

UNIVERSITÉ DU QUÉBEC

MÉMOIRE
PRÉSENTÉ À
L'UNIVERSITÉ DU QUÉBEC À CHICOUTIMI
COMME EXIGENCE PARTIELLE
DE LA MAÎTRISE EN SCIENCES DE LA TERRE

PAR
CLÉMENT BILODEAU
B.Sc.A

HYDROGÉOLOGIE DU MASSIF ROCHEUX
AU SUD DE LA MINE À CIEL OUVERT NO 6,
PRÈS DE BATHURST AU NOUVEAU-BRUNSWICK

AOÛT 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.

RÉSUMÉ

Les propriétés hydrauliques d'un massif rocheux fracturé affectant la migration de polluant ont été analysées dans le cadre d'un plan de fermeture d'une mine. La mine à ciel ouvert no 6 de la Brunswick Mining and Smelting Corp. a été en production de 1965 à 1983. L'excavation est présentement à se remplir par les eaux souterraines et le drainage de surface. Après le remplissage de la mine, l'eau acide pourra s'écouler vers le sud à travers le massif rocheux. La présente étude a pour objectif principal la caractérisation de l'écoulement à l'intérieur du massif rocheux entre la mine et le ruisseau Austin situé à environ 700m en aval (au sud) de la mine.

Trois forages d'une longueur totale de 292m ont été exécutés pour cette étude. L'orientation des carottes de forage a été mesurée à l'aide d'un orienteur de type "plomb-plasticine". L'orientation vraie des fractures a été déterminée. Un enregistrement vidéo de l'intérieur des trous de forage a permis d'identifier les fractures naturelles de la roche. Des relevés de fractures ont été réalisés sur deux zones d'affleurement situées entre la mine et le ruisseau: les secteurs nord et sud. Les différentes données sur la fracturation ont permis de faire ressortir des variations spatiales dans la distribution des orientations de fracture. La densité de fracturation varie avec la profondeur mais est similaire pour les secteurs nord et sud.

Deux types d'essais hydrauliques ont été effectués, soit des essais d'injection à charge constante et des essais de choc hydraulique ("slug tests"). La qualité et la fiabilité des données ont été analysées à l'aide de deux types de graphiques. La conductivité hydraulique des intervalles estimées directement varie entre $1,0 \times 10^{-8}$ et $1,2 \times 10^{-5}$ m/s. La conductivité hydraulique radiale de la matrice rocheuse estimée en laboratoire varie de 10^{-12} pour les échantillons fissurés, à 10^{-13} - 10^{-14} m/s pour les échantillons sans fissure. Une analyse comparative des résultats des différents types d'essai a permis d'évaluer la fiabilité des données et d'assigner des limites aux valeurs qui n'ont pu être estimées directement.

Les essais hydrauliques en forage ne permettent pas de définir une corrélation nette entre la présence de fractures et la valeur de la conductivité hydraulique. Les résultats des essais hydrauliques in situ ne montrent pas de variation significative de la conductivité hydraulique ni avec la profondeur, ni horizontalement. Les valeurs de débits estimés soulignent qu'une très faible portion du massif rocheux (environ 10%) peut contrôler la majorité (environ 90%) des apports d'eau au ruisseau Austin. La vitesse de filtration est estimée avec un gradient de 0,04 pour deux valeurs extrêmes de porosité, soit: la porosité de fracture minimale de 0,0027%, et une porosité effective maximale de 1%. La grande variabilité des résultats obtenus reflète l'incertitude sur plusieurs paramètres hydrauliques, principalement la porosité. Ces estimations pourraient être raffinées avec certains travaux complémentaires.

REMERCIEMENTS

L'auteur tient à remercier Luc St-Arnaud et le Centre de Technologie Noranda(CTN) qui sont à l'origine du projet et qui nous ont appuyé durant toute sa durée. Je remercie également la Brunswick Mining and Smelting Corp. pour m'avoir facilité l'accès sur le site, pour son soutien financier et la collaboration de son personnel. Notre gratitude s'étend aussi aux gestionnaires du programme d'Action Structurante pour la bourse qu'ils m'ont accordée, de même qu'au Centre d'Étude sur les Ressources minérales de l'Université du Québec à Chicoutimi pour son support technique et monétaire.

Je témoigne ma reconnaissance à mon directeur de recherche Alain Rouleau pour sa grande disponibilité, de même qu'aux autres membres de mon comité, D.W. Roy et Guy Archambault.

S.R. Aiken (CTN) et François Guillot ont aussi contribué au bon déroulement des travaux de terrain. Merci également à Alain Tremblay du Centre Géoscientifique de Québec pour sa collaboration lors d'une visite au site. Merci aussi à Élaine Bougie, Jackie Cyr, et Line Jubinville pour leur assistance à la préparation du présent document. Finalement, je remercie tout spécialement mon amie Chantale Gaudreault pour son aide et son appui constant.

TABLE DES MATIERES

RÉSUMÉ	ii
REMERCIEMENTS	iii
LISTE DES FIGURES	vi
LISTE DES TABLEAUX	ix
1 INTRODUCTION	1
2 DESCRIPTION DU SITE	7
2.1 Lithologie	7
2.2 Géologie structurale	12
2.3 Géométrie de l'excavation	14
3 PROGRAMME DE FORAGE	16
4 CARACTÉRISATION DE LA FRACTURATION	19
4.1 Carottes de forage	19
4.2 Diagraphie vidéo	25
4.3 Analyse des données provenant des forages	27
4.4 Relevés sur affleurement et sur la paroi sud de la mine	32
5 ESSAIS HYDRAULIQUES	48
5.1 Essais de choc hydraulique en forage	48
5.1.1 Équipement et procédures	48
5.1.2 Méthodes d'analyse: Hvorslev et Cooper	50
5.1.3 Résultats	54
5.2 Essais d'injection à charge constante en forage	59
5.2.1 Équipement et procédure	59
5.2.2 Méthode d'analyse	61
5.2.3 Résultats	64
5.3 Essais de perméamétrie en laboratoire	67
5.4 Comparaison des résultats	68
5.4.1 Essais d'injection à charge constante et essais de choc hydraulique	68
5.4.2 Essais hydrauliques en forage et essais de perméamétrie en laboratoire	81
6 INTERPRÉTATION DES RÉSULTATS	84
6.1 Corrélation entre les résultats de conductivité hydraulique et la fracturation	84
6.2 Zonation du massif en fonction de la conductivité hydraulique	87
6.3 Estimation du débit d'apport au ruisseau Austin	97

6.4 Estimation de la vitesse d'écoulement au sud de la mine	101
7 DISCUSSION ET RECOMMANDATIONS	106
8 CONCLUSION	112
RÉFÉRENCES	117

Annexe I.	Diagraphie des forages
Annexe II.	Données d'orientation des fractures sur les carottes de forage
Annexe III.	Registre des mesures de fractures sur affleurement
Annexe IV.	Résultats des essais de choc hydraulique
Annexe V.	Résultats des essais d'injection à charge constante
Annexe VI.	Tableau sommaire des résultats d'essais hydrauliques

LISTE DES FIGURES

Figure 1.	Carte géologique de la partie nord du massif montagneux de Miramichi, adaptée de Davies (1979), et de Davies et McAllister (1980)	8
Figure 2.	Géologie de la mine Brunswick no 6 (adapté de Van Staal et Williams 1984)	10
Figure 3.	Schéma illustrant l'attitude de la stratigraphie à l'extrémité sud de la mine Brunswick no 6 (adapté de Van Staal et William, 1984)	13
Figure 4.	Plan de localisation des travaux montrant quelques éléments géologiques (adapté de Van Staal, 1985)	15
Figure 5.	Orienteur de type "plomb-plasticine" montrant; a) la prise d'empreinte au fond du trou de forage; b) le demi-cylindre de plomb et la bague d'acier filetée retenant la plasticine à l'orienteur	20
Figure 6.	a) Géométrie d'une fracture interceptant un forage et angles de référence α et β ; b) Mesure de l'angle β ; c) Mesure de l'angle α (modifié d'après Goodman, 1976)	22
Figure 7.	Stéréogrammes des pôles de fractures répertoriées sur les carottes des forages: a) 6-50, b) 6-51 et c) 6-52	24
Figure 8.	Distribution des fractures observées pour le forage 6-50	26
Figure 9.	Distribution des fractures observées pour le forage 6-51	27
Figure 10.	Distribution des fractures observées pour le forage 6-52.	28
Figure 11.	Carte générale des affleurements du secteur nord.	34
Figure 12.	Carte générale des affleurements du secteurs sud.	35
Figure 13.	Diagrammes d'orientation des pôles de fractures mesurées, a) sur les affleurements du	

secteur nord et du secteur sud, b) sur la paroi sud de la mine	37
Figure 14. Distribution des ouvertures de fracture selon leur orientation	40
Figure 15. Schémas illustrant la géométrie supposée pour les interprétations des essais de choc hydraulique; a) selon une méthode de Hvorslev (1951); b) selon la méthode de Cooper et al. (1967).	52
Figure 16. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Hvorslev (1951)	55
Figure 17. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Cooper et al. (1967)	56
Figure 18. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Cooper et al. (1967), et pour lequel la courbe de rabattement ne pouvait être juxtaposée sur une seule courbe abaque.	57
Figure 19. Schéma de l'équipement d'injection et de prise de mesure utilisé pour les essais d'injection à charge constante	60
Figure 20. Schéma illustrant les conditions limites et la géométrie supposée lors des essais d'injection à charge constante	63
Figure 21. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-50.	71
Figure 22. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-51.	71
Figure 23. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-52.	72
Figure 24. Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-50. . . .	75
Figure 25. Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-51. . . .	77

Figure 26.	Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-52.	79
Figure 27.	Schéma des fourchettes d'estimation de la conductivité hydraulique.	83
Figure 28.	Graphique de la conductivité hydraulique en fonction du nombre de fractures reconnues par intervalle sur les carottes de forage.	85
Figure 29.	Graphique de la conductivité hydraulique en fonction du nombre de fractures parallèles à la foliation, reconnues avec le vidéo (forage 6-51).	88
Figure 30.	Histogramme illustrant la distribution des valeurs de la conductivité hydraulique	93
Figure 31.	Schéma illustrant une zonation fictive du massif rocheux au sud de la mine no 6	96
Figure 32.	Schéma d'une section verticale et de l'écoulement des eaux souterraines entre la mine et le ruisseau Austin	98

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1.	Attitude et longueur des forages	17
Tableau 2.	Coordonnées du collet des forages.	17
Tableau 3.	Nombre et pourcentage des fractures dont la longueur de la trace est connue	38
Tableau 4.	Densité de fracturation par surface d'affleurement.	42
Tableau 5.	Orientation des principales familles de fracture.	45
Tableau 6.	Perte de charge due à la friction sur la paroi intérieure du tube d'amenée d'eau pour les essais à plus fort débit.	64
Tableau 7.	Synthèse des résultats des essais de perméamétrie en laboratoire	68
Tableau 8.	Distribution de la conductivité hydraulique en fonction de la profondeur.	90
Tableau 9.	Pourcentage et longueur de forage selon les différentes classes de conductivité hydraulique .	91
Tableau 10.	Résultats des calculs de débits selon les zonations de la conductivité hydraulique	100
Tableau 11.	Paramètres utilisés pour l'évaluation de la porosité de fracture.	103
Tableau 12.	Résultats des calculs de vitesse et de débits selon les zonations de la conductivité hydraulique	104

CHAPITRE 1

INTRODUCTION

La mine à ciel ouvert no 6 de la Brunswick Mining and Smelting Corp. a été en production de 1965 à 1983. L'excavation est présentement en train de se remplir par les eaux souterraines et le drainage de surface. De l'eau de drainage à teneur élevée en métaux et de pH faible, est générée par l'oxydation de minéraux sulfurés présents dans les parois de la mine (Aiken et St-Arnaud, 1991). Le drainage acide provenant du dépôt de stériles et des terrils est collecté et déversé dans la mine après un traitement à la chaux.

St-Arnaud et Aiken (1991) ont estimé que le niveau d'eau à l'intérieur de la mine atteindra celui de la table d'eau régionale en 1995. À ce moment, l'eau acide à l'intérieur de l'excavation pourrait s'écouler à travers le massif rocheux au sud de la mine. De plus, la faible épaisseur de dépôts meubles au sud de la mine (Aiken et St-Arnaud, 1991), suggère que l'écoulement devrait être principalement contrôlé par le milieu rocheux. Dans ce contexte, il est pertinent de se demander si la percolation des eaux souterraines à travers le massif

rocheux permettra une atténuation importante de la contamination chimique de l'eau de la mine, et ce, avant que cette eau n'atteigne un exutoire de surface. Cette question ne peut être résolue qu'en ayant une bonne compréhension de l'hydrogéologie en aval de la mine.

L'évaluation des propriétés hydrauliques serait simplifiée si l'écoulement s'effectuait dans un milieu poreux homogène, comme par exemple un sable. À l'opposé, l'écoulement en aval de la mine no 6 et de la majorité des mines, est contrôlé par un milieu hétérogène composé de plusieurs lithologies et recoupé par un réseau de fractures de géométrie complexe. De plus, les roches encaissantes d'une mine ont généralement subi plusieurs épisodes de déformation marquées par des cisaillements, plissements, foliations, intrusions, etc.

L'estimation de la perméabilité est une étape importante dans l'analyse de la migration de contaminants dans l'eau souterraine. D'autres paramètres hydrauliques tels la porosité effective de fracture et la vitesse d'écoulement peuvent être plus significatifs parce qu'ils permettent de caractériser directement le taux de migration de contaminants dissous dans l'eau souterraine (Rouleau and Gale, 1987).

