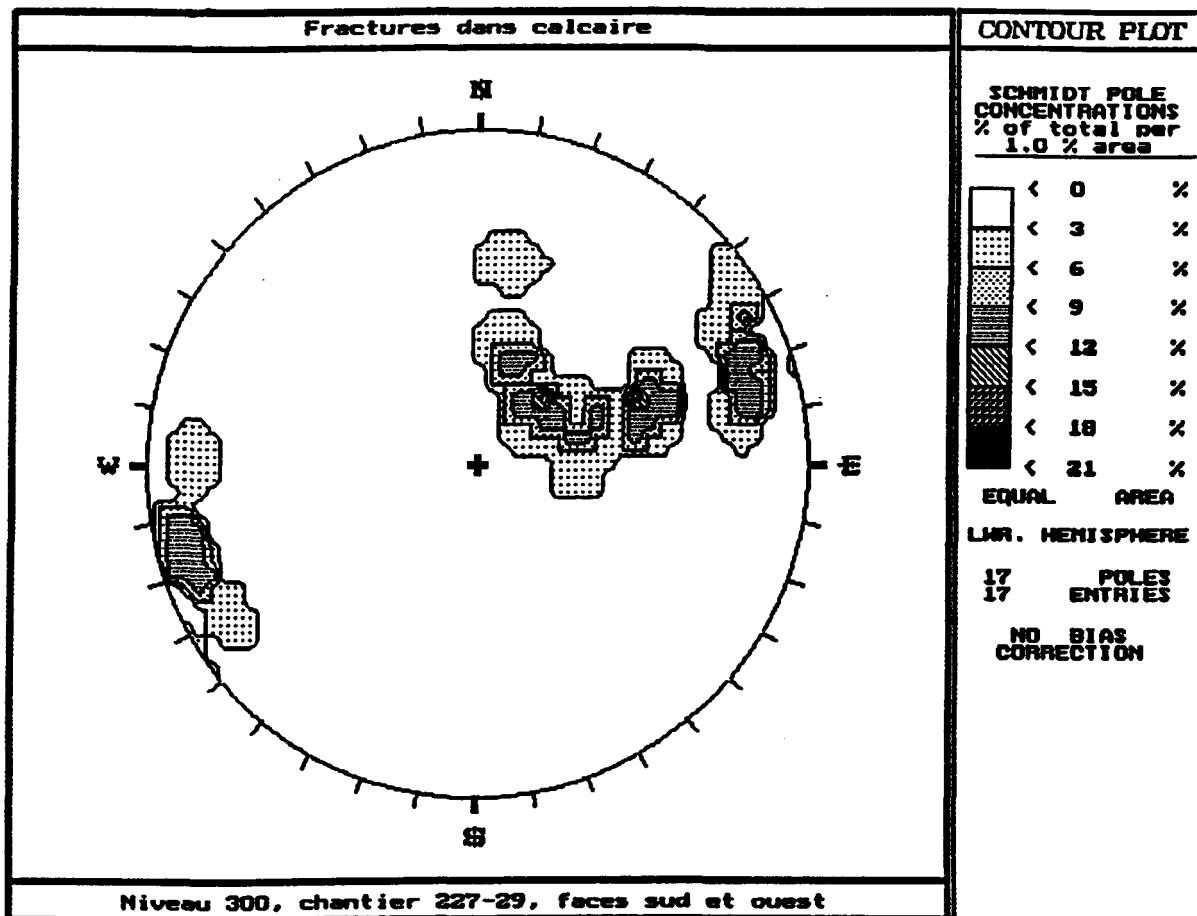


Figure B-1: Diagramme équiaire contourné des pôles de fractures dans le calcaire de Trenton.

Tableau B-2: Relevés de fractures mineures aux niveaux 700 et 1000

## FACE D'OBSERVATION

Date des relevés = juillet 1990, mars et avril 1991  
 Faces d'observation numéro, attitude et localisation  
 numéro 5, 124/90, niveau 700: intersection 7 GA-1 et 7 GA-12  
 numéro 6, 024/90, niveau 700: intersection 7 GA-1 et 7 GA-12  
 numéro 7, 350/90, niveau 1000: intersection 10 GA-15 et 10 GA-28  
 numéro 8, 312/90, niveau 1000: intersection 10 GA-15 et 10 GA-28  
 numéro 9, 283/90, niveau 1000: chantier 206-14, face sud  
 numéro 10, 294/90, niveau 1000: intersection 10 GA-13 et 10 GA-16  
 numéro 11, 032/90, niveau 1000: 10 GA-8, face ouest  
 numéro 12, 028/90, niveau 700: 7 GA-12, face ouest  
 numéro 13, 034/90, niveau 700: 7 GA-2, face ouest  
 Nombre de fractures mesurées= 200

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
1	211	88	5	1	0,60	0,00
2	254	32	5	1	0,42	0,23
3	285	23	5	1	0,33	0,85
4	189	54	5	1	0,14	1,30
5	060	73	5	1	0,64	1,76
6	008	62	5	1	0,69	1,86
7	076	69	5	1	0,89	1,95
8	240	62	5	1	0,27	2,18
9	245	45	5	1	1,30	2,28
10	236	81	5	1	0,45	2,51
11	234	68	5	1	0,41	2,62
12	220	77	5	1	0,81	2,78
13	322	17	5	1	0,70	2,93
14	323	65	5	1	0,19	3,21
15	261	72	5	1	0,52	3,50
16	250	69	5	1	1,40	3,73
17	334	64	5	1	0,44	3,56
18	249	48	5	1	0,21	3,77
19	269	21	5	1	0,16	3,78
20	328	19	5	1	0,27	3,85
21	267	30	5	1	0,12	4,90
22	266	45	5	1	0,97	5,67
23	094	80	5	1	0,85	6,00
24	199	87	5	1	0,60	7,06
25	037	87	5	1	0,39	8,08
26	093	38	5	1	0,85	8,50
27	024	78	5	1	0,91	8,70
28	264	84	5	1	0,15	10,75
29	039	70	5	1	1,30	10,90

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
30	045	32	5	1	1,30	11,15
31	086	18	5	1	0,36	12,30
32	265	77	5	1	0,61	12,45
33	277	32	5	1	0,61	12,40
34	356	63	5	1	0,67	12,20
35	046	77	5	1	0,53	12,50
36	273	58	5	1	0,39	13,75
37	268	57	5	1	0,61	13,75
38	026	86	5	1	0,92	14,20
39	014	85	5	1	0,97	14,26
40	080	82	5	1	1,25	15,00
41	012	81	5	1	0,84	14,46
42	193	55	5	1	0,92	14,70
43	295	57	6	1	0,45	1,00
44	135	19	6	1	0,69	1,11
45	074	72	6	1	1,25	1,35
46	285	30	6	1	0,23	1,60
47	074	70	6	1	0,50	2,29
48	096	42	6	1	1,20	3,50
49	105	54	6	1	0,40	3,60
50	070	20	6	1	0,40	3,70
51	084	17	6	1	0,51	3,85
52	128	21	6	1	0,20	3,85
53	054	65	6	1	0,23	4,00
54	083	28	6	1	0,56	4,20
55	310	71	6	1	1,35	4,80
56	071	41	6	1	0,71	5,20
57	254	79	6	1	0,18	5,10
58	057	64	6	1	0,60	6,70
59	347	51	6	1	1,30	6,30
60	000	76	6	1	1,35	8,55
61	071	73	7	1	0,20	1,00
62	012	68	7	1	0,30	1,30
63	006	58	7	1	1,00	1,30
64	312	71	7	1	1,00	2,10
65	111	77	7	1	1,00	1,30
66	320	17	7	1	0,60	4,10
67	272	61	7	1	0,15	6,20
68	038	82	7	1	0,30	9,50
69	054	84	7	1	0,40	10,20
70	032	42	7	1	1,10	10,60
71	052	89	7	1	0,50	10,90
72	077	86	7	1	1,40	12,70
73	098	71	7	1	1,30	12,80
74	077	83	7	1	1,00	13,30
75	076	51	7	1	1,10	13,60
76	256	13	7	1	1,10	16,30
77	304	39	7	1	0,30	16,50

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
78	097	30	8	1	0,20	0,80
79	076	88	8	1	0,40	1,60
80	083	67	8	1	0,30	2,35
81	138	52	8	1	0,50	2,60
82	176	38	8	1	0,80	3,30
83	179	70	8	1	0,50	4,10
84	191	82	8	1	1,00	5,00
85	194	57	8	1	0,50	5,00
86	053	69	8	1	0,30	5,10
87	217	12	8	1	1,00	7,30
88	075	28	8	1	0,50	8,20
89	142	76	8	1	0,50	8,30
90	259	73	8	1	0,50	9,80
91	035	55	8	1	1,00	9,90
92	191	08	8	1	0,30	10,70
93	257	83	8	1	1,00	12,00
94	257	81	8	1	1,00	13,00
95	276	09	8	1	0,70	13,50
96	048	83	8	1	0,50	14,50
97	347	20	8	1	0,80	16,30
98	011	17	8	1	1,00	16,40
99	119	71	9	1	0,60	0,00
100	058	87	9	1	0,90	0,70
101	046	87	9	1	1,23	1,40
102	139	24	9	1	0,80	3,67
103	118	26	9	1	1,40	6,20
104	148	39	9	1	0,30	6,70
105	154	57	9	1	1,40	7,00
106	139	82	9	1	1,00	10,00
107	091	86	9	1	0,40	17,00
108	169	15	10	1	0,60	0,00
109	324	61	10	1	1,05	1,65
110	114	59	10	1	0,90	4,00
111	106	37	10	1	1,05	7,00
112	078	43	10	1	0,45	9,50
113	064	49	10	1	0,30	11,70
114	066	31	10	1	0,60	12,40
115	134	33	10	1	0,60	12,70
116	076	42	10	1	1,20	14,70
117	163	17	10	1	1,20	15,30
118	247	82	11	1	0,15	1,76
119	034	40	11	1	0,90	5,30
120	025	58	11	1	0,60	8,50
121	066	80	11	1	1,20	9,60
122	057	52	11	1	1,20	12,25
123	052	53	11	1	1,20	12,50
124	066	58	11	1	0,30	14,60
125	072	06	11	1	0,90	17,00

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
126	079	01	11	1	0,90	17,00
127	023	47	11	1	1,20	17,10
128	019	73	11	1	0,30	17,50
129	080	24	11	1	0,30	17,60
130	028	68	11	1	0,60	17,85
131	105	36	11	1	0,60	18,40
132	066	58	11	1	0,60	19,80
133	054	73	11	1	0,30	20,60
134	041	76	11	1	0,30	20,80
135	231	72	11	1	0,60	21,00
136	242	86	11	1	1,20	21,40
137	304	51	11	1	0,60	22,00
138	052	55	11	1	0,30	22,40
139	065	62	11	1	0,30	22,40
140	222	89	11	1	0,30	22,70
141	047	79	12	1	1,05	0,60
142	235	74	12	1	1,20	0,70
143	241	69	12	1	0,60	1,30
144	079	86	12	1	0,60	1,80
145	213	15	12	1	1,05	2,35
146	083	57	12	1	1,40	2,70
147	092	58	12	1	0,75	3,20
148	173	18	12	1	0,60	3,40
149	344	16	12	1	0,60	3,40
150	210	69	12	1	0,45	3,55
151	065	61	12	1	0,60	4,15
152	063	68	12	1	1,40	4,30
153	094	32	12	1	0,90	4,50
154	075	61	12	1	0,90	4,60
155	084	51	12	1	0,30	4,70
156	223	89	12	1	0,45	5,75
157	096	50	12	1	1,35	5,80
158	099	39	12	1	1,20	7,90
159	073	36	12	1	0,90	8,50
160	075	27	12	1	0,90	9,20
161	175	29	12	1	0,60	9,40
162	186	75	12	1	0,45	9,90
163	037	50	12	1	0,60	11,80
164	175	78	12	1	0,60	14,10
165	246	53	12	1	0,45	14,70
166	084	35	12	1	0,60	15,40
167	162	45	12	1	0,75	16,00
168	135	15	12	1	0,60	16,60
169	218	24	12	1	0,30	17,00
170	078	66	12	1	1,20	17,20
171	260	47	13	1	0,60	1,30
172	018	68	13	1	0,40	3,30
173	175	71	13	1	0,50	4,70