Norton and Knapp (1977) ont étudié les différentes formes de porosité d'un massif rocheux. Ils ont constaté que la proportion majeure de la porosité totale dans un environnement plutonique est constituée de pores résiduels (i.e. pores de la matrice rocheuse) qui ne contribuent pas à l'écoulement. Ils soutiennent également que le modèle de la porosité de fracture ouverte à paroi lisse est une première approximation raisonnable de la perméabilité.

Des recherches plus récentes ont permis d'analyser les relations entre la perméabilité d'un massif rocheux et certaines caractéristiques du réseau de fracture, telles l'interconnexion et la densité de fracture, de même que les caractéristiques individuelles des fractures (ouverture, longueur, etc.); entretenant ainsi l'interrogation à savoir si la perméabilité définie pour un réseau de fractures peut être considérée équivalente à la perméabilité d'un milieu poreux.

Des simulations numériques ont montré que l'interconnexion des fractures affecte fortement le rapport porosité effective/porosité totale (Rouleau and Gale, 1987). Long and Witherspoon (1985) ont également étudié par simulation numérique la relation entre le degré d'interconnection et la perméabilité dans un réseau de fractures. Ils ont démontré que la perméabi-

lité d'un système avec de longues fractures s'apparente plus à un milieu poreux qu'un système constitué de fractures plus courtes. Dans ce dernier cas (fractures courtes) la longueur des fractures affecte la perméabilité du réseau. Par contre, avec l'augmentation de la longueur des fractures, la perméabilité atteint un maximum et, dans ce cas, le calcul de la perméabilité maximale avec la méthodologie de Snow (1965, 1969) peut être suffisant.

L'objectif principal de la présente étude est donc de caractériser l'écoulement des eaux souterraines entre la mine no 6 et le ruisseau Austin, situé à environ 700m en aval. Plus spécifiquement les questions suivantes retiennent l'attention:

- Est-ce que la perméabilité du massif est principalement contrôlée par les fractures, la matrice rocheuse, ou encore une combinaison des deux?
- Quelles sont les meilleures estimations de la conductivité hydraulique et de la porosité?
- Le massif rocheux doit-il être considéré comme homogène ou hétérogène au point de vue hydrogéologique?

- Quelles sont les vitesses et les débits d'écoulement des eaux souterraines entre la mine et le ruisseau Austin?

Pour la présente étude, l'analyse de la fracturation a été réalisée à l'aide des fractures répertoriées sur les affleurements de surface et dans les forages (carottes et vidéo). L'estimation des propriétés hydrauliques est basée sur des essais réalisés le long de section de forage, et sur des carottes de roc.

Une emphase particulière est portée sur l'évaluation de la qualité des données. Les valeurs de conductivité hydraulique déterminées à partir des essais de choc hydraulique et celles déterminées avec les essais d'injection à charge constante sont ainsi reproduites sur deux types de graphiques. Ces graphiques permettent de juger de la fiabilité des résultats, d'éliminer les résultats incertains, et ainsi, d'obtenir des estimations plus justes de la conductivité hydraulique.

Finalement, une zonation conceptuelle du massif rocheux est effectuée en fonction des données géologiques, structurales et hydrogéologiques. La vitesse de filtration et le débit d'écoulement ont été estimés pour chacune des zones ainsi

définies. La grande variabilité de ces estimations témoigne de la difficulté d'évaluer les paramètres hydrauliques dans un massif rocheux, notamment la porosité effective.

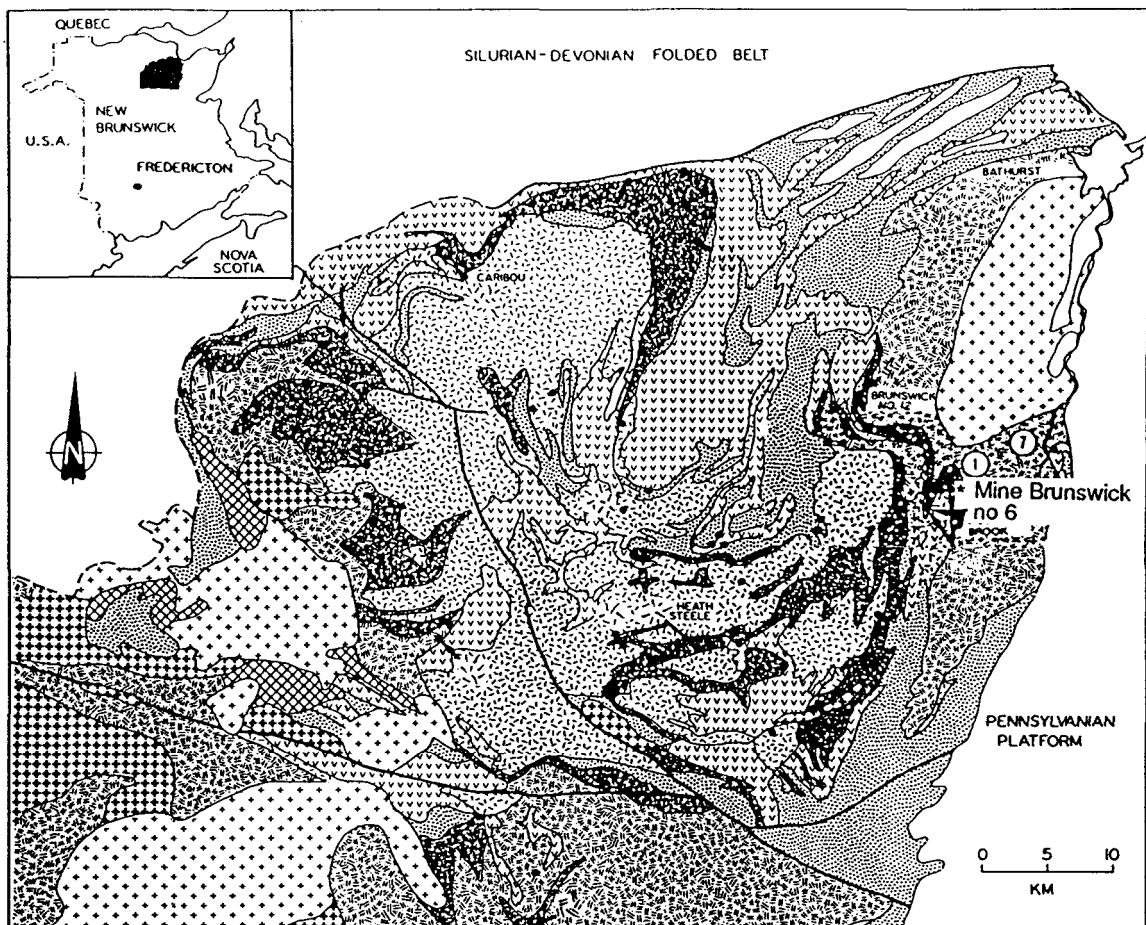
CHAPITRE 2

DESCRIPTION DU SITE

2.1 Lithologie

La mine Brunswick no 6 a été exploitée pour le cuivre, le plomb et le zinc. Elle est située à 27 km au sud-ouest de Bathurst au Nouveau-Brunswick (figure 1). Cette mine est localisée dans le nord-est du massif montagneux de Miramichi, lequel forme des hautes terres de direction NE-SO, qui s'étendent jusqu'au sud-ouest du Nouveau-Brunswick et dans l'état adjacent du Maine (Fyffe et al., 1981). Les roches du massif de Miramichi sont polydéformées et métamorphisées au faciès schiste vert et à amphibolite; elles ont été soulevées durant l'orogénie Taconique à la suite de la fermeture de l'océan Iapetus (Bird et Dewey, 1970).

La portion nord du massif de Miramichi est caractérisée par une grande épaisseur de roches volcaniques felsiques, encaissantes de plusieurs gisements de sulfures massifs et faisant partie du groupe de Tétagouche. Au pourtour de la mine no 6, ces roches sont généralement considérées d'âge Ordovicien



ROCHES INTRUSIVES		GROUPE DE TÉTAGOUCHE	
DÉVONIEN		ORDOVICIEN	
GRANITE		UNITÉ MÉTASÉDIMENTAIRE SUPÉRIEURE	
GABBRO		UNITÉ MÉTAVOLCANIQUE MAFIQUE	
ORDOVICIEN		UNITÉ MÉTAVOLCANIQUE PORPHIRIQUE FELSIQUE	
MÉTAGRANITE		UNITÉ MÉTARHYOLITIQUE	
MÉTAGABBRO		UNITÉ MÉTASÉDIMENTAIRE INFÉRIEURE	

Figure 1. Carte géologique de la partie nord du massif montagneux de Miramichi, adaptée de Davies (1979), et de Davies et McAllister (1980).

(Van Staal et Williams, 1984), leur métamorphisme y est limité au faciès schiste vert, et elles montrent une histoire polyphasée, plus compliquée que reconnue antérieurement (Davies, 1972; Helmstaedt, 1973).

Les différentes lithologies observées à la mine no 6 sont illustrées à la figure 2. Une attention particulière est portée à l'unité 2 de Van Staal et Williams (1984) et à la formation de fer, parce qu'elles constituent respectivement l'unité lithologique dominante du massif rocheux à l'étude et une unité apparemment très perméable. Des informations détaillées sur les différentes lithologies présentes à ce site se trouvent dans la thèse de doctorat de Van Staal (1985).

L'unité 2 est constituée de métavolcaniques felsiques et de sédiments clairsemés (Van Staal et Williams, 1984). La base de l'unité est composée d'un schiste oeillé. Pétrographiquement, la granulométrie varie de moyenne à grossière, avec des cristaux de quartz avec ou sans feldspaths hypidiomorphes à automorphes, dans une matrice composée généralement de quartz, de feldspaths et de phyllosilicates de granulométrie très fine (Van Staal, 1985). Le schiste oeillé est interprété comme une coulée de cendre volcanique déposée dans un milieu subaqueux (Davies, 1972; Juras, 1981). Dans les carottes provenant des

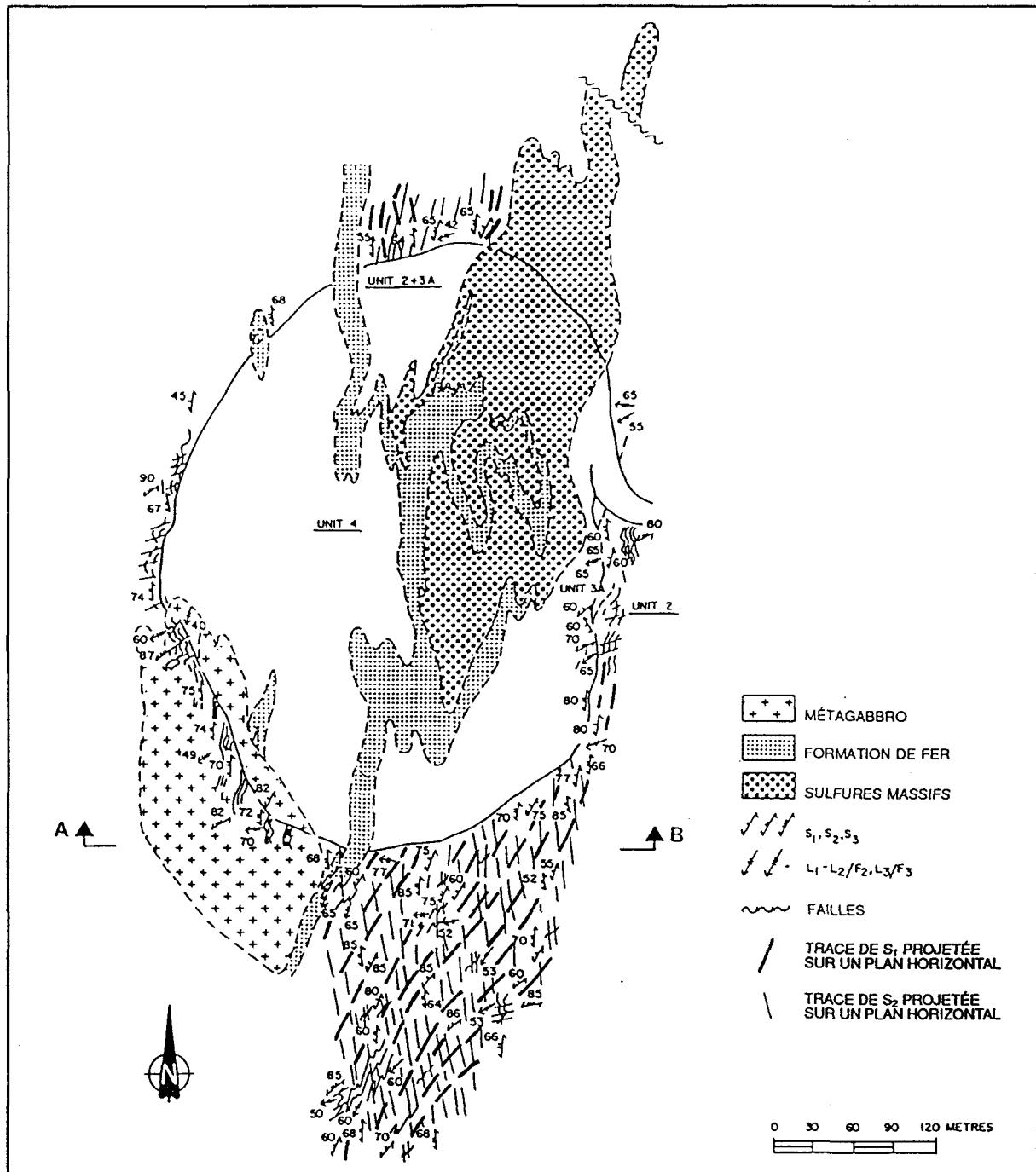


Figure 2. Géologie de la mine Brunswick no 6 (adapté de Van Staal et Williams 1984).

trois forages, réalisés dans le cadre de cette étude, le schiste oeillé a été la principale lithologie intersectée. Des schistes à grains fins, avec des variations de couleur, ont également été observés dans les forages; ils correspondent probablement aux phyllites à quartz décrites dans Van Staal (1985) et communément rencontrées vers le sommet de l'unité. En l'absence d'étude pétrographique détaillée, les variations lithologiques observées sur les carottes de forage ont été nommées uniquement sur la base de la présence ou non de phénocristaux, ou de la granulométrie, ou de la couleur (voir annexe I, diagraphie de forage).

La formation de fer a une épaisseur approximative de 15m au contact de l'excavation et se retrouve au nord et au sud de la mine (figure 2). Au sud de la mine, la formation de fer s'amincit rapidement et est généralement dominée par un faciès de silicates chloriteux (Van Staal et Williams, 1984). D'après la compilation de diographies de forages, Van Staal (1985) prolonge la formation de fer jusqu'à environ 380m au sud de l'excavation. Cependant, cette formation n'a pas été reconnue lors de la diagraphie des trois forages réalisés dans le cadre de cette étude.

2.2 Géologie structurale

Van Staal et Williams (1984) ont reconnu cinq phases de plissement dans la région des mines Brunswick, dont les deux plus anciennes (F_1 et F_2) influencent la forme structurale à grande échelle du massif rocheux de la mine no 6. Au sud de la mine, S_2 est plus fine que S_1 et fortement refractée lorsqu'elle intersecte S_1 . Le gisement de la mine no 6 est déformé à son extrémité nord par un pli en "Z" de plongée sud-ouest, et par un pli en "S" de plongée sud-ouest à son extrémité sud (Van Staal et Williams, 1984). Les deux plis sont des structures F_2 et ont une foliation S_2 bien développée parallèle à leur plan axial (Figure 2; Van Staal et Williams, 1984). La figure 3 illustre l'attitude des lithologies au sud de la mine no 6.

La foliation S_2 , de même que la foliation antérieure S_1 , sont généralement bien visibles sur les affleurements analysés pour cette étude; ces foliations sont intimement reliées à la formation des fractures.

Une revue de la littérature révèle qu'un nombre abondant de failles ont été identifiées dans la région des mines Brunswick no 6 et no 12 (eg. Boyle et Davies, 1964; Stockwell et Tupper, 1966; Rutledge, 1970; Davies, 1972; Davies et al.,

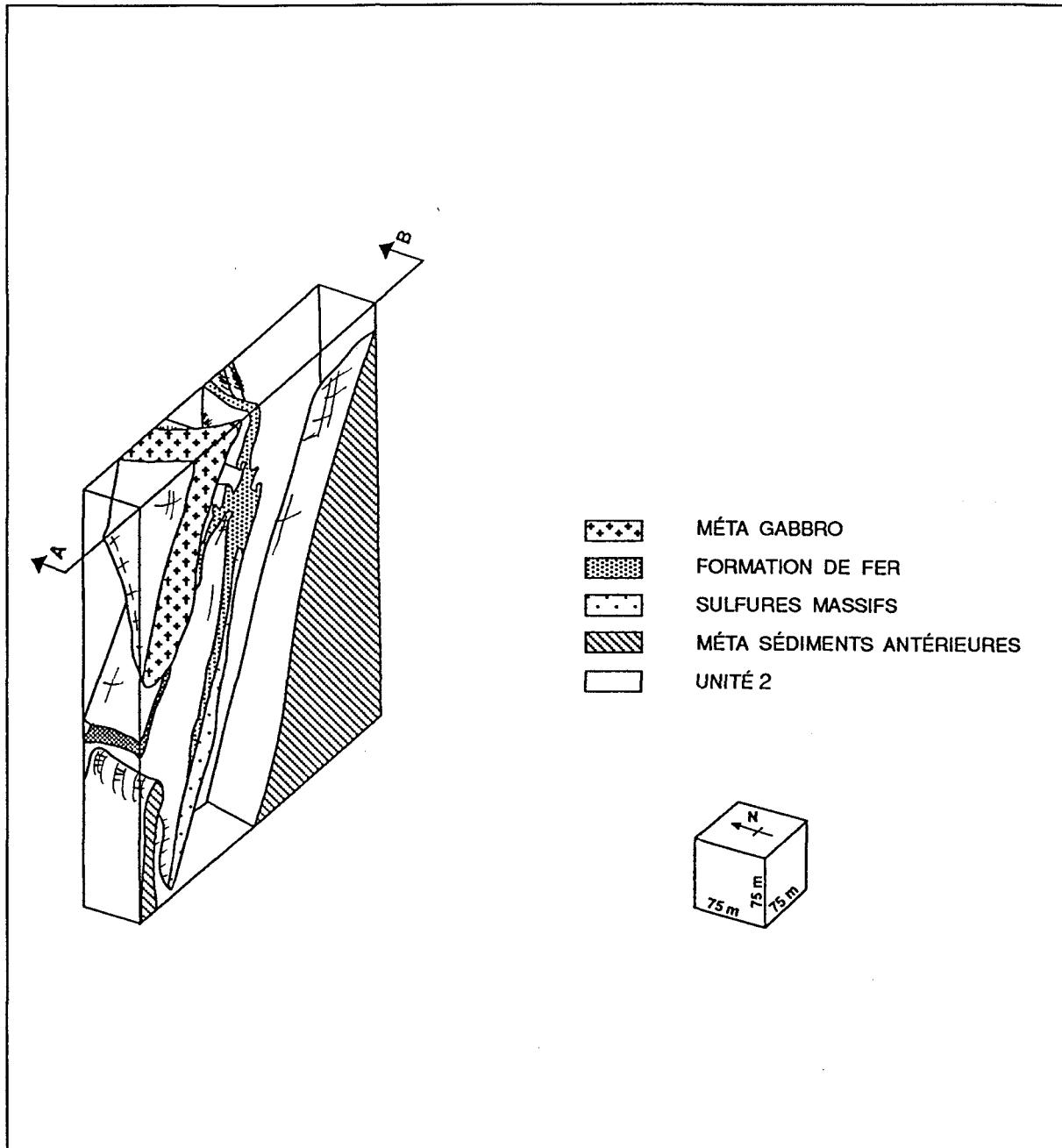


Figure 3. Schéma illustrant l'attitude de la stratigraphie à l'extrémité sud de la mine Brunswick no 6 (adapté de Van Staal et William, 1984).

1981), mais avec très peu d'évidence directe de faillage (Van Staal et Williams, 1984). Une faille majeure pertinente à l'hydrogéologie du massif rocheux au sud de la mine no 6 est la faille du ruisseau Austin, laquelle s'étend sur plus d'un (1) kilomètre (voir figure 4).

L'étape de déformation du massif rocheux la plus récente et qui a amené la formation des joints, offre le plus grand intérêt dans notre étude, puisque ces fractures représentent des conduits plus ou moins ouverts pouvant influencer directement l'écoulement à l'intérieur du massif rocheux.

2.3 Géométrie de l'excavation

Vue en plan, l'excavation est de forme ovale avec l'axe principal orienté N-S. Ses dimensions à la surface sont d'environ 330m x 460m, sa profondeur atteignant 95m. Lorsque le niveau d'eau dans la mine sera en équilibre avec la table d'eau régionale, la surface de l'eau se situera approximativement à 5m sous le col moyen de l'excavation.

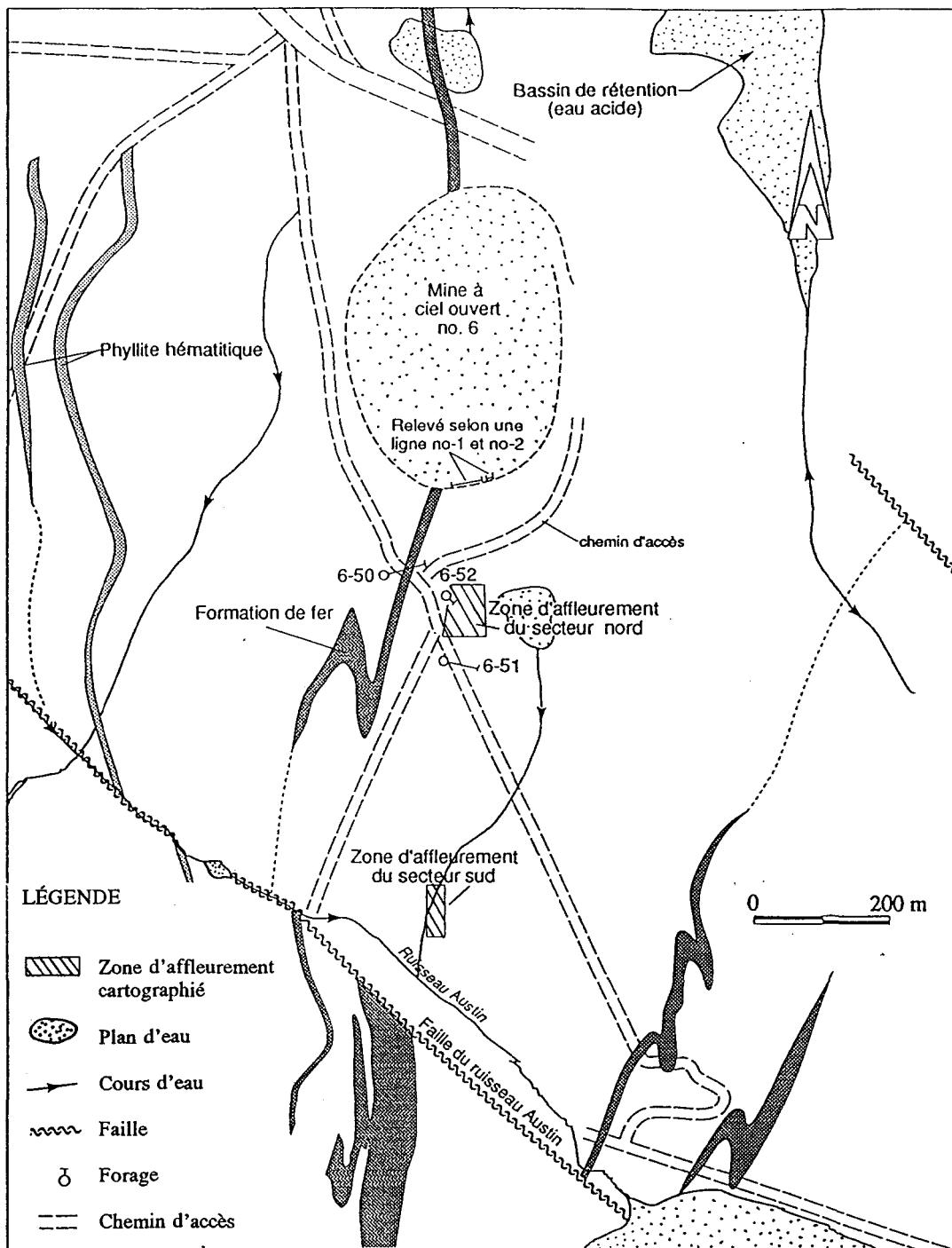


Figure 4. Plan de localisation des travaux montrant quelques éléments géologiques (adapté de Van Staal, 1985).

CHAPITRE 3

PROGRAMME DE FORAGE

Pour cette étude, trois forages (6-50, 6-51, 6-52; figure 4) ont été réalisés pour une longueur totale de 292m. L'orientation de chacun des forages a été choisie pour intersecter le maximum de fractures et de lithologies distinctes. Aussi, un mini forage vertical de 3m de profondeur (TF-4) a été effectué à environ 10m au nord du forage 6-52, dans le but de prélever des échantillons parallèlement à la foliation.

Tous les forages ont été foncés à l'aide d'une foreuse au diamant munie d'un carottier de calibre HQ, permettant la récupération de carottes de roc de 58mm de diamètre. Le tableau 1 résume les informations sur l'attitude et la longueur des forages. Le tableau 2 donne les coordonnées du collet des forages relevées par le personnel de la mine, selon leur propre système de référence orienté N-S et E-O. Quoique la relation avec un système de référence standard n'est pas connue, notons à titre indicatif que le forage 6-50 se situe approximativement aux coordonnées UTM: 5253800m. N et 739000m. E. Le profil lithologique de chacun des forages est montré à l'annexe I,

Tableau 1. Attitude et longueur des forages.

FORAGE	DIRECTION (degré)	PLONGÉE INITIALE	LONGUEUR (mètre)	PLONGÉE: résultat des tests à l'acide (degré)
6-50	80	60	145	à 46m: 65 à 99m: 62 à 145m: 62
6-51	100	60	117.2	à 47m: 61 à 96m: 56
6-52	123	50	30.2	à 30m: 50

Tableau 2. Coordonnées du collet des forages.

FORAGE	ÉLÉVATION* (m)	COORDONNÉES (m)	
		NORD	EST
6-50	2579,470	15950,361	17421,022
6-51	2580,007	15768,753	17499,862
6-52	2581,577	15881,924	17505,880

* L'élevation de la partie la plus basse du sommet du tubage par rapport au système de référence de la mine; soustraire 2 000m pour obtenir l'élevation par rapport au niveau moyen de la mer.

parallèlement aux profils de la fracturation et de la conductivité hydraulique.

Soulignons que de la boue de forage a été employée lors de la réalisation du trou 6-51 pour limiter les bris d'équipement dûs aux coincements des tiges de forage. À la fin de la perforation, le trou a été nettoyé par injection d'eau à faible pression jusqu'à la venue d'eau claire au sommet du trou de forage. Cette procédure a permis de réduire une cause d'erreur éventuelle lors de la mesure de la conductivité hydraulique. En effet, la présence de boue de forage aurait pu diminuer la conductivité hydraulique lors des essais hydrauliques.