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
174	275	25	13	1	0,80	5,80
175	312	71	13	1	0,60	6,10
176	033	49	13	1	0,70	7,55
177	117	75	13	1	1,00	7,60
178	106	83	13	1	0,30	7,75
179	201	35	13	1	1,20	8,80
180	133	58	13	1	1,20	8,10
181	149	38	13	1	1,10	8,10
182	290	68	13	1	1,00	10,50
183	098	73	13	1	0,90	11,00
184	109	77	13	1	0,20	11,10
185	086	85	13	1	0,15	13,00
186	269	49	13	1	0,20	13,75
187	225	40	13	1	0,70	14,70
188	082	55	13	1	1,00	14,75
189	132	63	13	1	0,60	16,40
190	102	31	13	1	1,30	17,00
191	084	53	13	1	0,50	18,20
192	068	81	13	1	0,60	18,40
193	251	21	13	1	0,40	18,55
194	076	77	13	1	0,20	18,70
195	117	57	13	1	0,10	18,60
196	094	57	13	1	0,90	18,80
197	268	25	13	1	0,30	19,20
198	162	03	13	1	0,50	19,45
199	289	53	13	1	1,20	20,00
200	132	42	13	1	0,50	20,60

Tableau B-3: Relevés de fractures majeures aux niveaux 700 et 1000

## FACE D'OBSERVATION

Date des relevés = juillet 1990, mars et avril 1991  
 Face d'observation numéro, attitude et localisation  
 numéro 5, 124/90, niveau 700: intersection 7 GA-1 et 7 GA-12  
 numéro 6, 024/90, niveau 700: intersection 7 GA-1 et 7 GA-12  
 numéro 7, 350/90, niveau 1000: intersection 10 GA-15 et 10 GA-28  
 numéro 8, 312/90, niveau 1000: intersection 10 GA-15 et 10 GA-28  
 numéro 9, 283/90, niveau 1000: chantier 206-14, face sud  
 numéro 10, 294/90, niveau 1000: intersection 10 GA-13 et 10 GA-16  
 numéro 11, 032/90, niveau 1000: 10 GA-8, face ouest  
 numéro 12, 028/90, niveau 700: 7 GA-12, face ouest  
 numéro 13, 034/90, niveau 700: 7 GA-2, face ouest  
 Nombre de fractures mesurées= 146

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
1	247	57	5	2	2,20	2,14
2	243	73	5	2	4,00	2,93
3	303	19	5	2	3,00	3,70
4	266	40	5	2	1,56	4,00
5	016	64	5	2	2,15	5,10
6	258	08	5	2	7,00	6,60
7	225	86	5	2	1,75	7,65
8	021	72	5	2	2,10	8,23
9	032	55	5	2	1,50	10,35
10	267	85	5	2	1,50	11,60
11	262	69	5	2	5,00	13,00
12	004	14	5	2	1,56	9,65
13	273	79	5	2	2,17	13,34
14	286	61	6	2	2,00	0,00
15	286	48	6	2	2,00	0,18
16	279	65	6	2	3,00	0,35
17	103	38	6	2	2,10	2,00
18	055	75	6	2	2,15	2,36
19	325	68	6	2	1,60	3,00
20	084	52	6	2	2,05	3,25
21	067	47	6	2	2,05	4,35
22	030	13	6	2	15,00	5,90
23	087	27	6	2	11,00	6,30
24	081	12	6	2	1,60	10,42
25	025	79	6	2	1,60	11,60
26	021	58	6	2	2,24	13,25
27	205	18	7	2	2,00	0,50
28	137	65	7	2	2,00	0,90
29	173	11	7	2	1,50	0,90

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
30	182	21	7	2	1,50	0,90
31	286	79	7	2	2,00	1,70
32	118	52	7	2	4,00	1,50
33	101	88	7	2	1,60	2,80
34	325	43	7	2	1,50	3,00
35	276	72	7	2	4,00	3,60
36	304	35	7	2	4,00	4,00
37	273	80	7	2	2,00	4,20
38	201	13	7	2	1,80	4,50
39	277	83	7	2	4,00	5,00
40	216	06	7	2	4,00	6,00
41	063	87	7	2	1,80	7,00
42	062	63	7	2	6,00	7,60
43	186	70	7	2	2,50	8,50
44	169	66	7	2	1,50	10,50
45	258	15	7	2	4,00	11,30
46	081	83	7	2	4,00	12,00
47	065	49	7	2	5,00	14,20
48	098	08	7	2	1,50	14,50
49	053	89	7	2	2,00	15,50
50	351	14	7	2	4,00	16,30
51	041	10	7	2	4,00	16,40
52	126	06	7	2	1,80	16,60
53	047	17	7	2	4,00	16,75
54	305	14	7	2	2,50	17,00
55	181	77	7	2	4,00	17,20
56	002	86	7	2	2,00	17,50
57	054	58	7	2	7,00	19,00
58	136	47	8	2	4,00	0,90
59	068	88	8	2	4,00	1,20
60	073	64	8	2	4,00	1,30
61	083	60	8	2	4,00	1,80
62	114	73	8	2	4,00	2,70
63	228	19	8	2	4,00	3,50
64	061	61	8	2	4,00	4,00
65	193	13	8	2	4,00	4,50
66	061	74	8	2	4,00	5,50
67	175	65	8	2	4,00	7,20
68	234	84	8	2	4,00	8,30
69	220	09	8	2	4,00	8,50
70	206	25	8	2	4,00	8,50
71	281	61	8	2	2,00	9,00
72	335	11	8	2	2,00	9,00
73	188	07	8	2	4,00	10,20
74	201	26	8	2	2,00	11,00
75	300	25	8	2	1,50	11,50
76	259	33	8	2	1,50	11,50
77	258	15	8	2	4,00	12,20

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
78	254	44	8	2	4,00	12,60
79	079	80	8	2	2,00	13,70
80	267	14	8	2	4,00	14,00
81	059	75	8	2	4,00	16,00
82	084	62	8	2	4,00	16,20
83	160	86	8	2	2,00	16,70
84	170	34	9	2	1,75	1,80
85	097	23	9	2	3,00	2,65
86	254	71	9	2	5,00	3,80
87	161	62	9	2	3,00	4,70
88	138	38	9	2	1,50	6,00
89	144	47	9	2	2,00	8,50
90	216	17	9	2	1,75	8,70
91	069	85	9	2	3,50	9,75
92	059	55	9	2	4,00	10,40
93	071	52	9	2	4,00	10,60
94	072	47	9	2	5,00	11,00
95	136	80	9	2	4,00	11,00
96	261	84	9	2	4,00	11,20
97	094	85	9	2	4,00	15,90
98	124	34	9	2	5,00	18,50
99	165	14	9	2	16,00	19,00
100	169	08	10	2	1,50	0,00
101	169	22	10	2	5,00	0,40
102	129	43	10	2	4,00	5,00
103	274	71	10	2	1,80	6,00
104	169	79	10	2	2,40	9,80
105	157	66	10	2	2,40	9,80
106	129	09	10	2	2,70	15,00
107	056	62	11	2	1,80	0,92
108	083	62	11	2	2,40	1,47
109	093	15	11	2	2,40	2,00
110	075	68	11	2	2,10	2,30
111	042	46	11	2	1,50	4,20
112	089	17	11	2	4,30	4,50
113	109	18	11	2	2,10	8,40
114	085	20	11	2	3,65	8,60
115	072	38	11	2	2,10	9,30
116	082	52	11	2	1,50	13,70
117	094	22	11	2	2,40	14,70
118	004	53	11	2	4,00	15,50
119	014	61	11	2	4,00	18,30
120	179	50	11	2	1,50	18,80
121	061	62	11	2	4,00	19,15
122	082	29	11	2	4,50	22,40
123	246	69	12	2	4,00	1,10
124	035	82	12	2	4,00	1,15
125	052	74	12	2	4,00	3,40

Numéro de la fracture	Direction	Pendage	Traverse	Type	Longueur (m)	Distance (m)
126	090	65	12	2	1,80	5,20
127	258	64	12	2	4,00	5,75
128	098	78	12	2	4,00	6,20
129	073	56	12	2	4,00	6,50
130	275	42	12	2	1,80	6,60
131	010	83	12	2	4,00	8,20
132	342	47	12	2	4,00	9,00
133	019	87	12	2	1,80	10,95
134	197	82	12	2	4,00	11,15
135	040	57	12	2	4,00	12,60
136	077	31	12	2	4,00	12,90
137	010	83	12	2	1,80	13,20
138	078	28	12	2	4,00	14,00
139	214	50	12	2	4,00	14,60
140	068	40	12	2	4,00	16,60
141	006	68	12	2	2,15	18,00
142	175	86	13	2	1,70	5,70
143	197	22	13	2	3,60	11,60
144	194	25	13	2	1,80	12,00
145	215	72	13	2	4,00	15,50
146	272	13	13	2	2,50	19,80

## **ANNEXE C**

### **CAROTTES DE FORAGE**

### **Légende des tableaux C-1 à C-3**

Numéro = numéro de la fracture

Profondeur = profondeur d'interception de la fracture par rapport au début du forage

Type de discontinuité

F = fracture  
G = géode  
Z = zone fracturée

Type de remplissage

Ap = apatite  
Ba = barytine  
Bi = biotite  
Ca = calcite  
Ch = chlorite  
Fl = fluorine  
Fk = felspath potasique  
Hem = hématite  
I = indéterminé  
Mg = magnétite  
Qz = quartz  
Py = pyrite

Tableau C-1: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche.

FORAGE F-1

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
1	0,28	Z	-
2	0,65	F	Ca
3	0,97	F	Ca
4	1,13	F	Ch
5	1,17	F	Ch
6	1,24	F	Ca+Ch
7	1,31	F	Ca
8	1,44	F	Ch
9	1,49	F	Ch
10	1,67	F	Ca
11	1,76	F	Ca
12	2,13	Z	Ca
13	2,48	F	Ch
14	2,64	F	Ca
15	2,77	F	Ch
16	3,01	F	Ca+Ba
17	3,11	F	Ca
18	3,16	F	Ca+Ba+Ch
19	3,21	F	-
20	3,54	Z	-
21	3,77	F	Ca+Ch
22	4,10	F	-
23	4,19	F	Ca+Ch
24	4,22	G	Ca
25	4,43	F	F1
26	4,57	G	Ca
27	4,68	F	Ch
28	5,28	F	Ch
29	7,02	F	-
30	7,21	F	-
31	7,42	F	Ch
32	7,59	F	Ch
33	7,67	F	Ch
34	7,90	F	-
35	7,97	F	Ch
36	8,17	F	Py+Ch
37	8,29	F	Ch
38	9,00	F	Ca+Ch
39	9,37	F	Ca+Ch
40	9,44	F	Ch
41	9,50	Z	Ch
42	9,63	F	Ch
43	9,74	F	Py

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
44	10,03	F	Ch
45	10,19	F	Ch+Fk
46	10,25	F	Ch
47	10,36	F	Ca+Bi
48	10,54	F	Fk+Ch
49	10,64	F	Ca+Ch
50	10,68	F	Fk+Ch
51	10,76	F	Ca+Ch
52	10,86	F	Fk+Ch
53	10,88	F	Fk+Ch
54	11,02	F	Fk+Ch
55	11,02	F	Fk+Ch
56	11,32	Z	Ch
57	11,34	F	Ch
58	11,72	F	Ch
59	12,01	F	Ch
60	12,15	Z	Ch
61	12,40	F	Ch
62	13,04	G	Ca+Ba
63	13,24	F	Ch+Fk
64	13,54	G	Ba
65	13,58	F	-
66	13,77	F	Ch
67	14,00	F	Ca+Ch
68	14,65	F	Ch
69	15,30	F	Ca+Ch
70	15,54	F	-
71	16,50	F	Ch
72	16,77	F	Ch+Py
73	16,90	F	Ch+Py
74	16,92	F	Ch
75	17,30	F	Ca+Bi
76	17,82	Z	Ch
77	18,03	F	Ch+Py
78	18,08	F	Ch+Py
79	18,67	F	Ch+Py
80	19,05	F	Ch+Qz
81	18,80	F	Ch+Qz+Py
82	18,84	F	Ch+Qz+Py
83	19,10	F	Ch
84	19,32	F	Ch
85	19,46	F	Ch
86	19,48	F	Ch+Py
87	19,78	F	-
88	19,90	F	Ch+Py
89	20,13	F	-
90	20,81	F	Ch
91	21,00	G	Ba