La plongée des forages a été mesurée à différentes profondeurs par des tests à l'acide. Ces tests consistent à descendre une éprouvette de verre contenant de l'acide à l'intérieur du trou de forage; puis après un temps d'attente d'une heure ou plus, l'éprouvette est remontée. L'inclinaison de la marque laissée par l'acide permet de mesurer la plongée du forage à la profondeur de l'essai.

CHAPITRE 4

CARACTÉRISATION DE LA FRACTURATION

4.1 Carottes de forage

Orientation des carottes

L'orientation des carottes a été mesurée simultanément aux travaux de forage à l'aide d'un orienteur de type "plomb-plasticine" (Bienvenu, 1988). L'orienteur est lâché dans le trou de forage incliné et, sous l'effet de la gravité, la plasticine épouse la cassure de la carotte au fond du trou de forage (figure 5). L'orienteur est ensuite remonté et l'empreinte de plasticine est comparée avec la cassure sur la dernière carotte prélevée, ou encore avec la première carotte de la prochaine course. La ligne de référence marquée par les petits trous sur l'orienteur est ensuite reproduite sur la carotte. Cette ligne sur la carotte correspond donc à la crête du forage.

Cet essai a été réalisé généralement à tous les 3.05m (10 pieds), à moins qu'un fragment de roc ne soit resté au fond du

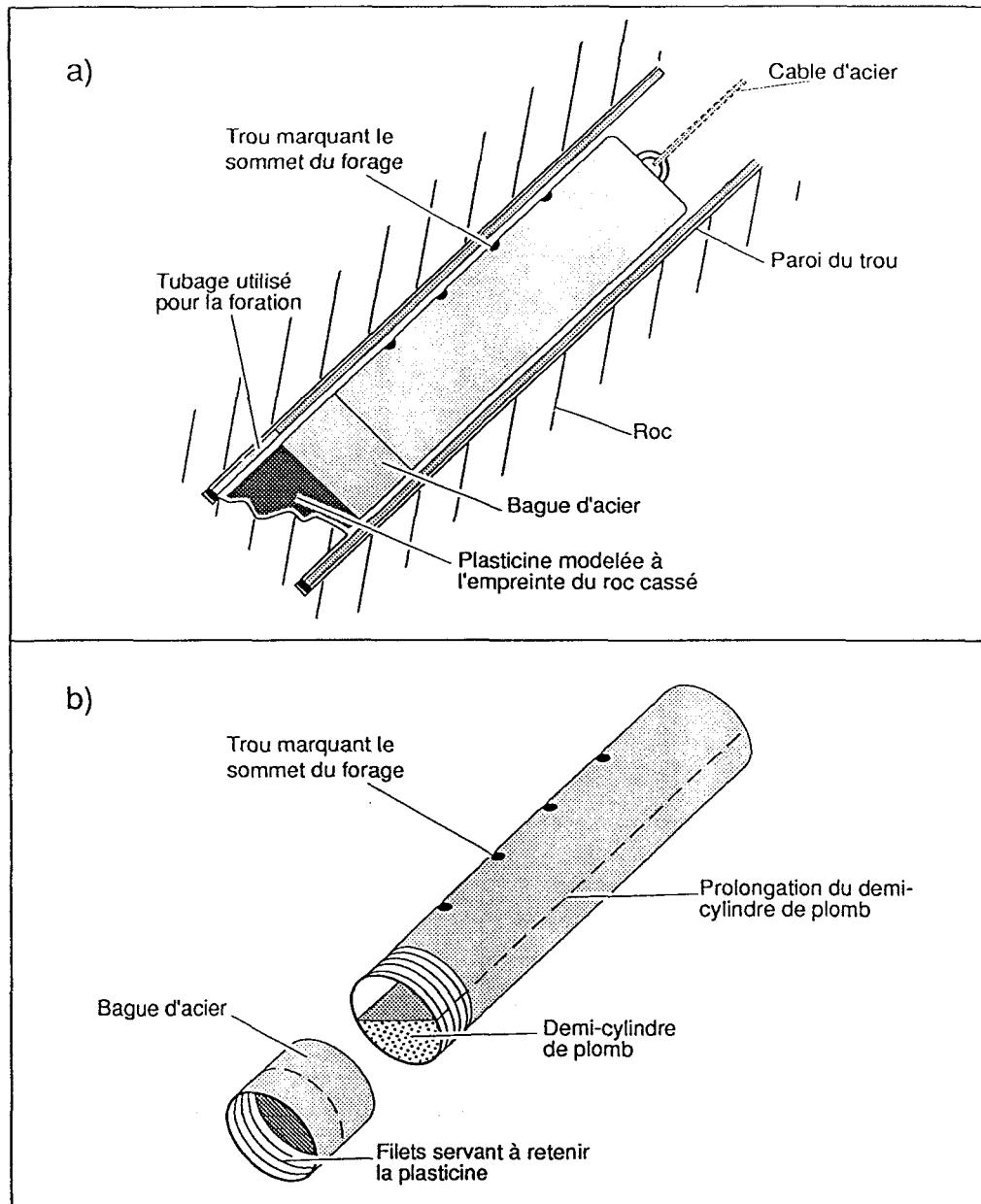


Figure 5. Orienteur de type "plomb-plasticine" montrant; a) la prise d'empreinte au fond du trou de forage; b) le demi-cylindre de plomb et la bague d'acier filetée retenant la plasticine à l'orienteur.

trou de forage. Dans ce cas, l'essai était repris quelques pieds plus loin ou après la prochaine course (3.05m). L'assemblage de deux carottes consécutives a généralement permis de tracer la ligne de référence entre chaque carotte orientée. Dans le cas où cette opération était impossible, due à une usure excessive des carottes ou encore à une fracturation trop importante, la ligne de référence était reproduite en se basant sur la relation angulaire avec la foliation naturelle de la roche.

Détermination des orientations vraies des fractures

L'orientation vraie des fractures a été déterminée selon la méthode de la géométrie analytique développée par Logan et al (1968) et reprise par Lau (1983). La première étape de cette méthode consiste à mesurer les angles α et β directement sur les carottes de roc (figure 6a). L'angle aigu α , entre l'axe majeur de l'ellipse (plan d'intersection entre la fracture et la carotte) et l'axe de la carotte, a été mesuré à l'aide d'un rapporteur d'angle (figure 6c). L'angle β est mesuré entre la ligne de référence sur la carotte (0°) et la partie inférieure du grand axe de l'ellipse. Les mesures de β ont été faites dans le sens horaire, en regardant dans la direction de progression du forage (figure 6b). La mesure de

la distance le long de la circonference est facilement convertie en degré (0-360).

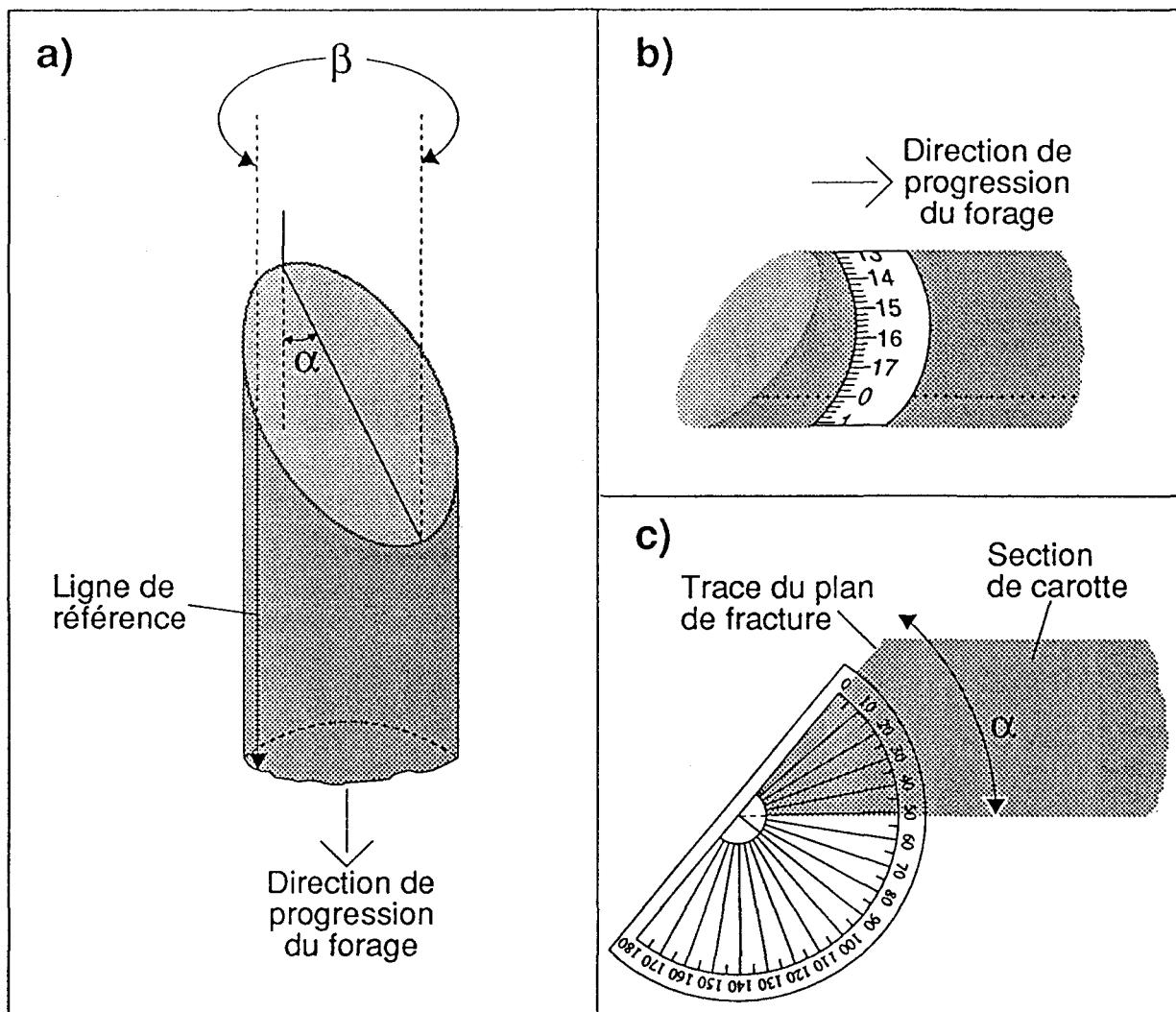


Figure 6. a) Géométrie d'une fracture interceptant un forage et angles de référence α et β ; b) Mesure de l'angle β ; c) Mesure de l'angle α (modifié d'après Goodman, 1976).

La transformation des angles β et α en direction et pendage réels a été réalisée à l'aide d'un chiffrier électronique sur micro-ordinateur. Ces calculs nécessitent également la connaissance de l'orientation de la ligne de référence, c'est à dire la direction et la plongée du forage. À partir d'une sélection au hasard, des valeurs calculées ont été vérifiées selon la technique de la projection stéréographique (Goodman, 1976; Lau, 1983) avec une excellente correspondance des résultats.

Résultats

Chaque fracture répertoriée sur les carottes de forage est reproduite avec son numéro sur les profils de forage en Annexe I. Les valeurs des angles α et β , ainsi que la direction et le pendage réels sont donnés à l'annexe II, selon les mêmes numéros de référence que sur les profils de forage.

L'orientation des fractures est représentée à l'aide de diagrammes de projection stéréographique, réalisés avec le logiciel SPHERISTAT (Frontenac Wordsmiths, 1990). La figure 7, montre les stéréogrammes des pôles des fractures dans l'hémisphère inférieur pour chacun des forages.

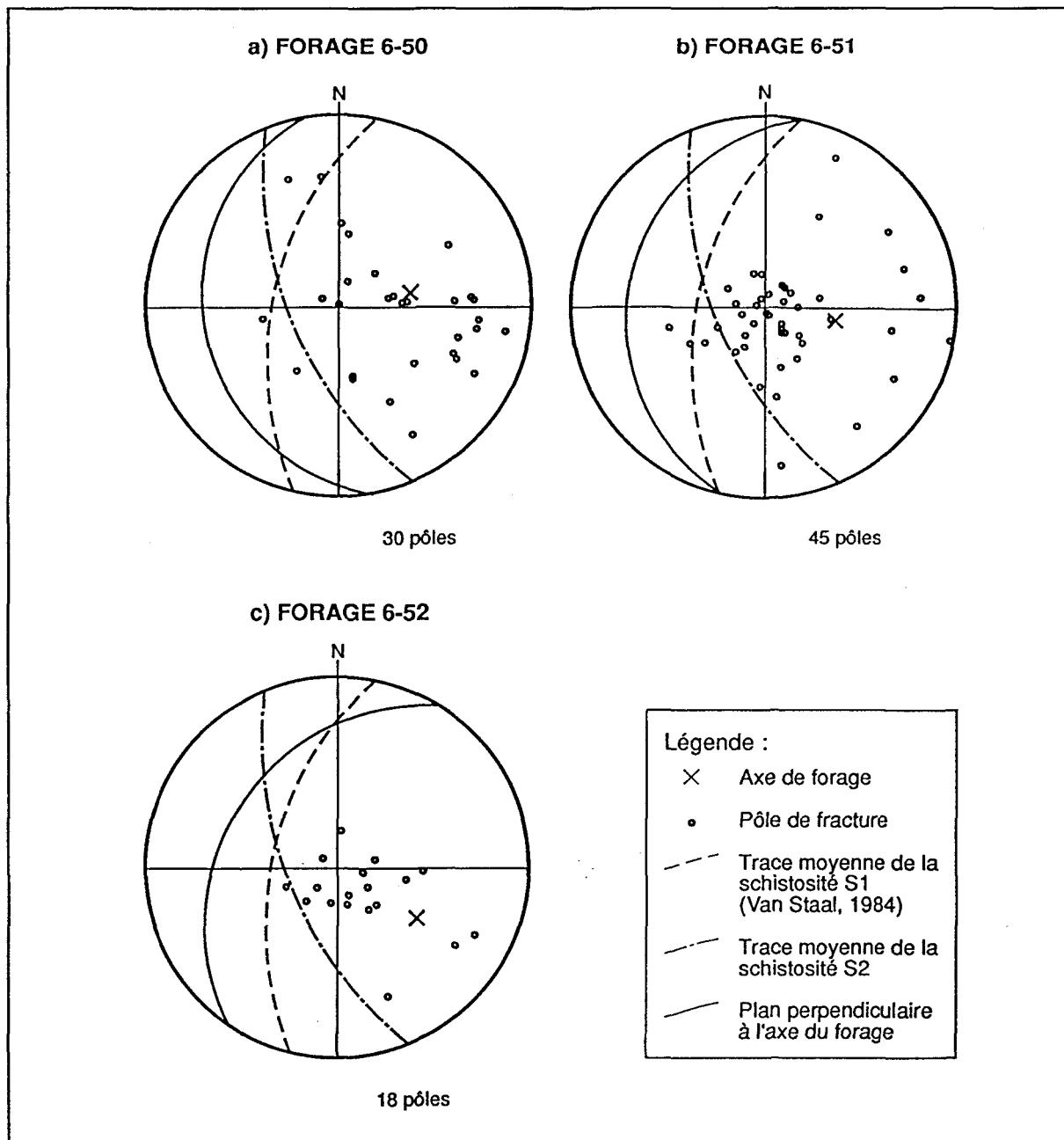


Figure 7. Stéréogrammes des pôles de fractures répertoriées sur les carottes des forages: a) 6-50, b) 6-51 et c) 6-52.

4.2 Diagraphie vidéo

L'enregistrement vidéo de l'intérieur des trois trous de forage a été effectué à l'aide d'une caméra du type Viper ("video inspection of pipelines for environmental resources") de Westinghouse. L'instrument n'était pas muni d'un système de mesure de l'orientation.

Toutes les fractures identifiées ont été numérotées et représentées sur les diagraphies des forages données à l'annexe I. Le numéro, la localisation le long du forage, l'ouverture relative et la relation angulaire par rapport à la foliation sont donnés dans Bilodeau et Rouleau (1992).

La qualité des résultats obtenus avec le visionnement vidéo est variable. La présence de particules en suspension (probablement produite par le carottage) à l'intérieur des trous de forages 6-50 et 6-52 a beaucoup réduit la visibilité lors de l'enregistrement vidéo. Cette turbidité de l'eau est une cause d'erreur non négligeable pour la reconnaissance et l'identification de plusieurs fractures. Par contre, les conditions de visibilité à l'intérieur du forage 6-51 ont été généralement excellentes, ce qui laisse supposer que la majorité des fractures ont été identifiées jusqu'à la distance

de 109m par rapport à la surface. Les figures 8, 9 et 10 illustrent le nombre de fractures observées sur la paroi des trois forages, parallèlement au nombre de fractures reconnues sur les carottes, par intervalle de 4m.

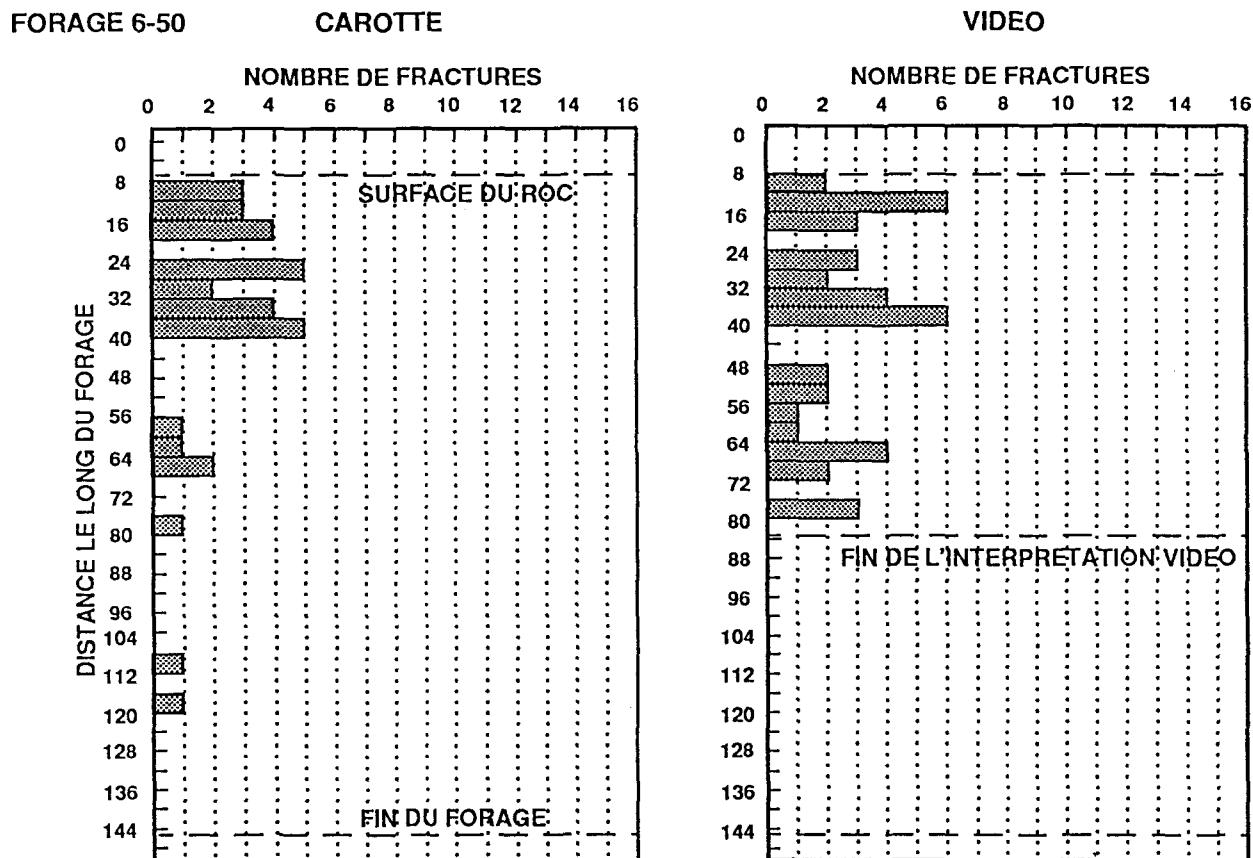


Figure 8. Distribution des fractures observées pour le forage 6-50.

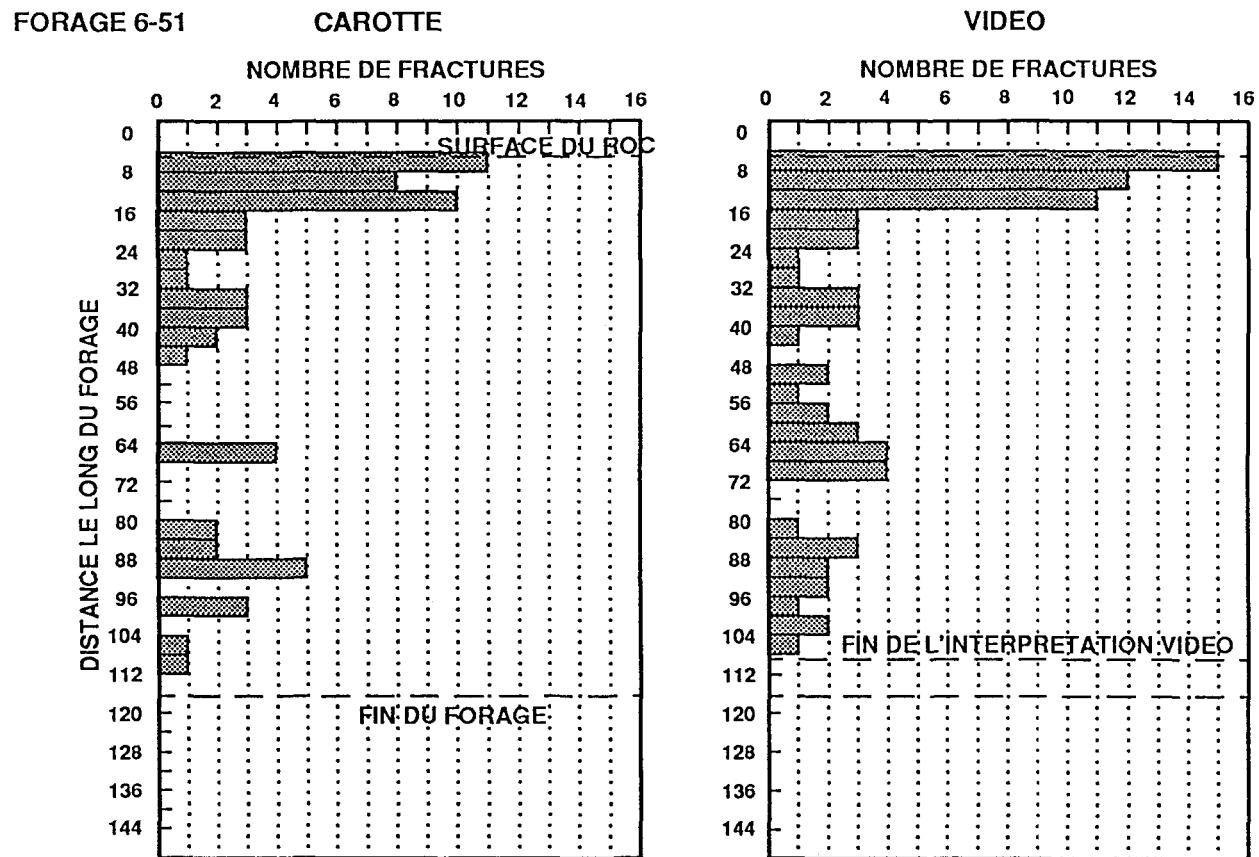


Figure 9. Distribution des fractures observées pour le forage 6-51.

4.3 Analyse des données provenant des forages.

En considérant uniquement les fractures reconnues sur les

carottes de roc, il est possible de comparer les trois forages sous deux aspects: la distribution de l'orientation des fractures et l'abondance des fractures.

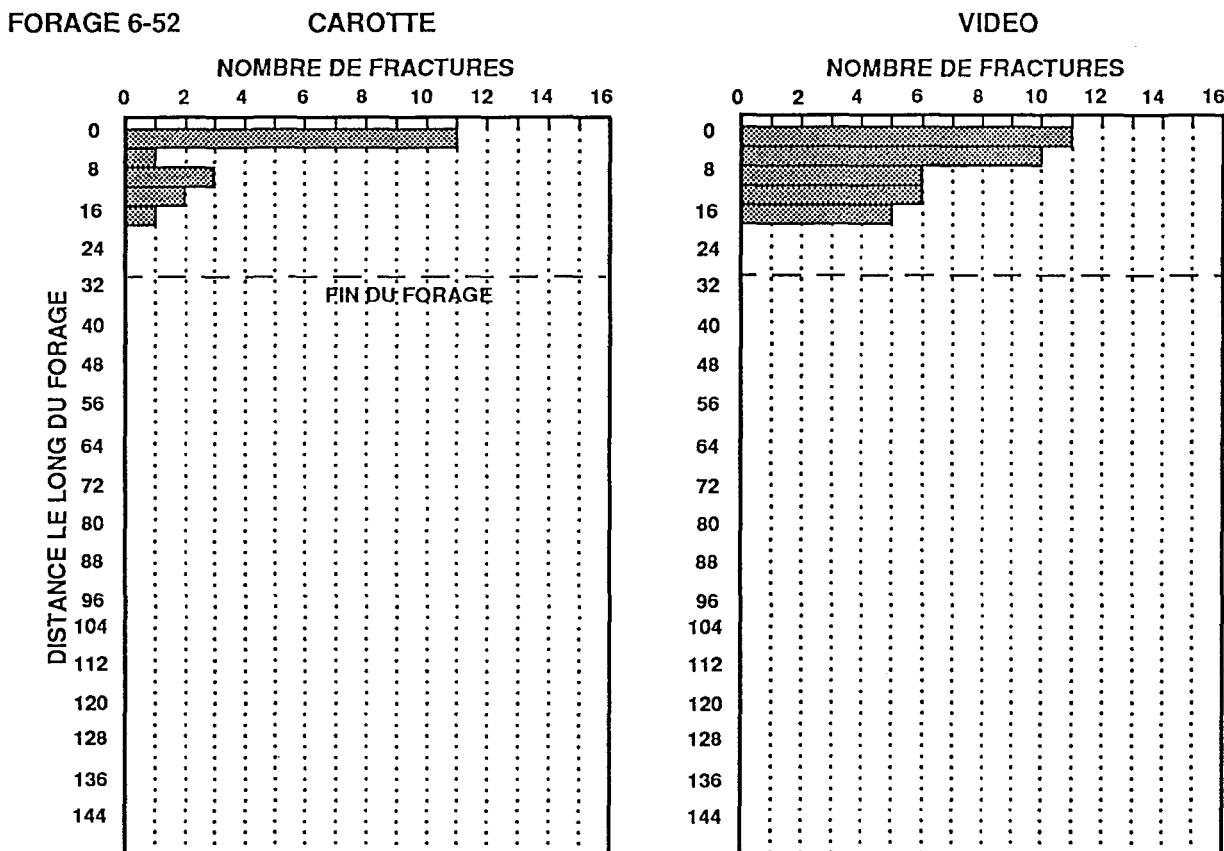


Figure 10. Distribution des fractures observées pour le forage
6-52.