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
92	21,22	F	Ba
93	21,40	F	Ch
94	21,56	F	Ch
95	21,59	F	Ch
96	21,72	F	Ch+Py
97	21,78	F	Ba
98	21,86	F	Ch+Fk
99	21,91	F	Qz+Py
100	21,95	F	Ch+Py
101	22,37	F	Ch
102	22,40	F	Qz
103	22,62	F	Ch+Ca
104	23,11	F	Ch
105	23,24	F	Ch+Py
106	23,45	F	Ch+Py
107	23,76	F	Ca
108	23,87	F	-
109	24,07	F	Ch
110	24,22	F	Ch+Py
111	24,36	F	Ca+Ba
112	24,38	F	Ca+Ba
113	24,43	F	Ch
114	24,46	F	Ch
115	24,54	F	Ch
116	24,57	F	Ch
117	24,78	F	Ca
118	25,00	F	Ch
119	25,54	F	Fk
120	25,80	F	Hem
121	25,91	F	Ch
122	26,30	F	Hem
123	26,57	F	Ch
124	27,62	G	Ba
125	27,85	G	Ba
126	28,53	F	Py
127	28,71	F	Py+Qz
128	28,81	F	Ch+Py
129	28,89	F	Ch+Py+Fk
130	29,42	F	Ch+Py
131	29,47	F	-
132	29,56	F	-
133	29,86	F	Ch
134	30,03	F	Ch+Py
135	30,24	F	Ch
136	30,48	F	Ch+Py
137	30,62	F	-
138	30,65	F	-
139	30,74	F	Ch

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
140	31,72	F	Ch+Fk
141	32,03	F	Ch
142	32,39	F	Ca
143	32,71	F	Ch
144	32,72	F	-
145	33,07	G	Ca
146	33,33	F	Ch
147	33,61	F	Ca+Ba
148	33,98	F	Ch
149	34,96	F	Ch
150	35,02	G	Ca+Ba
151	35,94	F	Ch
152	37,16	F	Ch
153	37,81	F	Qz
154	37,93	F	Ch+Bi
155	37,98	F	Ch+Bi
156	38,64	F	Ch
157	39,73	F	Ch
158	40,08	F	Ch+Bi
159	40,16	F	Ch+Bi

Tableau C-2: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche.

FORAGE F-2

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
1	0,12	F	-
2	0,28	Z	-
3	0,45	F	-
4	0,50	Z	-
5	0,54	F	Ch
6	0,80	F	Ch
7	0,88	F	Ch
8	0,92	F	Ch
9	1,02	F	Ch
10	1,16	F	Ch+Py
11	1,65	Z	Ch
12	1,78	F	Ch
13	1,99	F	Ch+Py
14	2,54	F	Ch
15	2,64	F	Ch+Py
16	2,67	F	Ch+Py
17	3,47	Z	-
18	4,12	F	Ca
19	4,53	F	Ca+I
20	4,65	G	Ba
21	4,80	F	Ch+I
22	5,24	F	Ch+I
23	5,56	F	I
24	6,13	F	Ca+Ch
25	6,58	F	Ca+Ch
26	7,25	F	Ca+Bi
27	7,41	F	Ca+I
28	8,06	F	Ch
29	8,42	F	Ch+I
30	8,74	F	Ch
31	9,51	F	Ch+I
32	9,58	F	Ch+I
33	9,69	F	I
34	9,98	F	Ch+Py
35	10,85	F	Ch
36	11,27	F	Ch
37	11,65	F	Ch
38	12,02	F	Ch+I
39	12,41	F	Ch
40	12,46	F	Ch
41	12,67	F	Ch
42	12,88	F	Ch
43	12,92	F	Ch

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
44	13,09	F	I
45	13,11	F	Ch+Py+I
46	13,28	F	Ba+I
47	13,48	F	Ch
48	14,04	F	Ch+I
49	14,07	F	Ch+I
50	14,10	Z	-
51	14,89	F	Ch
52	15,95	F	I
53	16,36	F	Ch
54	16,70	F	Ch
55	16,81	F	Py+I
56	16,87	F	Py+I
57	17,10	F	Ch
58	17,48	F	I
59	17,53	F	Ch
60	17,89	F	I
61	18,47	F	I
62	18,54	F	Ch+I
63	19,00	F	Ca+I
64	19,59	F	Ch
65	19,65	G	Ba
66	19,87	G	Ba
67	19,95	F	I
68	21,07	F	Ca+Ba+Ch
69	21,64	F	Ch
70	21,87	F	Ch
71	22,17	F	Ba+Ch
72	22,30	F	Ba+Ca
73	22,35	F	Ba+Ca
74	22,72	F	I
75	23,92	F	Ch
76	24,17	F	Ch
77	24,27	F	Ch+Ca
78	24,50	F	I
79	24,62	F	Ch+I
80	24,72	F	I
81	24,79	Z	-
82	25,00	F	Ch
83	25,15	F	I
84	25,45	F	Bi
85	25,92	F	Bi
86	26,19	F	-
87	26,42	F	Bi
88	26,46	F	Bi
89	26,50	F	Bi
90	26,73	F	Bi
91	26,91	F	Ch+Bi

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
92	26,97	F	Ch
93	27,10	F	Bi
94	27,20	F	Bi+Py+I
95	27,41	Z	-
96	27,74	Z	-
97	27,86	F	Bi
98	28,00	Z	-
99	28,06	F	Ch
100	28,13	F	I
101	28,46	Z	-
102	28,85	F	Ba
103	28,66	F	Ca+Ch
104	28,71	F	Ch
105	28,86	Z	-
106	29,15	F	Ca
107	29,19	F	Ch
108	29,22	F	I
109	29,25	F	Ch+I
110	29,29	F	Ch
111	29,33	F	Ba
112	29,36	F	Ca+Ch
113	29,40	F	I
114	29,41	F	I
115	29,51	F	I
116	29,55	F	I
117	29,57	F	I
118	29,64	F	Ch
119	29,67	Z	Ch
120	29,75	F	I
121	29,86	Z	I
122	30,06	Z	Ch
123	30,23	F	Ch
124	30,31	F	Bi+Ch
125	30,33	F	Ba
126	30,57	Z	Ch
127	31,35	F	Bi
128	31,95	F	Ch
129	32,05	F	Ch
130	32,10	F	Ch+Py
131	32,14	F	Ch+Bi
132	32,17	F	Ch
133	32,30	F	I
134	32,50	F	Ch
135	32,69	F	Ch+Py
136	32,89	F	Ch
137	33,23	F	Ch
138	33,02	F	I
139	33,09	F	Ch

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
140	33,55	F	Ch
141	33,70	F	Ch
142	34,21	Z	-
143	34,82	F	-
144	34,90	F	Ch
145	35,05	F	Ch
146	35,26	F	-
147	35,50	Z	-
148	35,62	F	Ch
149	35,71	F	Ch
150	35,82	F	Ch
151	35,88	Z	-
152	35,98	F	Ch
153	36,50	F	Mg
154	36,69	F	Mg+I
155	36,77	F	Mg
156	37,13	F	Mg
157	37,22	F	Mg
158	37,31	F	Mg
159	37,50	F	Mg
160	37,69	F	Mg
161	37,79	F	Ch+Mg
162	37,87	F	Ap+Mg
163	38,15	F	Ap+Mg
164	38,34	F	Ap+Ch
165	38,45	F	Mg
166	38,67	F	Mg
167	38,74	F	Mg
168	38,38	F	Mg
169	39,71	F	Mg
170	40,10	F	Mg
171	40,12	F	Mg
172	40,48	F	Mg
173	40,74	F	Ch
174	41,84	F	-
175	41,95	Z	-

Tableau C-3: Diagraphie des fractures provenant des carottes de roche.

FORAGE F-3

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
1	0,85	F	Ch
2	0,93	F	Ch
3	1,01	F	Ch+Py
4	1,15	F	Ch
5	1,21	F	Ch
6	1,40	F	Ch
7	1,99	Z	Ch
8	2,38	F	Ca+Ch+I
9	2,67	F	Py
10	3,34	F	Ch
11	4,20	F	Ch+Py
12	4,45	F	Ch
13	4,58	F	Fk
14	4,81	F	Fk
15	5,08	F	Ch
16	5,11	F	Ch
17	5,16	F	Ch
18	5,19	Z	Ch
19	5,25	F	Ch
20	5,36	F	Ch
21	5,40	F	Ch
22	5,44	F	Ch
23	5,50	Z	Ch
24	5,53	F	Ch
25	5,56	F	Ch
26	5,61	F	Ch
27	5,68	F	Ch
28	5,73	F	Ch
29	5,83	F	Ch
30	5,92	F	Ch
31	6,08	F	Ch
32	6,21	F	Ch
33	6,31	Z	Ch
34	6,47	F	Ch
35	6,64	F	Ch
36	6,80	F	Ch+Ap
37	6,89	F	Ch
38	7,03	F	Ch
39	7,25	F	Ch
40	7,28	Z	Ch
41	7,32	F	Ch
42	7,38	F	Ch
43	7,41	F	Ch

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
44	7,49	F	Ch+Py
45	7,66	F	Ch
46	7,69	F	Ch
47	7,79	F	Ch
48	7,82	F	Ch
49	7,93	F	Ch+Qz
50	8,07	F	Ch+Py
51	8,22	F	Ch
52	8,35	F	Ch
53	8,40	F	Ch+Py
54	8,47	F	Ch+Py
55	8,59	F	Ch
56	8,54	F	Ch
57	8,61	F	Ch
58	8,72	F	Ch+Py
59	8,81	F	Ch
60	9,01	F	Ch
61	9,76	F	Ch
62	10,76	F	Ch
63	10,79	F	Ch
64	10,94	F	Ch+Py
65	11,10	F	Ch
66	11,47	F	Ch
67	11,64	F	Ap
68	11,74	F	Ch
69	11,90	F	Ap
70	11,96	F	Ch+py
71	12,38	F	Ch+Py
72	12,84	F	Ch+Py
73	13,01	F	Ch
74	13,10	F	Ch
75	13,24	F	Ch
76	13,30	F	Ch
77	13,51	F	Ch
78	13,61	F	Ch
79	13,96	F	Ch
80	14,30	F	Ch
81	14,49	F	Ch+Py
82	14,66	F	Ch
83	14,90	F	Ch
84	14,90	F	Ch+Py
85	14,99	F	Ch
86	15,20	F	-
87	15,41	F	Ch
88	15,93	F	Ch
89	16,05	F	Ap
90	16,27	F	Ch
91	16,50	F	Ch+Py

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
92	16,77	F	Ca
93	16,82	F	Ch
94	16,90	F	Ch
95	17,06	F	Ch
96	17,38	F	Ch+Py
97	17,79	F	Py
98	17,88	F	Py
99	18,08	F	Ch
100	18,50	F	Ch+Py
101	18,60	F	Ch
102	18,92	F	Ap
103	19,10	F	Ch
104	19,56	F	Ch+Ap
105	19,62	F	Ch
106	19,83	F	Ch+Py
107	19,96	F	Ch
108	20,25	F	Ch+Py
109	20,83	F	Ch
110	20,91	F	Ch
111	20,98	F	Py
112	21,44	F	Ch
113	21,57	F	Ca
114	21,64	F	Ca
115	21,80	F	Ch
116	21,92	F	Ch
117	22,00	F	Ch
118	22,12	F	Ch
119	22,27	F	Ch+Ca
120	22,37	F	Ch
121	22,32	F	Ch+Py
122	22,53	F	Ch
123	22,80	F	Ap
124	23,22	F	Ch+Py
125	23,46	F	Ch
126	23,74	F	Ca+Py
127	24,02	F	Ch
128	24,52	F	Ca
129	24,60	F	Ca
130	24,95	F	Ca+Py
131	25,07	F	Py
132	25,18	F	Py
133	25,38	F	Ch
134	25,46	F	Ca
135	25,50	F	Ch
136	25,74	F	Py
137	25,85	Z	-
138	26,02	F	Ch
139	26,07	F	Ch

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
140	26,14	G	Ba
141	26,35	F	-
142	26,75	F	Ch
143	26,85	F	Ch
144	27,08	F	Ch
145	27,35	F	Ch+Py
146	27,51	F	Ch+Py
147	27,59	F	Ch+Py
148	27,67	F	Ch+Py
149	27,79	F	Ch+Py
150	27,82	F	Ch
151	27,89	F	Ch+Py
152	28,44	F	Bi
153	29,09	F	Py
154	29,41	F	Ca+Ch+Py
155	29,74	F	I
156	29,83	Z	Ca
157	30,03	F	Ch
158	30,08	F	Ch
159	30,14	F	-
160	30,26	F	Ch+I
161	30,65	F	I
162	30,68	F	I
163	30,84	F	Ch
164	30,88	F	I
165	31,30	F	I
166	31,37	F	I
167	31,45	Z	I
168	31,60	F	-
169	31,68	F	I
170	31,75	F	Ch
171	31,90	F	-
172	32,06	F	-
173	32,11	F	-
174	32,19	F	Ch+Py
175	32,29	F	-
176	32,32	F	-
177	32,40	F	Ch
178	32,45	Z	Ch
179	32,58	F	-
180	32,64	F	Py
181	32,69	F	-
182	32,78	F	Ch
183	32,91	F	I
184	33,03	F	I
185	33,24	F	Bi
186	33,58	F	Ch
187	33,63	Z	Ba