Les stéréogrammes des pôles des fractures des forages 6-51 et 6-52 (figure 7b et 7c) montrent des distributions de pôles semblables, avec des fractures de pendage faible à moyen et de direction variable. Le forage 6-50 est plutôt caractérisé par des fractures de direction et de pendage très dispersés, sans famille distincte. Les données des trois forages étant affectées par les mêmes biais d'échantillonnage, les variations d'orientation des fractures observées entre les forages devraient donc être considérées comme le reflet de la réalité.

La comparaison de la distribution des fractures entre les trois forages indique de fortes ressemblances entre les forages 6-51 et 6-52: direction variable et pendage généralement faible à moyen. Par contre, le forage 6-50 est plutôt caractérisé par une famille importante de direction 142° - 254° à pendage moyen à fort (40° - 90°), et une autre famille d'orientation 54° - 160° à pendage variable (4° - 88°).

Les forages ayant sensiblement la même orientation, cette similitude entre 6-51 et 6-52 pourrait être expliquée par leur localisation par rapport à 6-50. En effet, quoique le forage 6-50 n'a pas intersecté la formation de fer, on peut supposer que celle-ci n'est pas très loin au-dessous ou au-dessus de ce trou de forage. Le forage 6-50 est également situé près de

l'intrusion gabbroïque adjacent à la formation de fer (figure 2). Finalement, le forage 6-50 est localisé dans une zone dépourvue d'affleurement comparativement à 6-51 et 6-52. Sur la base de l'ensemble de ces observations, il est juste de supposer que le forage 6-50 a été réalisé dans un secteur où le contexte géologique a permis la formation de fractures d'orientation différente que celles formées à l'emplacement de 6-51 et 6-52.

Les figures 8, 9 et 10 représentent le nombre de fractures par intervalle de 4m répertoriées sur les carottes de forage et par les enregistrements vidéo. La comparaison des relevés de fracturation de chaque forage montre que le forage 6-51 a intersecté plus de fractures près de la surface du roc que le forage 6-50, et légèrement plus que le forage 6-52. Le nombre de fractures est également plus élevé en profondeur dans le forage 6-51 que dans le forage 6-50. On observe également une grande variabilité de la fracturation: des zones où le nombre de fractures est plus élevé (jusqu'à 15 fractures par mètre) et des intervalles qui ne contiennent apparemment aucune fracture se retrouvent dans un même forage. Finalement, on note une diminution du nombre de fracture avec la profondeur.

Les figures 8, 9 et 10 permettent également de visualiser

que la quantité de fractures reconnues avec le vidéo est un peu plus élevée que le nombre de fractures identifiées sur les carottes de forage. En première analyse, on est porté à penser que toutes les fractures recoupées par un forage devraient être visibles sur les carottes. Par contre, il a été observé qu'une forte proportion des fractures non reconnues sur les carottes de forage correspondent à des fractures parallèles à la foliation pénétrante de la roche. Or, les plans de foliation sont des plans de faiblesse qui ont favorisé la cassure de plusieurs segments de carottes sous les contraintes produites par la perforation et lors de la récupération des carottes. La distinction entre une fracture naturelle et une fracture causée par le carottage est donc particulièrement incertaine dans le plan de la foliation. Ajoutons que certaines petites fractures peu ouvertes ont pu être identifiées sur la diagraphie vidéo et omises sur la carotte parce qu'elles ne sectionnaient pas celle-ci en deux parties. On peut tout de même affirmer qu'il y a une bonne correspondance entre les relevés sur vidéo et les relevés sur les carottes de forage.

Finalement, il résulte également de ces incertitudes que la distribution des orientations des fractures reproduite sur les stéréogrammes s'éloigne de la réalité par le fait qu'elle ne considère pas un certain nombre de fractures parallèles à la

foliation.

4.4 Relevés sur affleurement et sur la paroi sud de la mine

Dans le but de compléter l'échantillonnage des fractures contenues dans le massif rocheux, des relevés de fracturation ont été effectués sur des affleurements et sur la paroi sud de la mine à ciel ouvert.

Relevés sur affleurements

Au total, 377 fractures ont été mesurées sur les affleurements, soit 289 dans le secteur nord et 88 dans le secteur sud (voir figure 4).

La prise de mesure a été précédée d'un décapage et d'un nettoyage des affleurements. Ces travaux ont permis de mettre à découvert des surfaces plus grandes et plus représentatives du massif rocheux, une proportion importante des zones fracturées étant recouverte de dépôts meubles et de végétation. Le décapage aux limites des affleurements existants a permis de réduire le biais pouvant résulter de l'ignorance de fractures masquées. Notons cependant, que les fractures faiblement inclinées seront quand même relativement sous-évaluées à cause

du biais géométrique.

Un schéma à l'échelle a été reproduit pour chacun des affleurements, illustrant toutes les fractures dont la trace a une longueur supérieure à un (1) mètre (voir annexe III). Les figures 11 et 12 montrent la position relative des différents affleurements situés dans les secteurs nord et sud. Chaque fracture a été numérotée sur les croquis donnés à l'annexe IV de Bilodeau et Rouleau (1992) et correspond à un registre de mesure donné à l'annexe III. Les informations suivantes ont été notées pour chacune des fractures:

- numéro de la fracture
- numéro de l'affleurement ou de la ligne de mesure
- direction et pendage
- longueur de la trace visible de la fracture
- type de terminaison
- ouverture moyenne de la fracture

Les données d'orientation (direction, pendage) ont été analysées à l'aide de diagrammes représentant des isocontours de concentration de pôles de fractures par 1% de la surface totale du diagramme. Un diagramme pour chaque affleurement est donné dans Bilodeau et Rouleau (1992).

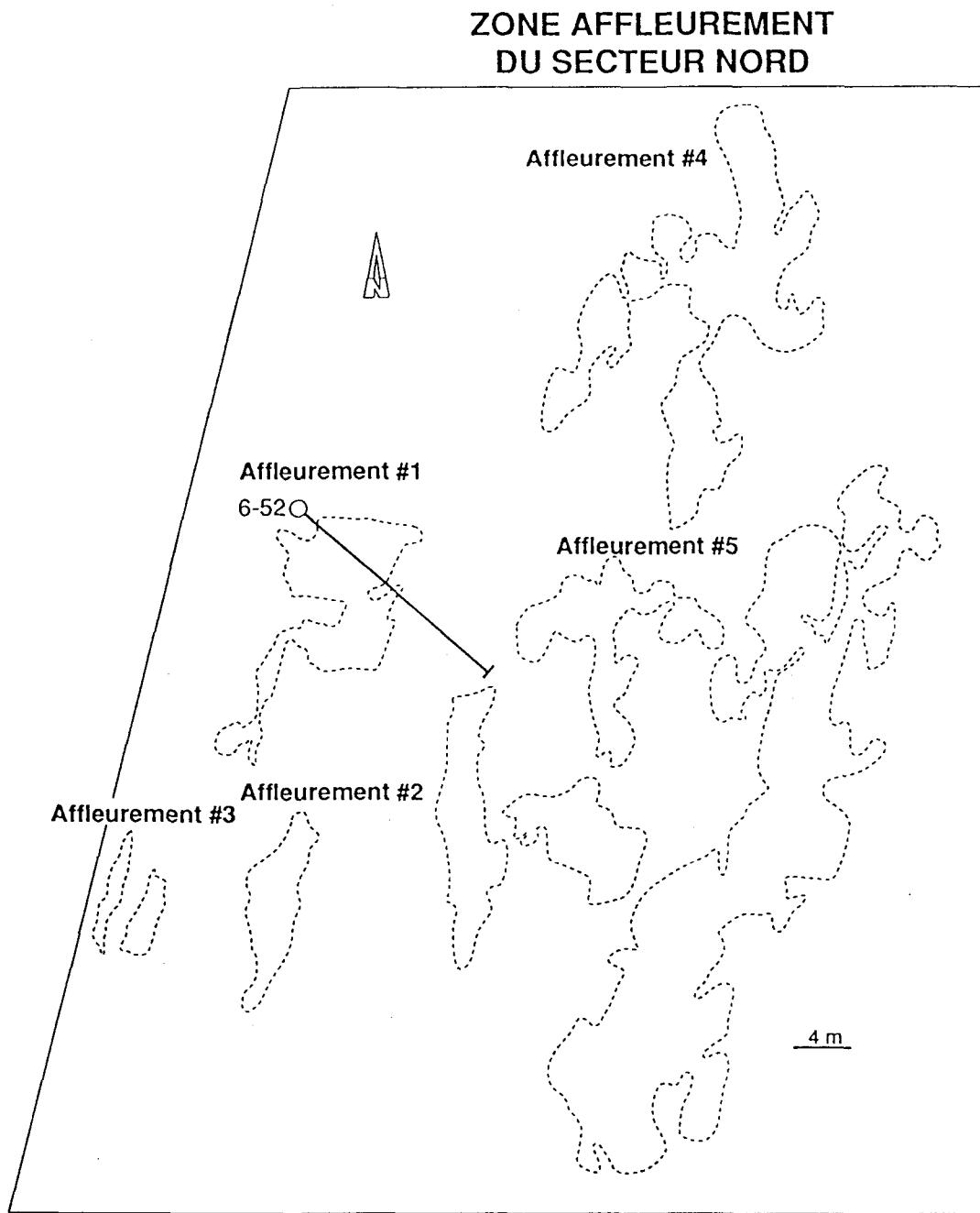


Figure 11. Carte générale des affleurements du secteur nord.

**ZONE AFFLEUREMENT
DU SECTEUR SUD**

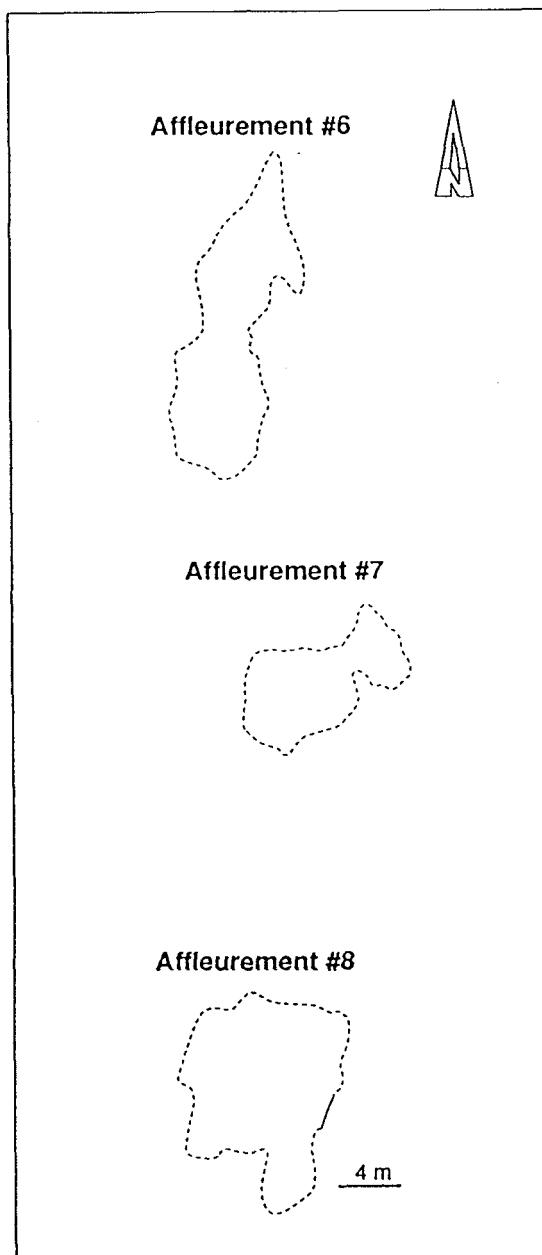


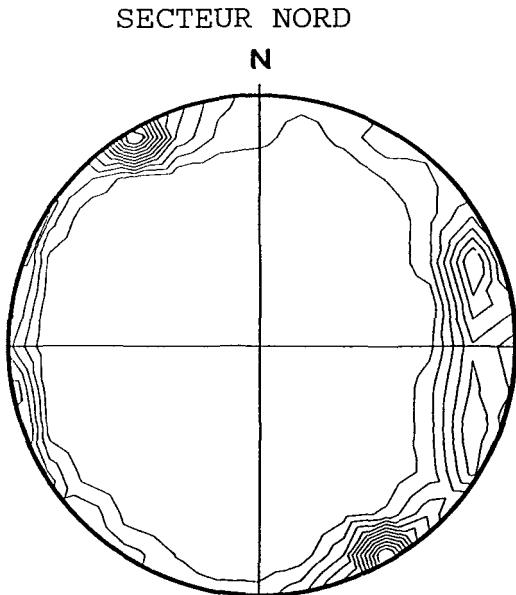
Figure 12. Carte générale des affleurements du secteur sud.

Le regroupement des données d'orientation de fracture selon les deux secteurs de cartographie, permet de visualiser une variation spatiale dans l'orientation des fractures entre le secteur nord et le secteur sud (figure 13a). Ainsi, le secteur nord est caractérisé par une famille importante de fort pendage et de direction approximative NE-SO; avec une autre famille à fort pendage dont les directions oscillent entre 106° et 208° et 298°-036°.

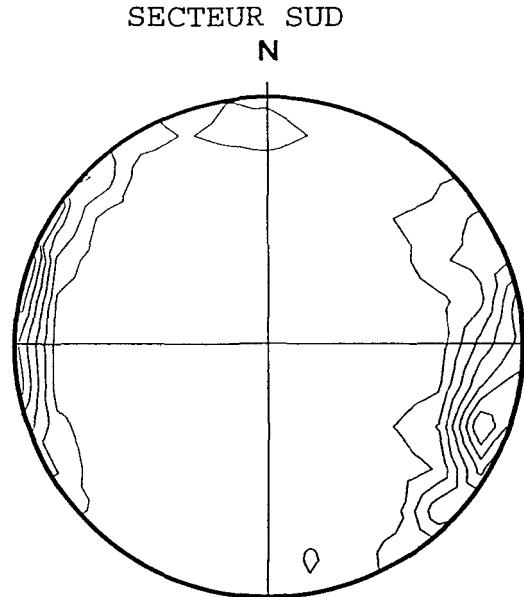
Le secteur sud est caractérisé par une seule famille importante de fractures, dont la direction a une grande dispersion qui englobe les familles 2 et 3 identifiées dans le secteur nord. Les fractures NE-SO très abondantes dans le secteur nord sont pratiquement inexistantes près du ruisseau Austin.