Numéro de la fracture	Profondeur (m)	Type de discontinuité	Type de remplissage
188	33,74	F	Ba
189	33,81	F	-
190	33,96	F	Ch
191	33,98	F	Ch
192	34,20	F	Mg
193	34,37	F	Mg
194	34,61	F	Mg
195	34,79	F	Ch
196	35,04	F	-
197	35,11	F	Ch
198	35,51	F	Mg
199	35,70	F	Ba
200	35,78	F	Ba
201	35,94	F	Ch
202	36,39	F	I
203	36,89	F	Ch
204	37,12	F	Mg
205	37,43	F	Mg
206	37,72	F	Mg
207	37,89	F	Ch
208	38,06	F	Mg
209	38,23	F	-
210	38,31	F	-
211	38,95	F	Ch
212	39,05	F	Ca
213	39,12	F	Py
214	39,15	F	Ca
215	39,21	F	Ca
216	39,26	F	Ca
217	39,29	F	Ca
218	39,35	F	Ca
219	39,40	F	Ca
220	39,45	F	Ca
221	39,52	F	Ca
222	39,55	F	Ca
223	39,81	F	Ch
224	39,88	F	Ca

## **ANNEXE D**

### **SPECIFICATION ET CARACTERISTIQUES DES EQUIPEMENTS**

## 1.0 Equipement de mesure de débit d'eau dans les caniveaux

### 1.1 Fonctionnement de l'appareil

La sonde est constituée d'un électro-aimant et d'une paire d'électrode. L'eau s'écoulant autour de la sonde agit sur le champ électromagnétique produit par celle-ci et engendre un petit voltage qui est capté par les électrodes. Ce faible voltage est amplifié, démodulé, filtré et indiqué sur le cadran du compteur en terme de vitesse d'écoulement de l'eau (pied par seconde).

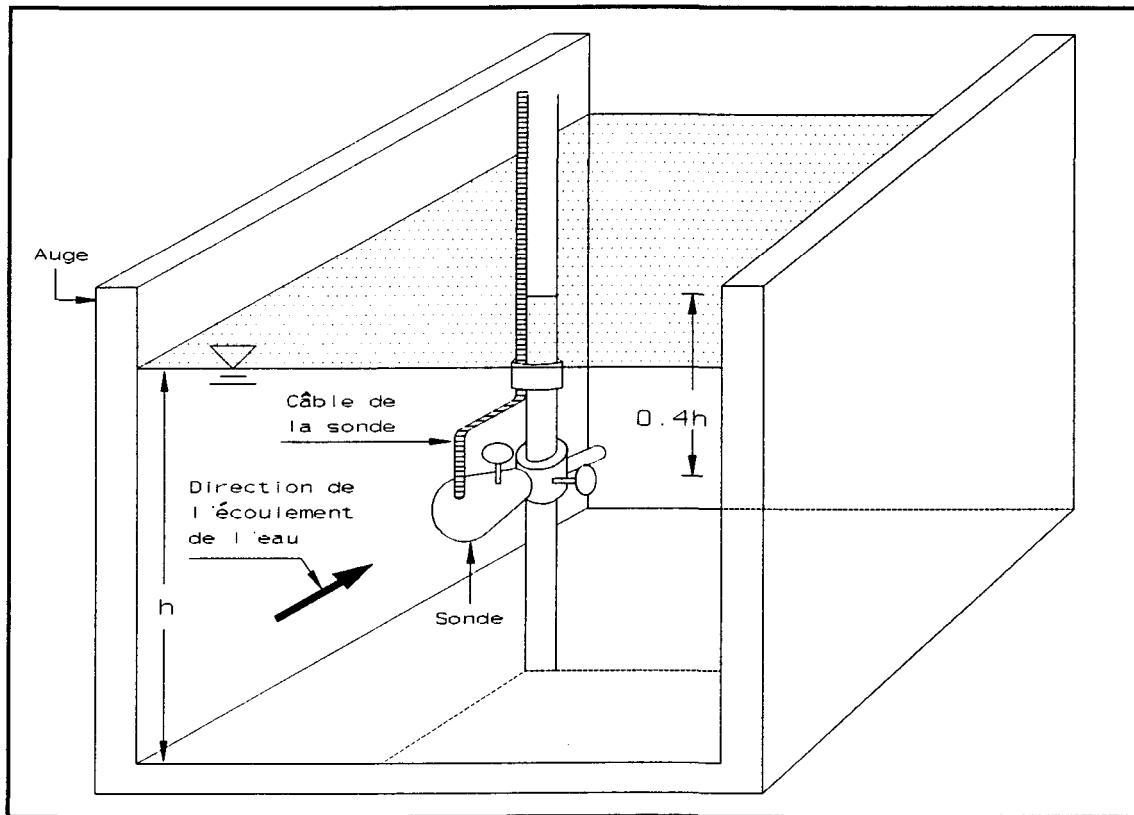


Figure D-1: Mesure de débit à l'aide d'un compteur de courant d'eau portatif.

## 1.2 Spécifications techniques du compteur de courant d'eau portatif.

Type: Marsh-McBirney

Modèle: 201

Échelle de mesure: 2.5, 5 et 10 pi/s

Précision:

*Long term Zero Drift*    +ou- 0,07 pi/s

*Linearity of response*    +ou- 2%

*Calibration absolue*    +ou- 2%

## 2.0 Equipement servant pour les essais hydrauliques en forage

### 2.1 Obturateurs gonflables

Le jeu d'obturateurs gonflables de marque Roctest, modèle MP 42-100 est constitué principalement de deux obturateurs (inférieur et supérieur) en caoutchouc reliés entre eux par un tube de raccordement en acier inoxydable au niveau duquel se trouve la zone d'injection (fig. D-2). Les obturateurs peuvent être gonflés avec une variété de fluides tel que de l'air, de l'azote, de l'eau ou autres. Le diamètre extérieur des obturateurs est de 42 mm lorsqu'ils sont dégonflés et il peut atteindre 100 mm après le gonflement. Le tableau D-1 présente la pression de travail maximale pour divers diamètres de gonflement:

Tableau D-1: Pression de travail maximale pour divers diamètres de gonflement des obturateurs.

Diamètre de gonflement (mm)	45	50	60	70	80	100
Pression de travail (MPa)	13,1	10,5	6,5	5,0	3,0	2,5

Le jeu d'obturateurs comprend également les accessoires suivants (figure D-2):

- un adaptateur de tête pour tige d'acier [4]
- Tubulure de nylon, 4,76 mm de diamètre (3/16") [6] passant d'une extrémité à l'autre des obturateurs avec union de raccordement au centre. La tubulure est raccordée aux obturateurs supérieur et inférieur par des connecteurs mâles [6a].
- Connecteur mâle [7a] pour la tubulure d'injection d'eau [7].
- Tubulure de gonflement [8].
- Capteur de pression [5].

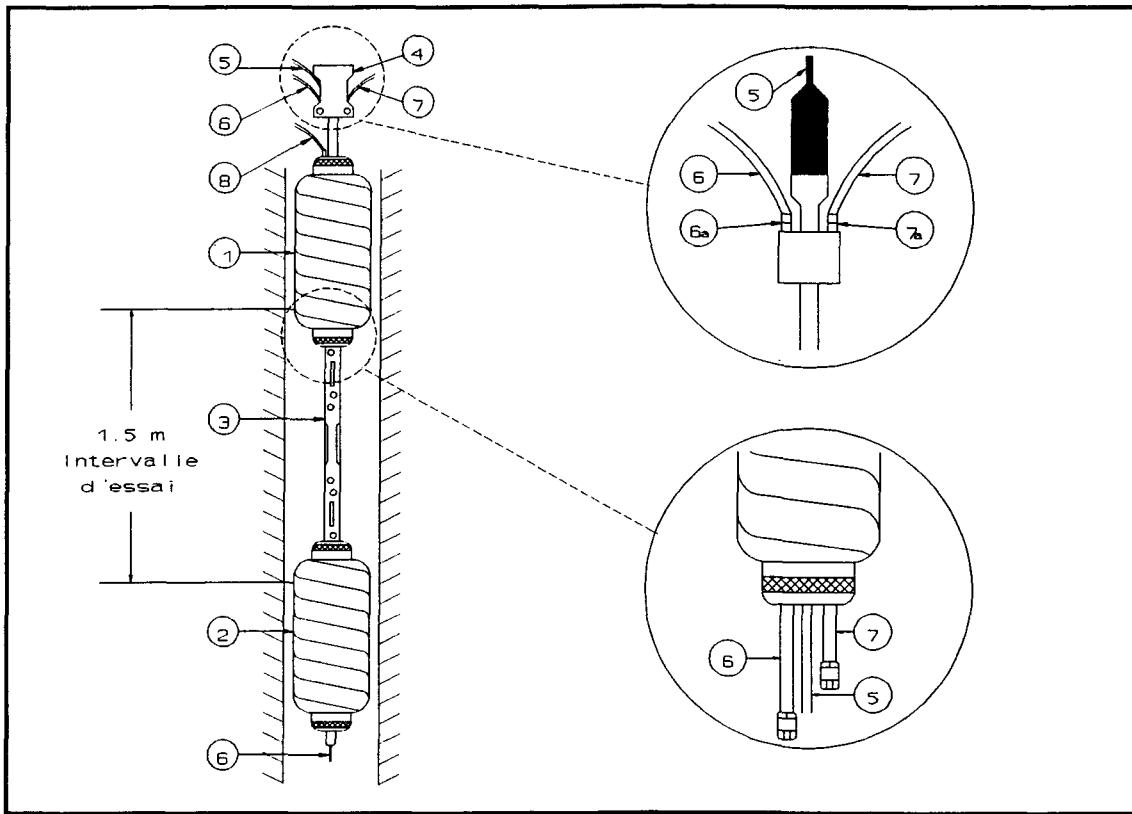


Figure D-2: Jeu d'obturateurs gonflables et ses composantes.

## 2.2 Capteur de pression

Le capteur de pression utilisé pour mesurer la pression d'eau dans l'intervalle d'essai était de modèle DRUCK, type PDCR, séries 800, plus spécifiquement un PDCR 830. Ce capteur fait 1,75 cm de diamètre par 11,4 cm de longueur et il est conçu pour être submersible. Les caractéristiques électriques sont présentées à la figure D-3.

**Ordering information**  
Please state the following:

(1) Type number  
**PDCR 8 XX**

0 32° to 122°F  
(0° to 50°C)

1 -6° to +175°F  
(-20° to +80°C)

0 basic core

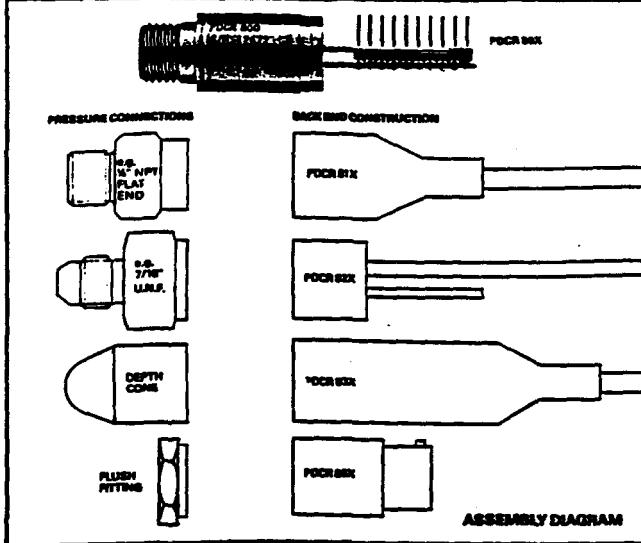
1 integral vented cable and boot

2 teflon cable & reference tube

3 depth back end with integral vented cable which incorporates a Kevlar strain relieving core

6 integral connector

(2) Operating pressure range  
(3) Pressure connection  
(4) Pressure media  
For non-standard requirements please specify in detail.



**SPECIFICATION OPTIONS**

The following summarizes the possibilities and for further details and ordering information please contact our Sales Office.

**1. Parameter selection**  
Every PDCR 800 series transducer is calibrated not only to its nominal full range pressures, but to two times and three times this pressure and also the temperature effects of zero and span are monitored at five temperatures between -6° to +175°F (-20° to +80°C). All this information is stored in a computer and enables us, where it is important, to optimize the performance parameters to suit specific applications. Selection can either be for improved performance in accuracy or temperature drift from standard transducers or to optimize certain parameters by using the transducers in the overrange condition.

**2. Improved accuracy**  
The standard linearity and hysteresis is  $\pm 0.1\%$  B.S.L., but this can be improved to  $\pm 0.05\%$  B.S.L., or even better by selection. In some cases this may result in a reduction of the full scale output.

**3. Higher overloads pressure**  
The lowest overloads pressure for standard devices is 400% but this can be increased up to 1000% where necessary. This will reduce the full scale output and increase the zero drift with temperature unless this is maintained by selection.

**4. Higher output**  
All cores can be overranged by three times nominal full scale, giving outputs of up to 300mV for most ranges. This will improve the zero stability, reduce the overload, and the linearity will be slightly degraded.

**N.B.** The calibration data available for transducers operating in overrange condition is limited to 1000 psi maximum.

**5. Excitation voltage**  
The transducers can be operated from any d.c. excitation up to 12 Volts maximum. The output is proportional to excitation, but the exact offset and span should be measured at the desired excitation.

**6. Improved temperature effects**  
Improved thermal error bands can be selected from the data base, e.g.  $\pm 0.3\%$  32° to 122°F (0° to 50°C)  $\pm 1.0\%$  -6° to 175°F (-20° to +80°C). Other error bands over different temperature ranges can also be selected.

**7. Improved zero stability**  
Thermal zero shift and long term zero stability are improved proportionately with overload.

**8. Long term stability**  
The standard PDCR 800 series offers typically  $0.2\%$  F.S. per year stability at 10 volt operation, but this can be improved considerably by operating in the overrange condition at a reduced supply voltage.

**9. Thermal hysteresis**  
The calibration of a standard transducer at room temperature will repeat within  $0.2\%$  F.S. after cycling through the full temperature range.

**10. Ratiometricization**  
The transducers can be selected such that both the zero offset and the full scale output are matched to better than 1% F.S. where interchangeability is important.

**11. Extended temperature range**  
Transducers are available which will operate between -6° to +250°F (-54° to +125°C). Please refer to PDCR 8X2 data sheet.

**12. Shunt cal.**  
This facility is available by connecting an external resistor across the appropriate connection. The thermal coefficient of this Shunt cal. signal is typically  $0.0025\%/\text{F.}$

**13. Calibration print out**  
Available on request relating to selected parameters above.

**Examples of alternative specifications based upon a standard 150 psig transducer**

Operating pressure range psig	Overload X.F.S.	Accuracy B.S.L. % F.S.	Output with 10 Volt excitation
100	X8	$\pm 0.06\%$	70mV
150	X4/600 psig	$\pm 0.1\%$	100mV
300	X2	$\pm 0.15\%$	200mV
450	X1.3	$\pm 0.2\%$	300mV

The above example illustrates the various specification performances when using the standard 150 psig core, e.g. used at 300 psig continuously, the overload is X2, accuracy is  $\pm 0.15\%$  B.S.L. and output 200mV.

150 psig	X4/600 psig	$\pm 0.06\%$	100mV
----------	-------------	--------------	-------

The above example can be selected if  $\pm 0.06\%$  is required with 100mV output for ranges up to 300 psig.

PDCR 800 SERIES

Figure D-3: Caractéristiques électriques du capteur de pression.

### **2.3 Système d'injection**

Le système d'injection a été entièrement construit à l'UQAC. Le plus petit réservoir est tout simplement une tubulure de nylon. Ceux de calibre intermédiaire sont en acier inoxydable alors que le plus gros est en acier. Toutes les tubulures faisant partie du système sont en nylon et peuvent résister à une pression de travail maximale de 6.89 MPa (1000 psi). Les différentes valves de laiton sont de marque Swagelock et elles sont à 2, 3 ou 4 voies. Les différentes unions et tés sont en laiton de marque Swagelock.

### **2.4 Système d'acquisition de données**

Le système d'acquisition de données se composait d'un enregistreur graphique de marque Fisher, série 200 à 2 canaux. On a également utilisé un multimètre de marque Fluke, modèle D-50 ainsi qu'une boîte d'alimentation de fabrication maison.

**ANNEXE E**

**CALIBRATION DES EQUIPEMENTS**

## 1.0 Calibration du capteur de pression

Le capteur de pression a été calibré le 5 février 1991. On entend par calibration l'évaluation du facteur de conversion de la lecture en millivolt en unité de charge de pression exprimée en hauteur d'eau ou de pression hydraulique (psi ou kPa). La première méthode de calibration consistait à remplir un cylindre d'eau et à immerger le capteur de pression sous une colonne d'eau de 1m. La lecture obtenue sur le multimètre était de 0,3 mV ( $\pm 0,05$  mV) pour une colonne d'eau de 1m de hauteur.

La deuxième méthode de calibration consistait à placer le jeu d'obturateur gonflable ainsi que le capteur de pression dans un cylindre métallique. Le cylindre métallique a été remplis d'eau et les obturateurs ont été gonflés à une pression de 3445 kPa (500 psi). Par la suite, une pression a été appliquée sur l'eau contenue dans l'intervalle d'essai à partir de la bonbonne d'azote sous pression. A chaque tranche de 344,5 kPa (50 psi) mesurée à partir d'un manomètre monté sur la bonbonne d'azote, des lectures des pressions enregistrées par le capteur de pression en millivolt ont été notées et ce jusqu'à une pression de 2067 kPa (300 psi). Le même exercice a été effectué mais cette fois en diminuant la pression dans l'intervalle d'essai. Les résultats obtenus sont présentés dans le tableau E-1 et à la figure E-1.

Tableau E-1: Résultats obtenus de l'essai de calibration du capteur de pression.

Pression (kPa)	Essai no.1 voltage (mV)	Essai no.2 voltage (mV)	Voltage moyen (mV)
0	0,3	0,3	0,30
344,5	9,3	9,9	9,60
689	19,7	19,8	19,75
1033,5	29,5	29,5	29,50
1378	39,4	39,5	39,45
1722,5	49,7	49,8	49,75
2067	59,6	59,6	59,60

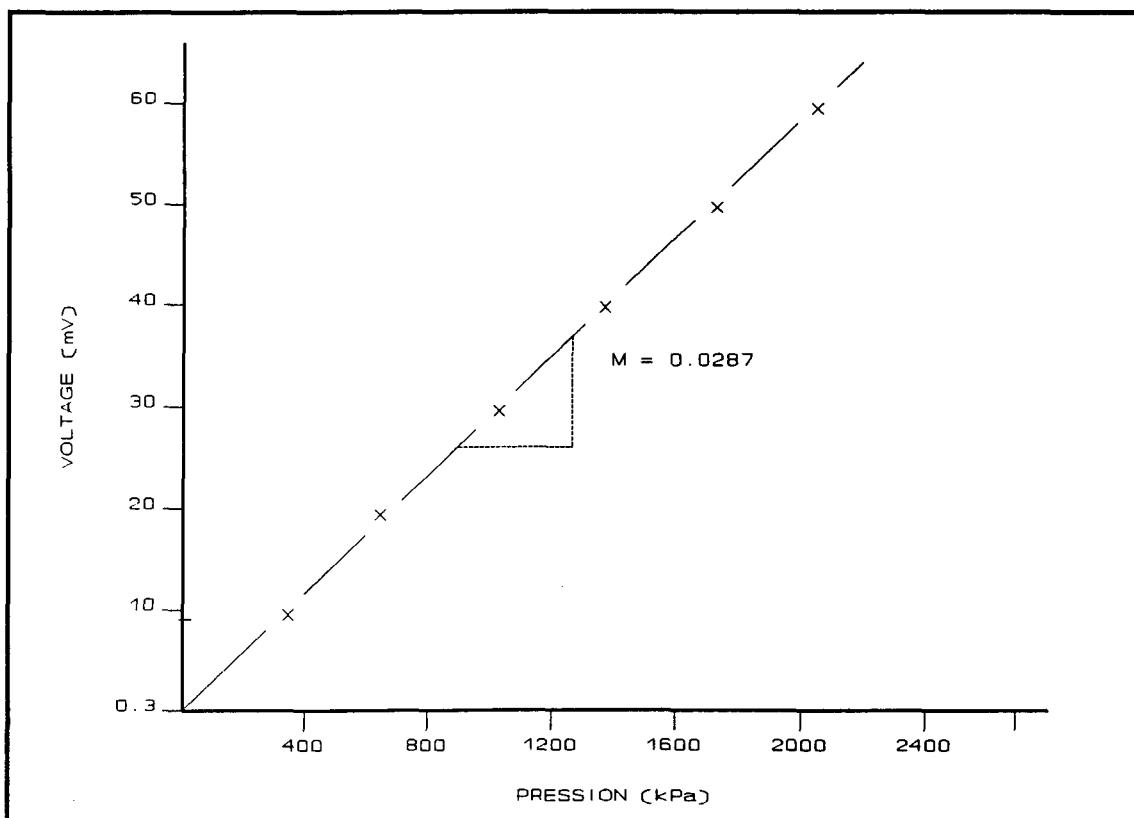


Figure E-1: Voltage mesuré sur le capteur de pression en fonction de la pression.

En calculant la pente (m) du graphique on obtient une valeur de 0.0287 mV/kPa (ou 0.1977 mV/psi):

$$m = \frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1} = \frac{59.6 - 0.3}{2067 - 0} = 0.0287 \frac{mV}{kPa}$$

ou bien:

$$\begin{aligned} 0.2811 \text{ mV} &= 1 \text{ mètre d'eau} \\ 1 \text{ mV} &= 3,557 \text{ mètres d'eau} \end{aligned}$$

La deuxième méthode est plus utile car elle couvre une gamme plus étendue de pression comparativement à la première où la gamme totale couverte pourrait être d'au plus quelques mètres. Ainsi, avec la 1<sup>re</sup> méthode une valeur de 0,3 mV ( $\pm 0,05$  mV) pour une colonne de 1 mètre d'eau a été obtenue, soit une valeur comprise entre 0,25 et 0,35 mV. La valeur précise de 0,2811 mV qui entre dans cette fourchette a été obtenue avec la 2<sup>ième</sup> méthode.

## 2.0 Calibration des réservoirs

Afin de réaliser les mesures de débits, il est nécessaire de connaître le volume d'eau par centimètre linéaire du réservoir et ce, pour chacun des réservoirs cylindriques verticaux utilisés. Le réservoir no.1 est constitué d'une tubulure de nylon de 0,9525 cm de diamètre intérieur (3/8 pouce). Le volume d'eau contenu par unité de hauteur s'estime par la formule suivante:

$$V = \frac{\pi d^2}{4} h$$

où  $d = 0.9525$  cm

Donc, le déplacement de 1 cm de la colonne d'eau correspond à un volume de 0,7126 cm<sup>3</sup>

(0,7126 ml) d'eau ou encore  $7,13 \times 10^{-7} \text{ m}^3$ .

Pour les réservoirs numéros 2, 3 et 4 il a donc fallu procéder de façon expérimentale.

Prenons par exemple, la calibration du réservoir numéro 2.

Le réservoir a été rempli d'eau. Une fois le cylindre plein, une légère pression d'azote a été appliquée au sommet de la colonne d'eau afin de saturer la conduite d'eau utilisée lors de l'essai. Ceci fait, la hauteur de la colonne d'eau dans le réservoir numéro 2 a été notée ( $l_i$ ). Par la suite, une certaine quantité d'eau a été soutirée du réservoir et recueillie dans un cylindre gradué de 1000 ml dont la précision était de  $\pm 5 \text{ ml}$ . La hauteur de la colonne d'eau à la fin du soutirage a été notée ( $l_f$ ). Par la suite, on a pesé cette masse d'eau ( $W_w$ ) en supposant que 1  $\text{cm}^3$  d'eau pèse 1 gramme. Donc en prenant le poids de l'eau évacuée et en divisant cette valeur par la différence entre la lecture initiale et la lecture finale de la colonne d'eau, le volume d'eau contenu dans une hauteur de 1cm du réservoir a été obtenu:

$$\frac{W_w}{L_i - L_f} = \text{volume d'eau/cm}$$

Pour chaque réservoir (numéros 2, 3 et 4) entre 8 et 10 essais ont été réalisés afin d'obtenir une valeur moyenne de la quantité d'eau contenue par 1 cm de hauteur.