Toutes les fractures dont l'une des extrémités se termine à l'extérieur de l'affleurement ont une longueur de trace plus grande que celle mesurée. Le pourcentage de ces fractures dont la longueur de trace est censurée varie de 0 à 40% pour les affleurements investigués (voir tableau 3). Le pourcentage de fractures dont la longueur de trace est connue est de 18% dans le secteur nord et 35% dans la secteur sud. La longueur de trace moyenne de toute les fractures mesurées, sans correction

a) AFFLEUREMENTS

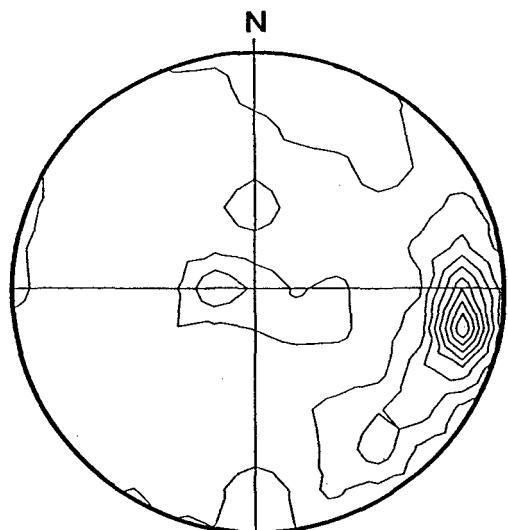


282 Pôles
 Isocontour minimum = 2,85%
 Isocontour maximum = 28,8%
 Différence entre deux isocontours = 2,36%
 (par 1% de superficie du diagramme)



88 Pôles
 Isocontour minimum = 0,9%
 Isocontour maximum = 5,5%
 Différence entre deux isocontours = 0,66%
 (par 1% de superficie du diagramme)

b) PAROI SUD DE LA MINE



58 Pôles
 Isocontour minimum = 0,58%
 Isocontour maximum = 9,06%
 Différence entre deux isocontours = 1,06%
 (par 1% de superficie du diagramme)

Figure 13. Diagrammes d'orientation des pôles de fractures mesurées, a) sur les affleurements du secteur nord et du secteur sud, b) sur la paroi sud de la mine.

Tableau 3. Nombre et pourcentage des fractures dont la longueur de la trace est connue.

Numéro d'affleurement	Nombre de fractures	Fracture dont la longueur de la trace est connue		
		Nombre par affleurement	% par affleurement	% et longueur moyenne par secteur
1	26	1	4	
2	17	6	35	
3	12	0	0	
4	75	8	12	18 3,50m (nord)
5	134	18	13	
6-52*	25	8	31	
6	25	9	36	
7	25	10	40	35 2,88m (sud)
8	38	12	32	

* 6-52 représente l'affleurement où le forage 6-52 a été réalisé; pour cet affleurement, les mesures d'orientation et de longueur de trace ont été prises mais aucun schéma d'affleurement n'a été produit en raison d'une contrainte de temps.

pour la censure, est similaire dans les secteurs nord et sud, soit respectivement 3,47 et 3,52m. Par contre, pour les fractures dont la longueur de trace est connue, la longueur moyenne est de 3,50m pour le secteur nord et de 2,88m pour le secteur sud.

L'ouverture moyenne a été estimée en prenant quelques mesures le long de la trace de la fracture. Due à l'absence de contrainte mécanique de confinement et des effets de l'érosion (ruissellement, gel/dégel) à la surface, cette ouverture mesurée en surface pour une fracture est présumément plus grande que celle de la même fracture à plus grande profondeur. Toutefois, en supposant que l'augmentation de l'ouverture a été semblable pour toutes les fractures, les ouvertures relatives des fractures devraient demeurer les mêmes. Sur la base de cette hypothèse, l'ouverture des fractures mesurées à la surface a été représentée sur un graphique pour vérifier si une famille de fractures avait une ouverture plus grande que les autres. Ainsi, la figure 14, montre que les fractures dont l'ouverture est relativement grande, par exemple supérieure à 10mm, ont des orientations généralement entre 40 et 100 degré, et entre 140 et 250 degré.

Ces directions représentent les principales familles décrites précédemment, ce qui indique que les fractures avec des ouvertures plus grandes se retrouvent dans chacune des familles principales de fracturation. Cette analyse ne met en évidence aucune différence dans l'ouverture des fractures des différentes familles.

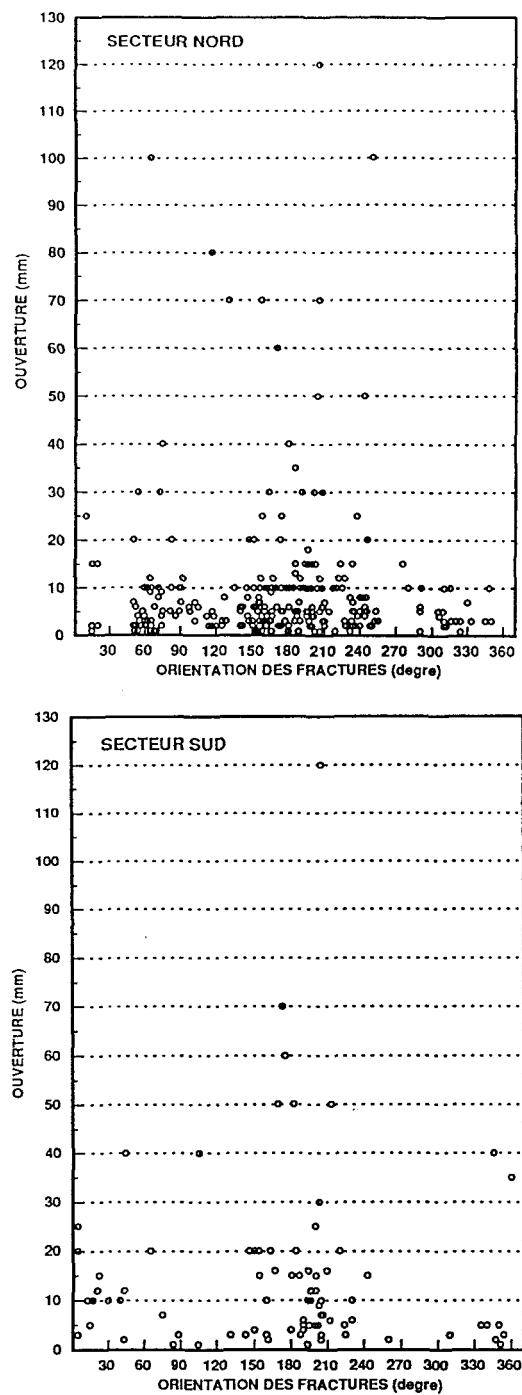


Figure 14. Distribution des ouvertures de fracture selon leur orientation.

La variation spatiale dans l'orientation des fractures échantillonnées dans les secteurs nord et sud a été soulignée précédemment. La variabilité de la densité de fracturation a également été évaluée. La densité de fractures a été calculée en terme de longueur totale de fracture par surface d'affleurement et ce, indépendamment des familles. La densité de fractures est donnée au tableau 4 pour chacun des affleurements et pour les deux secteurs de mesure. Les densités de 1.6 m/m^2 et de 1.4 m/m^2 respectivement pour les secteurs nord et sud peuvent être considérées similaires. Ainsi, il semble que le massif rocheux entre la mine no 6 et le ruisseau Austin est plutôt homogène pour ce qui est de la densité de fracturation.

Paroi

Un relevé selon deux lignes horizontales a également été effectué en bateau à la base de la paroi sud de la mine no 6. La position des lignes de mesure a été estimée en terme de distance par rapport à la formation de fer et est illustrée à la figure 4. La direction, le pendage, le type de terminaison et la localisation le long de la ligne ont été notés et ces données sont comprises dans les registres de mesure de l'annexe V de Bilodeau et Rouleau (1992). L'ouverture des fractures n'a pas été mesurée en raison des dynamitages qui ont probablement

modifié l'ouverture initiale. La longueur de trace des fractures n'a pas été mesurée due à la faible extension verticale de la surface de mesure directement visible du bateau. Cependant, il a été observé qu'une très forte proportion des fractures subverticales ont une longueur de trace qui excède les limites actuelles de la paroi. Deux zones de cisaillement subverticales de 0.7 et 2.5m d'épaisseur ont été observées le long de la ligne de mesure no 1.

Tableau 4. Densité de fracturation par surface d'affleurement.

Affleurement	Nombre de fractures	Longueur totale (m)	Superficie (m ²)	Densité (m/m ²)	Densité moyenne (m/m ²)
1	26	66	75	0,88	
2	17	105	37	2,83	
3	13	25	15	1,64	1,6 (nord)
4	83	230	138	1,67	
5	122	523	499	1,05	
6	26	117	89	1,31	
7	28	73	51	1,43	1,4 (sud)
8	38	124	85	1,45	

Le diagramme d'orientation des pôles de fractures mesurées sur la paroi sud (figure 13b) est principalement caractérisé par une forte famille de fractures dont la direction varie entre 165 et 220° avec des pendages de 65 à 90°. Une deuxième famille de pendage plus faible (< 40°) et de direction très variée est illustrée par la concentration des pôles au centre du diagramme. Une troisième famille montre des fractures orientées de 350 à 10° et de 160 à 230°, avec des pendages variant de 70 à 90°.

Il est à noter que les forts vents et l'instabilité de l'embarcation lors de la prise des mesures ont pu entraîner l'omission d'un certain nombre de fractures (environ 10%), ainsi qu'une imprécision en particulier sur les mesures de direction.

4.5 Comparaison des différents types de données de fracturation

Des variations et des similitudes dans les distributions d'orientation et dans les densités de fracture pour un même type de relevé ont été soulignées dans les sections précédentes. La comparaison de l'ensemble des données de fracturation

peut donner des indices supplémentaires sur la variabilité de la fracturation dans l'ensemble du massif rocheux.

L'ensemble des relevés de fracturation ont révélé des similitudes ou encore des différences notables dans la distribution de l'orientation des fractures. Le tableau 5 présente la fourchette des principales familles de fracture selon trois types de relevé, et par rapport à leur localisation dans le cas des forages et des affleurements.

Les relevés de fracturation selon une ligne oblique dans l'espace (forages) et une ligne horizontale (paroi sud) montrent plusieurs similitudes dans l'orientation des fractures. Par exemple, la forte famille de direction approximative nord-sud est présente dans le relevé de la paroi et dans celui du forage 6-50. Le relevé de la paroi contient également une proportion de fractures de direction variable et à pendage faible tout comme dans les forages 6-51 et 6-52. La différence notable entre ces deux types de relevé est la présence sur le relevé de la paroi d'une famille de fracture à fort pendage de direction approximative est-ouest. Cette différence est probablement due à un biais d'orientation pour les fractures échantillonnées avec les forages; la grande surface découverte de la paroi permettant l'échantillonnage d'un certain nombre de

Tableau 5. Orientation des principales familles de fracture.

Relevé	Orientation		Pendage	
	de	à	de	à
Forage 6-50	54	160	4	88
	142	254	40	90
Forage 6-51	0	360	0	75
Forage 6-52	0	360	0	90
Affleurements secteur nord	36	85	74	90
	106	208	64	90
	208	266	74	90
	298	36	80	90
Affleurements secteur sud	138	243	70	90
	306	68	76	90
Paroi	70	142	62	90
	154	252	55	90
	260	288	72	90
	0	360	0	40

fractures plus ou moins parallèles à l'orientation de la ligne de relevé, alors que les forages ne le permettent pas.

La comparaison des relevés effectués selon une ligne (forages et paroi) avec ceux réalisés sur les affleurements révèlent des informations intéressantes. La différence majeure est l'absence de famille à faible pendage sur les deux diagram-

mes d'orientation des affleurements (figure 13a, tableau 5). Cette observation ne signifie pas que la distribution des fractures est différente à la surface du massif rocheux par rapport à une profondeur plus importante. Ce résultat s'explique plutôt par la différence de biais d'orientation entre les deux types de relevé. En effet la surface horizontale des affleurements n'avantage pas la mesure de fractures à faible pendage, comparativement à des forages dont la plongée est d'environ 50 à 60°. Par contre, les mêmes forages devraient recouper les fractures à fort pendage, surtout pour des forages très longs. Ceci est vérifié pour les fractures de direction N-S, sub-parallèles à la foliation observées dans les forages. Par contre, la forte famille de direction NE-SO présente uniquement sur les affleurements du secteur nord n'a pas été observée dans aucun des forages, ni même sur la paroi sud de la mine. Ce fait est difficilement explicable, surtout que le forage 6-52 a été foré directement au-dessous d'une partie des affleurements du secteur nord, et que le forage 6-51 est situé immédiatement au sud de ce même secteur.

En résumé, le massif rocheux est considéré hétérogène en ce qui concerne l'orientation des fractures pour les raisons suivantes:

- i) il existe des variations de la distribution des orientations de fracture entre le secteur sud et le secteur nord;
- ii) il existe des variations de la distribution des orientations de fracture entre les forages, ces derniers étant tous à peu près parallèles entre eux et perpendiculaires aux foliations pénétrantes;
- iii) il existe des variations de la distribution des orientations de fracture entre les forages et les affleurements de surface.