Les résultats de calibration des quatres réservoirs sont présentés ci-dessous:

Réservoir no.1:  $7,13 \times 10^{-7} \text{ m}^3/\text{cm}$

Réservoir no.2:  $1,36 \times 10^{-5} \text{ m}^3/\text{cm}$  ( $\pm 1 \times 10^{-7} \text{ m}^3/\text{cm}$ )

Réservoir no.3:  $9,28 \times 10^{-5} \text{ m}^3/\text{cm}$  ( $\pm 5 \times 10^{-7} \text{ m}^3/\text{cm}$ )

Réservoir no.4:  $1,89 \times 10^{-4} \text{ m}^3/\text{cm}$  ( $\pm 9,3 \times 10^{-7} \text{ m}^3/\text{cm}$ )

Bien que la méthode utilisée pour réaliser ces essais soit très simple, elle semble très satisfaisante.

## **ANNEXE F**

### **PROCEDURE D'UTILISATION DE L'EQUIPEMENT**

Dans les paragraphes qui suivent, un exemple détaillant les différentes opérations effectuées lors d'un essai à charge constante effectué avec le cylindre numéro 4 est donné en se référant à la figure F-1.

Avant de commencer la manipulation, vérifier que toutes les valves, purges, manomètre et la bouteille d'azote soient bien fermés.

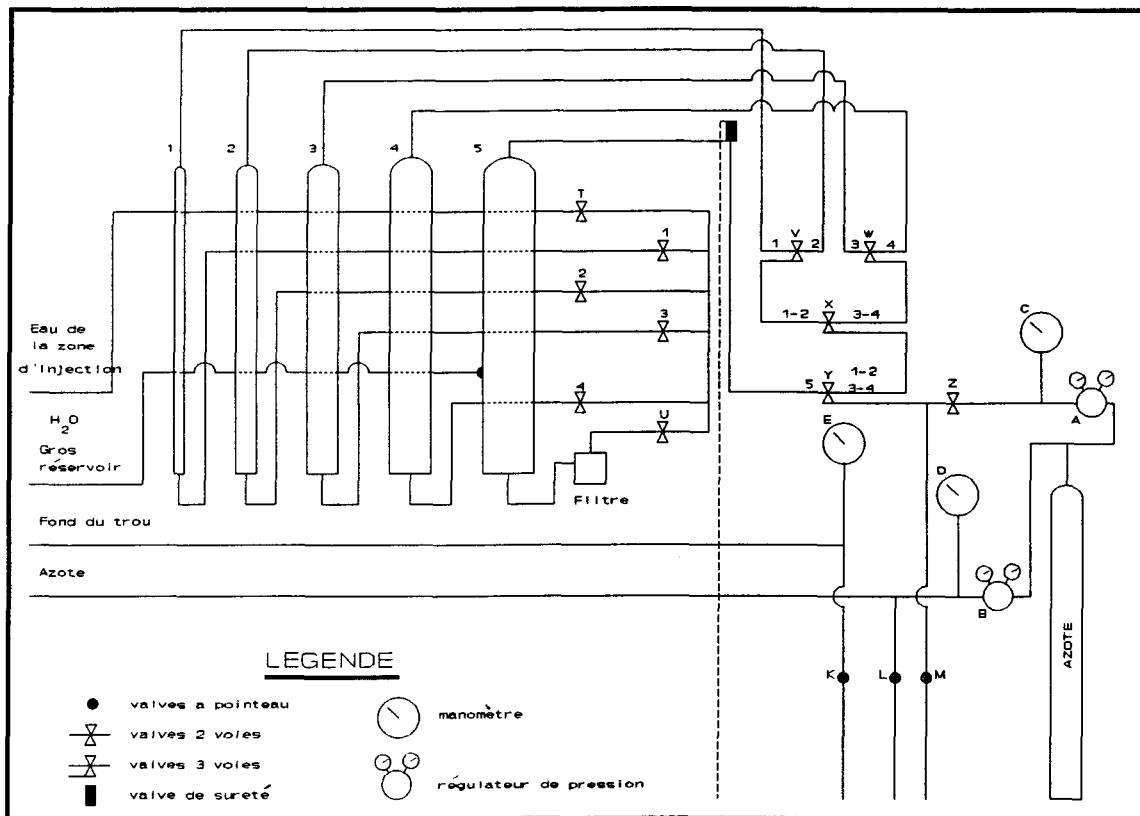


Figure F-1: Système de réservoirs.

## 1.0 Branchement des tubulures

- Brancher les trois tubulures (eau de la zone d'injection, eau du réservoir #5, eau du fond du trou) ainsi que le câble du capteur de pression, sur le support situé à l'extérieur de la roulotte.

- ii) Relier à la sortie de la roulotte les trois tubulures partant du support.

## **2.0) Branchement de l'équipement d'enregistrement.**

- i) Brancher le multimètre à l'enregistreur papier (négatif et positif).
- ii) Brancher les fils rouge (+) et blanc (-) à la boîte d'alimentation, les fils jaune (+) et bleu (-) à l'enregistreur graphique. Ces fils proviennent du câble du capteur de pression.
- iii) Brancher la boîte d'alimentation, placer le multimètre à 300 mV et démarrer l'enregistreur graphique.

Les obturateurs gonflables peuvent alors être descendus dans le forage à la profondeur voulue pour l'essai.

## **3.0 Préparation du système d'injection.**

### **3.1 Remplissage du réservoir no.5.**

Note: Le réservoir no.5 est employé comme réserve d'eau seulement: il n'est pas utilisé comme réservoir d'injection lors des essais.

- i) Brancher le boyau d'alimentation (boyau de jardin) à la sortie de la roulotte.
- ii) Ouvrir la valve Y (vers la gauche) et la purge M afin qu'il ne se crée pas de pression dans le réservoir lors du remplissage.
- iii) Ouvrir le robinet à la sortie de la roulotte et laisser remplir le réservoir.
- iv) Quand la quantité d'eau est suffisante dans le réservoir, fermer le robinet à la sortie de la roulotte ainsi que la valve Y et la purge M.

### 3.2 Remplissage des réservoirs 1 à 4.

Le remplissage de ces réservoirs se fait à partir du réservoir #5.

#### 3.2.1 Mise sous pression du réservoir 5.

- i) Ouvrir la bouteille d'azote.
- ii) Ouvrir le régulateur de pression A à environ 345 kPa (50 psi).
- iii) Ouvrir la valve Z (anti-retour).
- iv) Ouvrir la valve Y en direction du réservoir #5 (vers la gauche): une pression de 345 kPa est alors appliquée dans le réservoir #5.
- v) Fermer les valves Y et Z.

#### 3.2.2 Ouverture du réservoir #4 à la pression atmosphérique.

Cet exercice permet d'éviter qu'il se créer une pression dans ce réservoir lors du remplissage.

- i) Ouvrir les valves W, X et Z en les plaçant à la position 4.
- ii) Ouvrir la purge M: le réservoir #4 est maintenant maintenu à la pression atmosphérique.

#### 3.2.3 Remplissage du réservoir #4.

- i) Ouvrir les valves U (vers la droite) et 4 (vers la gauche): alors la pression de 345 kPa appliquée dans le haut du réservoir no.5 pousse l'eau vers le bas. L'eau passe par le filtre, ensuite dans les valves U et 4 et arrive dans le réservoir no.4 par le bas. L'air en trop dans le réservoir no.4 est évacuée par le haut, passe dans les valves W, X et Y et sort par la purge M.
- ii) Quand la quantité d'eau est suffisante dans le réservoir no.4, fermer les valves U-4-W-X-Y et

la purge M.

Pour remplir les autres réservoirs (#1 à #3), il faut suivre les mêmes étapes à partir du point

3.2.2. Cependant pour les différents réservoirs il faut ouvrir les valves appropriées. Par exemple, avec le réservoir no:3, il faut ouvrir la purge M et les valves W-X-Y à la position 3, et ensuite ouvrir les valves U et 3.

### **3.3 Saturation des différentes tubulures.**

Avant de commencer les essais à charge constante, il faut saturer les différentes conduites d'eau.

#### **3.3.1 Saturation de la conduite d'eau de l'intervalle d'essai.**

Etant donné que le réservoir no.5 est sous pression, le remplissage de cette conduite peut se faire avec ce réservoir.

i) Ouvrir les valves U et T et laisser s'écouler l'eau un certain temps pour être sûr que la conduite est entièrement saturée.

#### **3.3.2 Saturation de la conduite provenant du fond du trou.**

i) Ouvrir la purge K et attendre que l'eau monte par elle même.

Note: si la pression entre l'extrémité du forage et l'obturateur inférieur est plus faible que la pression correspondant au poids de la colonne d'eau dans le forage, cette conduite ne pourra pas se remplir jusqu'à la purge K. Aussi, si la conductivité hydraulique est faible, alors le temps de saturation sera long. Il est donc préférable d'ouvrir cette purge aussitôt qu'on entre le jeu d'obturateur dans le forage.

- ii) Quand la conduite est saturée, fermer la purge K afin de pouvoir prendre une lecture de pression à l'aide du manomètre E.

A ce stade le système d'enregistrement des données est également en opération et le système d'injection est prêt à fonctionner. Donc l'essai hydraulique peut débuter.

Avant de débuter les essais, une première valeur de pression est enregistrée, soit la charge de pression dans le forage ouvert; laquelle correspond à peu près à la pression hydrostatique due à la colonne d'eau qui se trouve dans le trou de forage au dessus du capteur de pression.

#### 4.0 Gonflement des obturateurs

Pour gonfler les obturateurs, il faut effectuer les opérations suivantes:

- i) Ouvrir la bouteille d'azote.
- ii) Ouvrir le régulateur B à la pression désirée, soit au moins 50 à 700 kPa (environ 100 psi) de plus que la pression hydrostatique: les obturateurs se gonflent alors et atteignent la pression appliquée avec le régulateur B, par exemple 1378 kPa (200 psi).
- iii) Le gonflement des obturateurs aura tendance à faire augmenter la pression d'eau dans l'intervalle d'essai, ce qui se traduira par la formation d'un pic sur l'enregistreur graphique.

#### 5.0 Essai de soutirage et d'injection avec le réservoir #4.

##### 5.1 Essai de soutirage à la pression atmosphérique.

- i) Effectuer les mêmes opérations qu'au point 3.2.2.
- ii) Ouvrir les valves T (vers la droite) et 4 (vers la gauche) afin que l'eau puisse circuler de l'intervalle d'essai jusque dans le réservoir no.4. Ainsi l'eau soutirée de la zone d'essai fait augmenter le niveau d'eau dans le réservoir no.4. La pression dans l'intervalle d'essai est

relâchée ce qui se traduit sur l'enregistreur par une chute de pression.

iii) Noter les lectures de la vitesse d'écoulement ainsi que la pression sur le papier graphique.

L'essai se termine quand la vitesse d'écoulement devient constante pour une pression constante. Encore là, la durée de l'essai peut varier grandement: de quelques minutes à plus d'une heure dans certains cas.

iv) Quand l'essai est terminé, fermer les valves 4-T-W-X-Y et la purge M.

## 5.2 Essai de soutirage en appliquant une contre pression.

i) Placer le réservoir 4 sous pression. Lors du remplissage des réservoirs, une pression de 344,5 kPa (50 psi) a été créée dans le réservoir #5. Cette pression de 344,5 kPa part de la bouteille d'azote, passe par le régulateur A, et est enregistrer par le manomètre C et va jusqu'à la valve Z.

ii) Ouvrir les valves W-X et Z en les plaçant à la position 4 et ouvrir la valve Z; il se crée alors une pression de 344,5 kPa (50 psi) au sommet du réservoir no.4. S'il est préférable d'appliquer un niveau de pression différent, par exemple de 275,6 kPa (40 psi) dans le réservoir no.4, il suffit de:

iii) Fermer le régulateur de pression A.

iv) Ouvrir la valve Z et la purge M afin de laisser s'échapper l'azote: il n'existe alors plus de pression relative dans cette partie du circuit.

v) Fermer la valve Z et la purge M.

vi) Ouvrir le régulateur de pression jusqu'à 275,6 kPa (40 psi).

vii) Ouvrir la valve Z ainsi que les valves W-X et Z en les plaçant à la position 4; il se crée alors une pression de 275,6 kPa (40 psi) au sommet du réservoir no.4.

viii) Reprendre les étapes 5.1 sections ii à iv.

- ix) Relâcher la pression existante dans le réservoir 4 en fermant la valve Z et en ouvrant les valves W-X et Y en les plaçant à la position 4, et en ouvrant la purge M. Ainsi la pression de 275,6 kPa (40 psi) dans le réservoir no.4 va être relâchée et ce dernier revient à la pression atmosphérique.
- x) Quand la pression est relâchée, fermer les valves W-X et Z ainsi que la purge M.

### 5.3 Essai d'injection.

La pression d'injection doit être supérieure à la charge de pression naturelle dans l'intervalle d'essai ( $H_0$ ) sinon l'eau sera soutirée de l'intervalle d'essai. Par exemple si la charge " $H_0$ " est d'environ 35 mètres, il faut que la pression d'injection soit plus grande que 344,5 kPa.

- i) Placer le réservoir no.4 à la pression sélectionnée, par exemple à 689 kPa (100 psi).
- ii) Reprendre l'étape 5.2 section vi en ouvrant le régulateur de pression A à 689 kPa (100 psi), puis l'étape 5.2 section vii.
- iii) Ouvrir les valves 4 (vers la droite) et T (vers la gauche) afin que l'eau puisse circuler du réservoir no.4 vers la zone d'injection.
- iv) Reprendre les étapes 5.1 sections iii et iv.

Quand l'essai est terminé et que les valves sont fermées, la charge de pression dans l'intervalle d'essai aura tendance à se stabiliser à la valeur  $H_0$ ; dans le cas du soutirage, la pression dans l'intervalle d'essai va augmenter alors que dans le cas de l'injection, la pression va diminuer.

**6.0 Dégonflement des obturateurs.**

- i) Fermer le régulateur B.
- ii) Ouvrir la purge L: les obturateurs se dégonflent.

**7.0 Repositionnement des obturateurs.**

- i) Quand les obturateurs sont dégonflés, on peut remonter ou descendre les obturateurs d'une longueur équivalente à l'intervalle d'essai, moins 10 cm environ. Ce léger chevauchement lors des essais garantie une couverture complète de la longueur du forage.
- ii) Quand l'intervalle d'essai suivant est atteint, il s'agit de reprendre les étapes du paragraphe 4.0.

## **ANNEXE G**

### **RESULTATS DES ESSAIS HYDRAULIQUES**

### **Légende des tableaux G-1 à G-3**

#### **Définition des codes**

**99 = Commentaires généraux**

**11 = Essai numéro 1 de soutirage**

**12 = Essai numéro 2 de soutirage**

**21 = Essai numéro 1 d'injection**

**22 = Essai numéro 2 d'injection**

**23 = Essai numéro 3 d'injection**

**$H_p$  = Charge de pression dans le forage ouvert**

**$H_o$  = Charge de pression d'eau naturelle**

**$H_i$  = Charge de pression lors de l'essai**

**$H_o - H_i$  = Surcharge de pression appliquée dans l'intervalle d'essai**

**Vol. Res. = estimé en fonction de la calibration des réservoirs (voir annexe E, section 2.0)**

**Ecoulement = Taux de variation du niveau d'eau dans le réservoir**

**Débit = dividende entre le volume du réservoir et l'écoulement**

**Conduct. = Conductivité hydraulique estimée en fonction de l'équation 9 (voir section 6.4.2).**

TABLEAU G-1: Résultats des essais hydraulique dans le forage F-1

Intervalle Numéro	Code	Profondeur de à (m)	Hp (mV)	Hp (KPa)	Hp (m)	HO (mV)	HO (KPa)	HO (m)	Hl (mV)	Hl (KPa)	Hl (m)	HO-Hl (m)	Vol. res. m-cube/cm	Ecoulement (cm/s)	Debit m-cube/sec	Conduct. (m/s)
1	11	34,73 à 36,28	8.2	285.8	29,18	14.8	515.8	52.67	8.4	292.7	29,89	22.78	7.13E-07	1.67E-03	1.19E-09	3.22E-11
2	11	33,38 à 34,86	7.8	271.8	27,76	8.5	296.2	30.25	8.3	289.3	29,54	0.71	7.13E-07	4.17E-03	2.97E-09	2.57E-09
3	21	31,99 à 33,49	7.6	264.9	27,05	7.9	275.3	28.11	7.9	275.3	28,11	0.00	7.13E-07	0.00E+00	0.00E+00	ERR
3	22	31,99 à 33,49	7.6	264.9	27,05	7.9	275.3	28.11	16.3	566.3	57.83	29.72	1.36E-05	1.12E-01	1.52E-06	3.16E-08
4	21	30,58 à 32,08	7.2	250.9	25.62	7.9	275.3	28.11	7.6	264.9	27,05	1.07	7.13E-07	1.06E-02	7.56E-09	4.36E-09
4	22	30,58 à 32,08	7.2	250.9	25.62	7.9	275.3	28.11	16.1	561.1	57.30	29.18	1.36E-05	2.25E-02	3.06E-07	6.46E-09
4	23	30,58 à 32,08	7.2	250.9	25.62	7.9	275.3	28.11	35.2	1226.7	125.27	97.15	1.36E-05	1.27E-01	1.73E-06	1.10E-08
5	11	29,15 à 30,65	6.8	237.0	24,20	7.3	254.4	25.98	7.1	247.4	25,27	0.71	7.13E-07	1.67E-03	1.19E-09	1.03E-09
6	11	27,73 à 29,23	6.4	223.0	22.78	6.8	237.0	24,20	6.7	233.5	23.84	0.36	7.13E-07	1.11E-03	7.91E-10	1.37E-09
7	11	26,31 à 27,81	6.1	212.6	21.71	6.3	219.6	22.42	6.3	219.6	22,42	0.00	7.13E-07	0.00E+00	0.00E+00	ERR
7	21	26,31 à 27,81	6.1	212.6	21.71	6.3	219.6	22.42	14.9	519.3	53.02	30.60	1.36E-05	2.40E-02	3.26E-07	6.57E-09
7	22	26,31 à 27,81	6.1	212.6	21.71	6.3	219.6	22.42	34.6	1205.8	123.13	100.71	1.36E-05	6.54E-02	8.89E-07	5.44E-09
8	21	24,87 à 26,37	5.7	198.6	20,28	6.0	209.1	21.35	6.0	209.1	21.35	0.00	7.13E-07	0.00E+00	0.00E+00	ERR
8	22	24,87 à 26,37	5.7	198.6	20,28	6.0	209.1	21.35	25.5	888.7	90.75	69.40	1.36E-05	7.92E-03	1.08E-07	9.57E-10
9	21	23,42 à 24,92	5.4	188.2	19,22	5.8	202.1	20.64	5.7	198.6	20,28	0.36	7.13E-07	1.39E-03	9.91E-10	1.72E-09
10	11	21,96 à 23,46	5.0	174.3	17.79	5.6	195.2	19.93	5.5	191.7	19,57	0.36	7.13E-07	8.30E-04	5.92E-10	1.02E-09
11	11	20,55 à 22,05	4.8	167.3	17,08	5.7	198.6	20.28	5.2	181.2	18,51	1.78	7.13E-07	2.81E-03	2.00E-09	6.94E-10
12	11	19,06 à 20,56	4.5	156.8	16,01	5.8	202.1	20.64	4.8	167.3	17,08	3.56	7.13E-07	7.50E-03	5.35E-09	9.26E-10
13	11	17,63 à 19,13	4.1	142.9	14,59	5.9	205.6	21.00	4.5	156.8	16,01	4.98	7.13E-07	7.17E-03	5.11E-09	6.32E-10
14	11	16,18 à 17,68	3.8	132.4	13.52	5.2	181.2	18.51	4.4	153.3	15,66	2.85	7.13E-07	3.83E-03	2.73E-09	5.91E-10
15	11	14,77 à 16,27	3.4	118.5	12,10	4.8	167.3	17.08	3.9	135.9	13,88	3.20	7.13E-07	2.94E-02	2.10E-08	4.03E-09
16	11	13,30 à 14,80	3.1	108.0	11.03	5.3	184.7	18.86	3.4	118.5	12,10	6.76	1.36E-05	6.67E-03	9.07E-08	8.27E-09
17	11	11,82 à 13,32	2.8	97.6	9,96	5.7	198.6	20,28	3.1	108.0	11,03	9.25	1.36E-05	6.39E-03	8.69E-08	5.79E-09
18	11	10,37 à 11,87	2.4	83.6	8,54	6.0	209.1	21.35	2.8	97.6	9,96	11.39	1.36E-05	2.50E-03	3.40E-08	1.84E-09
19	11	8,97 à 10,47	2.1	73.2	7,47	6.0	209.1	21.35	2.5	87.1	8,90	12.46	7.13E-07	4.83E-02	3.44E-08	1.70E-09
19	12	8,97 à 10,47	2.1	73.2	7,47	6.0	209.1	21.35	2.6	90.6	9,25	12,10	1.36E-05	2.50E-03	3.40E-08	1.73E-09
20	11	7,54 à 9,04	1.9	66.2	6,76	5.8	202.1	20.64	2.2	76.7	7,83	12.81	7.13E-07	1.40E-02	9.98E-09	4.80E-10
20	12	7,54 à 9,04	1.9	66.2	6,76	5.8	202.1	20.64	2.3	80.2	8,19	12.46	1.36E-05	8.30E-04	1.13E-08	5.59E-10
21	11	6,08 à 7,58	1.6	55.8	5,69	6.1	212.6	21.71	2.0	69.7	7,12	14.59	1.36E-05	5.83E-03	7.93E-08	3.35E-09
22	11	4,64 à 6,14	1.3	45.3	4,63	5.6	195.2	19.93	1.7	59.2	6,05	13.88	1.36E-05	6.11E-03	8.31E-08	3.69E-09
23	11	3,19 à 4,69	1.0	34.9	3,56	5.2	181.2	18.51	1.8	62.7	6,41	12.10	9.28E-05	9.44E-03	8.76E-07	4.46E-08
23	12	3,19 à 4,69	1.0	34.9	3,56	5.2	181.2	18.51	1.6	55.8	5,69	12.81	1.36E-05	2.67E-02	3.63E-07	1.75E-08
24	21	1,87 à 3,37	0.8	27.9	2,85	3.6	125.5	12.81	3.7	128.9	13,17	0.36	9.28E-05	1.39E-03	1.29E-07	2.23E-07
24	22	1,87 à 3,37	0.8	27.9	2,85	3.6	125.5	12.81	3.8	132.4	13,52	0.71	1.36E-05	1.67E-03	2.27E-08	1.97E-08

TABLEAU G-2: Résultats des essais hydraulique dans le forage F-2

Intervalle Numéro	Code	Profondeur de à (m)	Hs (mV)	Hs (KPa)	Hs (m)	HO (mV)	HO (KPa)	HO (m)	H1 (mV)	H1 (KPa)	H1 (m)	HO-H1 (m)	Vol. res. m-cube/cm	Ecoulement (cm/s)	Debit m-cube/sec	Conduct. (m/s)
1	11	37,35 à 38,85	8.1	282.3	28.83	10.9	379.9	38.79	8.0	278.8	28.47	10.32	7.13E-07	1.25E-03	8.91E-10	5.32E-11
2	11	35,88 à 37,38	7.7	268.3	27.40	8.2	285.8	29.18	7.8	271.8	27.76	1.42	7.13E-07	4.17E-03	2.97E-09	1.29E-09
3	11	34,46 à 35,96	7.4	257.9	26.33	7.7	268.3	27.40	7.8	271.8	27.76	0.36	7.13E-07	4.50E-03	3.21E-09	5.56E-09
4	11	33,02 à 34,52	7.1	247.4	25.27	7.4	257.9	26.33	7.3	254.4	25.98	0.36	7.13E-07	8.30E-04	5.92E-10	1.02E-09
5	11	31,60 à 33,10	6.8	237.0	24.20	7.0	244.0	24.91	7.0	244.0	24.91	0.00	7.13E-07	0.00E+00	0.00E+00	ERR
6	11	30,18 à 31,68	6.5	226.5	23.13	6.8	237.0	24.20	7.0	244.0	24.91	0.71	1.36E-05	1.83E-02	2.49E-07	2.16E-07
7	21	28,77 à 30,27	6.2	216.1	22.06	9.3	324.1	33.10	9.4	327.6	33.45	0.36	9.28E-05	8.89E-02	8.25E-06	1.43E-05
7	22	28,77 à 30,27	6.2	216.1	22.06	9.3	324.1	33.10	9.4	327.6	33.45	0.36	1.89E-04	1.08E-01	2.04E-05	3.54E-05
8	21	27,40 à 28,90	5.9	205.6	21.00	8.9	310.2	31.67	9.0	313.7	32.03	0.36	1.89E-04	4.70E-02	8.88E-06	1.54E-05
8	22	27,40 à 28,90	5.9	205.6	21.00	8.9	310.2	31.67	9.3	324.1	33.10	1.42	1.89E-04	1.09E-01	2.06E-05	8.92E-06
9	21	25,97 à 27,47	5.5	191.7	19.57	8.6	299.7	30.60	11.0	383.4	39.15	8.54	1.89E-04	1.04E-01	1.97E-05	1.42E-06
9	22	25,97 à 27,47	5.5	191.7	19.57	8.6	299.7	30.60	8.9	310.2	31.67	1.07	1.89E-04	1.40E-02	2.65E-06	1.53E-06
10	11	24,53 à 26,03	5.2	181.2	18.51	9.0	313.7	32.03	6.7	233.5	23.84	8.19	9.28E-05	2.70E-02	2.51E-06	1.89E-07
10	21	24,53 à 26,03	5.2	181.2	18.51	9.0	313.7	32.03	12.8	446.1	45.55	13.52	9.28E-05	4.00E-01	3.71E-05	1.69E-06
10	22	24,53 à 26,03	5.2	181.2	18.51	9.0	313.7	32.03	31.6	1101.3	112.46	80.43	9.28E-05	4.60E-02	4.27E-06	3.27E-08
11	11	23,10 à 24,60	4.9	170.8	17.44	8.2	285.8	29.18	4.7	163.8	16.73	12.46	1.36E-05	8.33E-03	1.13E-07	5.61E-09
11	12	23,10 à 24,60	4.9	170.8	17.44	8.2	285.8	29.18	4.8	167.3	17.08	12.10	7.13E-07	1.75E-01	1.25E-07	6.36E-09
12	11	21,67 à 23,17	4.6	160.3	16.37	8.1	282.3	28.83	4.6	160.3	16.37	12.46	7.13E-07	3.33E-03	2.37E-09	1.17E-10
12	12	21,67 à 23,17	4.6	160.3	16.37	8.1	282.3	28.83	4.8	167.3	17.08	11.74	7.13E-07	6.77E-02	4.83E-08	2.53E-09
13	11	20,25 à 21,75	4.3	149.9	15.30	9.0	313.7	32.03	4.5	156.8	16.01	16.01	7.13E-07	7.50E-03	5.35E-09	2.06E-10
14	11	18,78 à 20,28	4.0	139.4	14.23	7.2	250.9	25.62	4.2	146.4	14.95	10.68	1.36E-05	8.30E-04	1.13E-08	6.52E-10
15	11	17,37 à 18,87	3.7	128.9	13.17	8.0	278.8	28.47	4.0	139.4	14.23	14.23	1.36E-05	1.17E-03	1.59E-08	6.89E-10
16	11	16,08 à 17,58	3.4	118.5	12.10	6.2	216.1	22.06	3.7	128.9	13.17	8.90	7.13E-07	2.33E-03	1.66E-09	1.15E-10
17	11	14,65 à 16,15	3.1	108.0	11.03	8.6	299.7	30.60	3.2	111.5	11.39	19.22	1.36E-05	1.67E-03	2.27E-08	7.28E-10
17	12	14,65 à 16,15	3.1	108.0	11.03	8.6	299.7	30.60	3.3	115.0	11.74	18.86	7.13E-07	1.72E-02	1.23E-08	4.01E-10
18	11	13,25 à 14,75	2.8	97.6	9.96	8.3	289.3	29.54	2.9	101.1	10.32	19.22	7.13E-07	1.67E-03	1.19E-09	3.82E-11
18	12	13,25 à 14,75	2.8	97.6	9.96	8.3	289.3	29.54	3.0	104.6	10.68	18.86	7.13E-07	2.21E-02	1.58E-08	5.15E-10
19	11	11,79 à 13,29	2.4	83.6	8.54	8.9	310.2	31.67	2.6	90.6	9.25	22.42	7.13E-07	8.30E-04	5.92E-10	1.63E-11
19	12	11,79 à 13,29	2.4	83.6	8.54	8.9	310.2	31.67	2.6	90.6	9.25	22.42	7.13E-07	6.46E-03	4.61E-09	1.27E-10
20	11	10,37 à 11,87	2.2	76.7	7.83	11.4	397.3	40.57	2.3	80.2	8.19	32.38	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	3.39E-11
21	11	9,00 à 10,50	1.8	62.7	6.41	15.2	529.7	54.09	1.8	62.7	6.41	47.69	7.13E-07	2.71E-03	1.93E-09	2.50E-11
22	11	7,41 à 8,91	1.5	52.3	5.34	11.1	386.8	39.50	1.7	59.2	6.05	33.45	7.13E-07	4.50E-03	3.21E-09	5.91E-11
23	11	5,94 à 7,44	1.2	41.8	4.27	10.6	369.4	37.72	1.4	48.8	4.98	32.74	7.13E-07	5.00E-03	3.56E-09	6.71E-11
24	11	4,55 à 6,05	1.0	34.9	3.56	6.5	226.5	23.13	1.1	38.3	3.91	19.22	7.13E-07	8.61E-03	6.14E-09	1.97E-10
25	11	3,12 à 4,62	0.7	24.4	2.49	2.9	101.1	10.32	1.3	45.3	4.63	5.69	7.13E-07	5.50E-03	3.92E-09	4.25E-10
25	21	3,12 à 4,62	0.7	24.4	2.49	2.9	101.1	10.32	7.5	261.4	26.69	16.37	1.36E-05	3.33E-03	4.53E-08	1.71E-09
25	22	3,12 à 4,62	0.7	24.4	2.49	2.9	101.1	10.32	29.6	1031.6	105.34	95.02	9.28E-05	2.08E-03	1.93E-07	1.25E-09
26	11	1,80 à 3,30	0.4	13.9	1.42	7.0	244.0	24.91	0.7	24.4	2.49	22.42	1.36E-05	5.60E-03	7.62E-08	2.09E-09
26	21	1,80 à 3,30	0.4	13.9	1.42	7.0	244.0	24.91	7.9	275.3	28.11	3.20	1.36E-05	4.72E-03	6.42E-08	1.24E-08
26	22	1,80 à 3,30	0.4	13.9	1.42	7.0	244.0	24.91	29.3	1021.1	104.27	79.36	9.28E-05	2.50E-03	2.32E-07	1.80E-09

TABLEAU G-3: Résultats des essais hydraulique dans le forage F-3

Intervalle Numéro	Code	Profondeur de à (m)	Hs (mV)	Hs (KPa)	Hs (m)	HO (mV)	HO (KPa)	HO (m)	H1 (mV)	H1 (KPa)	H1 (m)	HO-H1 (m)	Vol. res. m-cube/cm	Ecoulement (cm/s)	Debit m-cube/sec	Conduct. (m/s)
1	11	36,72 à 38,22	7.8	271.8	27.76	10.9	379.9	38.79	8.1	282.3	28.83	9.96	7.13E-07	3.13E-03	2.23E-09	1.38E-10
2	11	35,24 à 36,74	7.5	261.4	26.69	9.1	317.1	32.38	7.7	268.3	27.40	4.98	7.13E-07	2.20E-02	1.57E-08	1.94E-09
3	11	33,80 à 35,30	7.0	244.0	24.91	9.7	338.0	34.52	7.4	257.9	26.33	8.19	7.13E-07	4.86E-02	3.47E-08	2.61E-09
3	12	33,80 à 35,30	7.0	244.0	24.91	9.7	338.0	34.52	7.3	254.4	25.98	8.54	1.36E-05	2.17E-03	2.95E-08	2.13E-09
4	11	32,36 à 33,86	6.7	233.5	23.84	8.1	282.3	28.83	7.0	244.0	24.91	3.91	1.36E-05	2.08E-03	2.83E-08	4.45E-09
5	11	30,90 à 32,40	6.3	219.6	22.42	8.0	278.8	28.47	6.6	230.0	23.49	4.98	1.36E-05	7.50E-03	1.02E-07	1.26E-08
6	11	29,56 à 31,06	6.0	209.1	21.35	8.1	282.3	28.83	6.7	233.5	23.84	4.98	1.36E-05	7.50E-03	1.02E-07	1.26E-08
7	11	28,17 à 29,67	5.7	198.6	20.28	8.4	292.7	29.89	6.5	226.5	23.13	6.76	1.36E-05	1.08E-02	1.47E-07	1.34E-08
8	11	26,70 à 28,20	5.4	188.2	19.22	11.5	400.8	40.93	5.8	202.1	20.64	20.28	7.13E-07	1.67E-03	1.19E-09	3.62E-11
9	11	25,31 à 26,81	5.1	177.7	18.15	8.3	289.3	29.54	5.5	191.7	19.57	9.96	7.13E-07	2.67E-02	1.90E-08	1.18E-09
10	11	23,90 à 25,40	4.8	167.3	17.08	8.3	289.3	29.54	5.3	184.7	18.86	10.68	7.13E-07	2.60E-02	1.85E-08	1.07E-09
11	11	22,49 à 23,99	4.5	156.8	16.01	10.4	362.4	37.01	5.0	174.3	17.79	19.22	7.13E-07	1.67E-03	1.19E-09	3.82E-11
12	11	21,10 à 22,60	4.2	146.4	14.95	19.0	662.2	67.62	4.7	163.8	16.73	50.89	7.13E-07	4.17E-03	2.97E-09	3.60E-11
13	11	19,70 à 21,20	4.0	139.4	14.23	13.7	477.4	48.75	4.2	146.4	14.95	33.81	7.13E-07	5.63E-03	4.01E-09	7.32E-11
14	11	18,25 à 19,75	3.6	125.5	12.81	9.2	320.6	32.74	3.8	132.4	13.52	19.22	7.13E-07	2.64E-03	1.88E-09	6.04E-11
15	11	16,78 à 18,28	3.2	111.5	11.39	9.9	345.0	35.23	3.5	122.0	12.46	22.78	7.13E-07	3.54E-03	2.52E-09	6.83E-11
16	11	15,33 à 16,83	2.9	101.1	10.32	14.1	491.4	50.18	3.3	115.0	11.74	38.43	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	2.86E-11
17	11	13,82 à 15,32	2.6	90.6	9.25	17.0	592.5	60.50	3.0	104.6	10.68	49.82	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	2.21E-11
18	11	12,39 à 13,89	2.3	80.2	8.19	20.0	697.0	71.17	2.8	97.6	9.96	61.21	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	1.79E-11
19	11	10,96 à 12,46	2.0	69.7	7.12	17.3	602.9	61.57	2.5	87.1	8.90	52.67	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	2.09E-11
20	11	9,56 à 11,06	1.6	55.8	5.69	19.6	683.1	69.75	1.9	66.2	6.76	62.99	7.13E-07	3.33E-03	2.37E-09	2.32E-11
21	11	8,11 à 9,61	1.3	45.3	4.63	19.5	679.6	69.40	1.8	62.7	6.41	62.99	7.13E-07	4.17E-03	2.97E-09	2.91E-11
22	11	6,76 à 8,26	1.0	34.9	3.56	17.6	613.4	62.63	1.5	52.3	5.34	57.30	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	1.92E-11
23	11	5,41 à 6,91	0.8	27.9	2.85	18.8	655.2	66.90	1.3	45.3	4.63	62.28	7.13E-07	3.33E-03	2.37E-09	2.35E-11
24	11	3,95 à 5,45	0.5	17.4	1.78	16.6	578.5	59.07	0.9	31.4	3.20	55.87	7.13E-07	2.50E-03	1.78E-09	1.97E-11
25	21	2,53 à 4,03	0.1	3.5	0.36	1.2	41.8	4.27	7.5	261.4	26.69	22.42	1.36E-05	2.13E-02	2.90E-07	7.96E-09
25	22	2,53 à 4,03	0.1	3.5	0.36	1.2	41.8	4.27	0.9	31.4	3.20	1.07	7.13E-07	1.83E-02	1.30E-08	7.53E-09
26	11	1,10 à 2,60	0.0	0.0	0.00	3.8	132.4	13.52	0.5	17.4	1.78	11.74	7.13E-07	3.13E-03	2.23E-09	1.17E-10