Pour ce qui est de la densité de fracturation, deux observations ressortent :

- i) elle diminue avec la profondeur;
- ii) elle est similaire en surface pour les secteurs nord et sud.

CHAPITRE 5

ESSAIS HYDRAULIQUES

Les essais hydrauliques en forage ont été réalisés au début de l'été 1991. Deux types d'essais furent effectués, soit des essais d'injection à charge constante et des essais de choc hydraulique ("slug tests"). Dans les deux cas, un système à deux obturateurs a été utilisé afin d'évaluer la conductivité hydraulique pour des intervalles distincts le long des forages. Ces essais ont été effectués de façon systématique dans les forages afin d'obtenir une diagraphie continue de la conductivité hydraulique.

5.1 Essais de choc hydraulique en forage

5.1.1 Équipement et procédures

Les obturateurs utilisés étaient de calibre NH et d'une longueur de 1.46m avant gonflement. La longueur de l'intervalle entre les deux obturateurs était de 322cm pour les forages 6-50 et 6-51, et de 209cm pour le forage 6-52. Le

système d'obturateurs était déplacé systématiquement à l'intérieur des forages de façon à ce que deux intervalles adjacents se recouvrent de 59cm pour le forage 6-52, et de 21cm pour les forages 6-50 et 6-51. À l'intérieur du forage, un tube en PCV de 23cm de diamètre intérieur donnait accès à l'intervalle d'essai à partir de la surface.

Après avoir positionné le système et gonflé les obturateurs à l'aide d'une bonbonne d'azote, la première opération consistait à mesurer la charge de pression initiale dans l'intervalle d'essai. Cette charge est définie comme l'élévation du niveau d'eau dans le tube de PCV par rapport au centre de l'intervalle d'essai. Le temps d'attente nécessaire à la stabilisation du niveau d'eau après le gonflement des obturateurs était d'environ une heure. La deuxième étape consistait à la réalisation de l'essai par choc hydraulique.

Les essais de choc hydraulique ont généralement été effectués à chacun des intervalles le long du forage. Ils furent exécutés en ajoutant instantanément un volume d'eau connu et en mesurant l'abaissement du niveau d'eau dans le tube de PCV pendant une période de 4 à 20 minutes. Dans certains cas, un abaissement trop rapide du niveau d'eau nous a contraint à annuler l'essai.

5.1.2 Méthodes d'analyse: Hvorslev et Cooper

Les résultats des essais de choc hydraulique en forage ont été analysés à l'aide des méthodes graphiques proposées par Hvorslev (1951), et par Cooper et al. (1967).

Méthode de Hvorslev

La relation de Hvorslev (1951), utilisée pour le calcul de la conductivité hydraulique, suppose que la longueur ouverte du piézomètre, ou dans le cas présent de l'intervalle entre les obturateurs, soit petite par rapport à l'épaisseur de l'aquifère (figure 15a). On suppose également un milieu infini, homogène et isotrope, dans lequel la matrice et l'eau sont incompressibles.

La conductivité hydraulique a été calculée avec la relation suivante :

$$K = \frac{r^2}{2 L T_o} \ln(L/R)$$

où K = la conductivité hydraulique [m/s] ;

r = le rayon du tube de PCV, soit 0.0115m;
 R = le rayon du forage, soit 0.0481m pour un
 forage de calibre HQ;
 L = la longueur de l'intervalle, soit 2.09m pour
 le forage 6-52 et 3.22m pour les forages 6-50
 et 6-51;
 T_o = le temps nécessaire pour que le rabattement
 résiduel (H/H_o) soit égal à 37% [s]; H_o étant
 la hauteur de la colonne d'eau ajoutée au
 début de l'essai, et H la hauteur d'eau rési-
 due à un temps donné.

Il est à noter que la relation précédente est valable pour un rapport $L/R > 8$ (Fetter, 1988).

Méthode de Cooper et al. (1967)

La méthode de Cooper et al. (1967) présume que l'intervalle entre les obturateurs est égal à l'épaisseur d'un aquifère confiné. Le milieu est également supposé homogène, isotrope, infini, mais la compressibilité de l'eau est considérée.

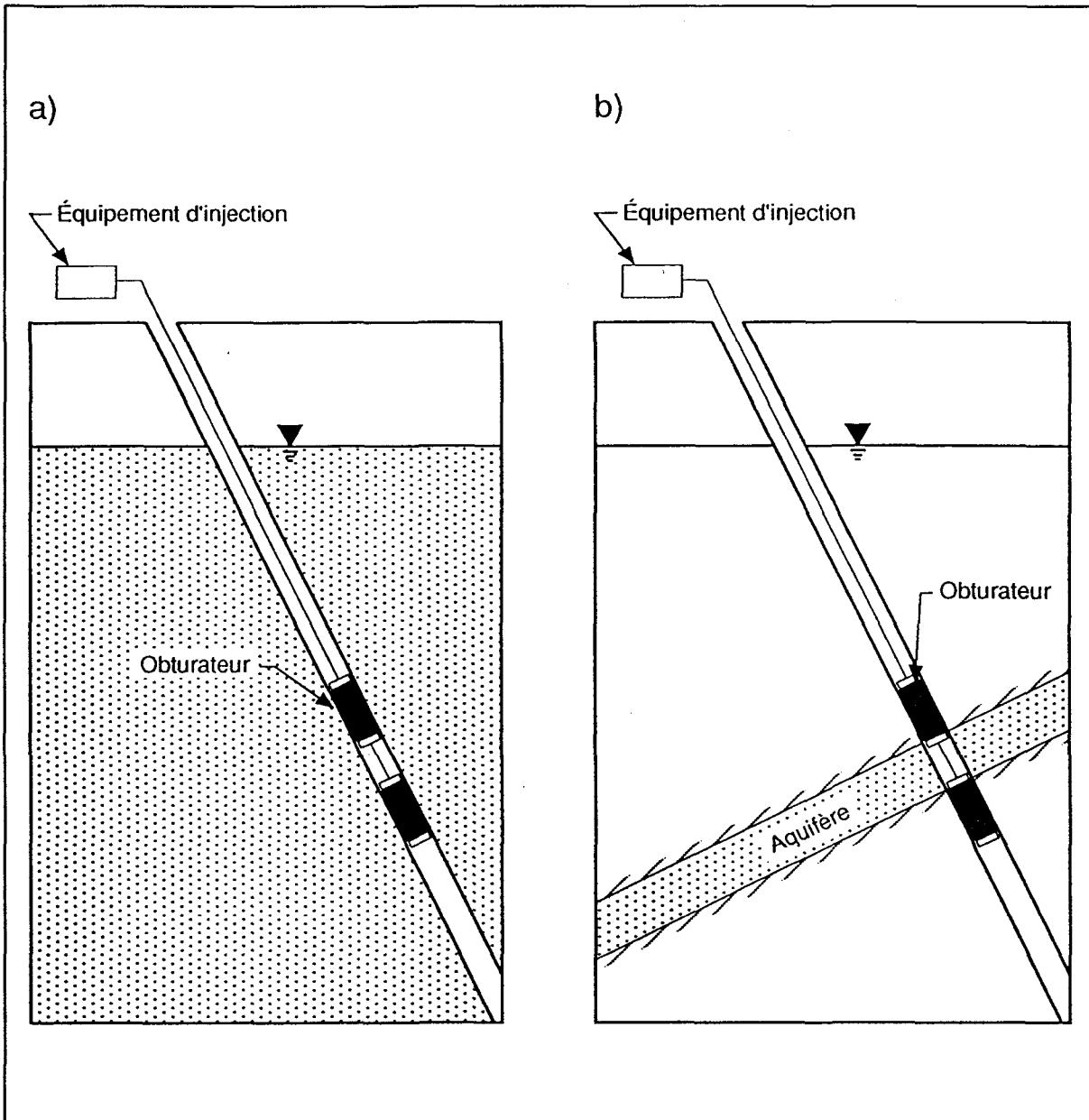


Figure 15. Schémas illustrant la géométrie supposée pour les interprétations des essais de choc hydraulique; a) selon une méthode de Hvorslev (1951) ; b) selon la méthode de Cooper et al. (1967).

La méthode est basée sur des courbes abaques de rabattement résiduel en fonction de $\omega = Tt/r^2$ et de $u = r_w S/r^2$, où T , S et r_w sont respectivement la transmissivité, le coefficient d'emmagasinement (storativité) et le rayon de l'intervalle. La méthode consiste donc à mettre en graphique une courbe de données de rabattement résiduel (H/H_0) en fonction du temps et de la superposer sur la courbe abaque qui s'ajuste le mieux. La valeur de temps t est ensuite lue sur le graphique de données correspondant à une valeur de ω sur la courbe abaque. La conductivité hydraulique est calculée selon l'équation:

$$K = \frac{T}{b}$$

où

$$T = \frac{\omega r^2}{t}$$

et où

- r = le rayon du tube de PCV, soit 0,0115m;
- K = la conductivité hydraulique [m/s];
- T = la transmissivité de l'intervalle [m^2/s];
- ω = Tt/r^2 la valeur lue sur le graphique abaque,

$\omega = 1$ a été choisi dans la présente étude;
 t = temps lu sur la courbe de rabattement (H/H_0)
pour $\omega = 1$ [s];
 b = l'épaisseur de l'aquifère ou l'intervalle
entre les deux obturateurs [m].

Pour la majorité des essais, il était possible de faire correspondre plus d'une courbe abaque. Dans ce cas, deux courbes abaques ont été tracées, donnant ainsi deux valeurs estimées de la conductivité hydraulique, $K1$ et $K2$.

Lorsque la courbe de rabattement ne pouvait être juxtaposée sur une seule courbe abaque, deux courbes abaques ont été utilisées de façon à envelopper la courbe de données. La valeur de t pour $\omega = 1$, correspond donc à une valeur moyenne entre ces deux courbes abaques.

5.1.3 Résultats

Les courbes de rabattement résiduel (H/H_0) en fonction du temps selon les méthodes de Hvorslev (1951) et de Cooper et al. (1967) sont données dans Bilodeau et Rouleau (1992). Des exemples de ces graphiques sont illustrés aux figures 16 à 18.

METHODE DE HVORSLEV(1951)

Forage 6-51: intervalle 93.60-96.82 m

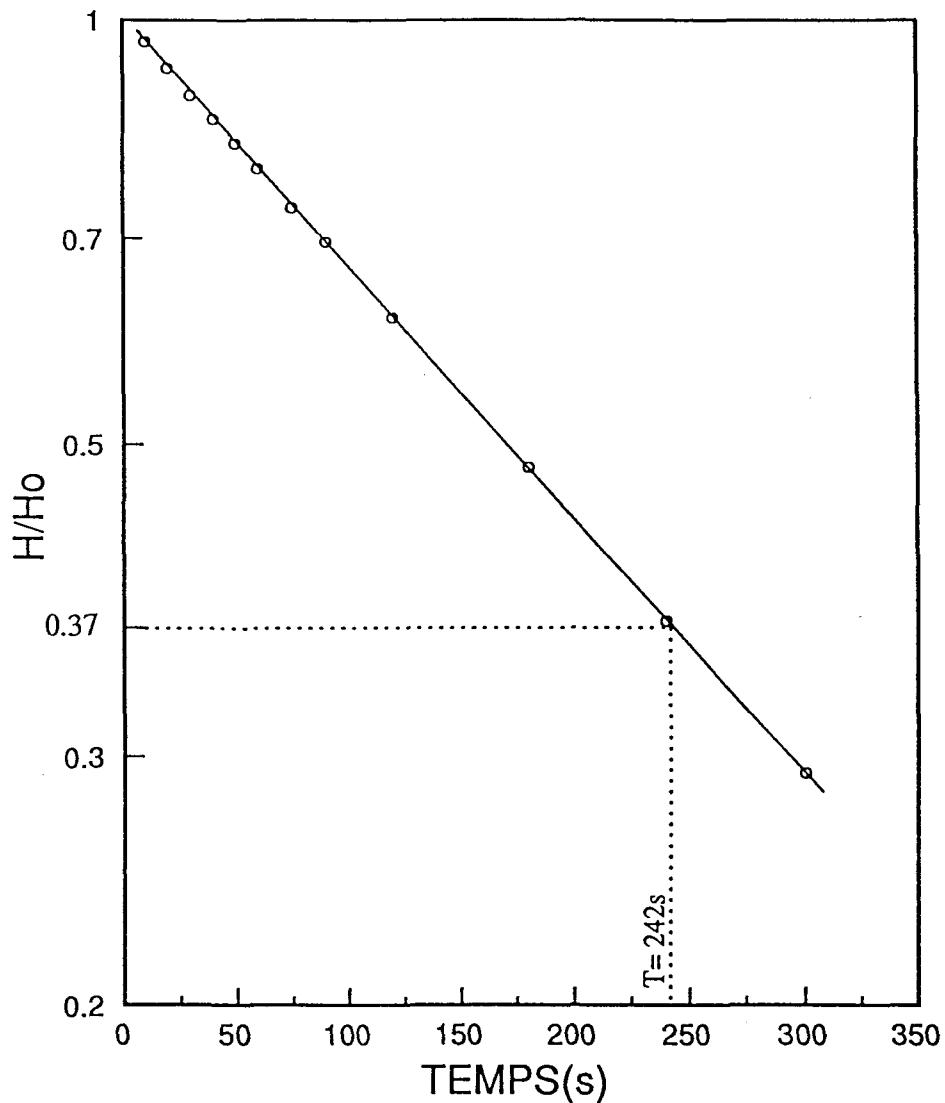


Figure 16. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Hvorslev (1951).

METHODE DE COOPER ET AL.(1967)

Forage 6-50: intervalle 49.96-53.13 m

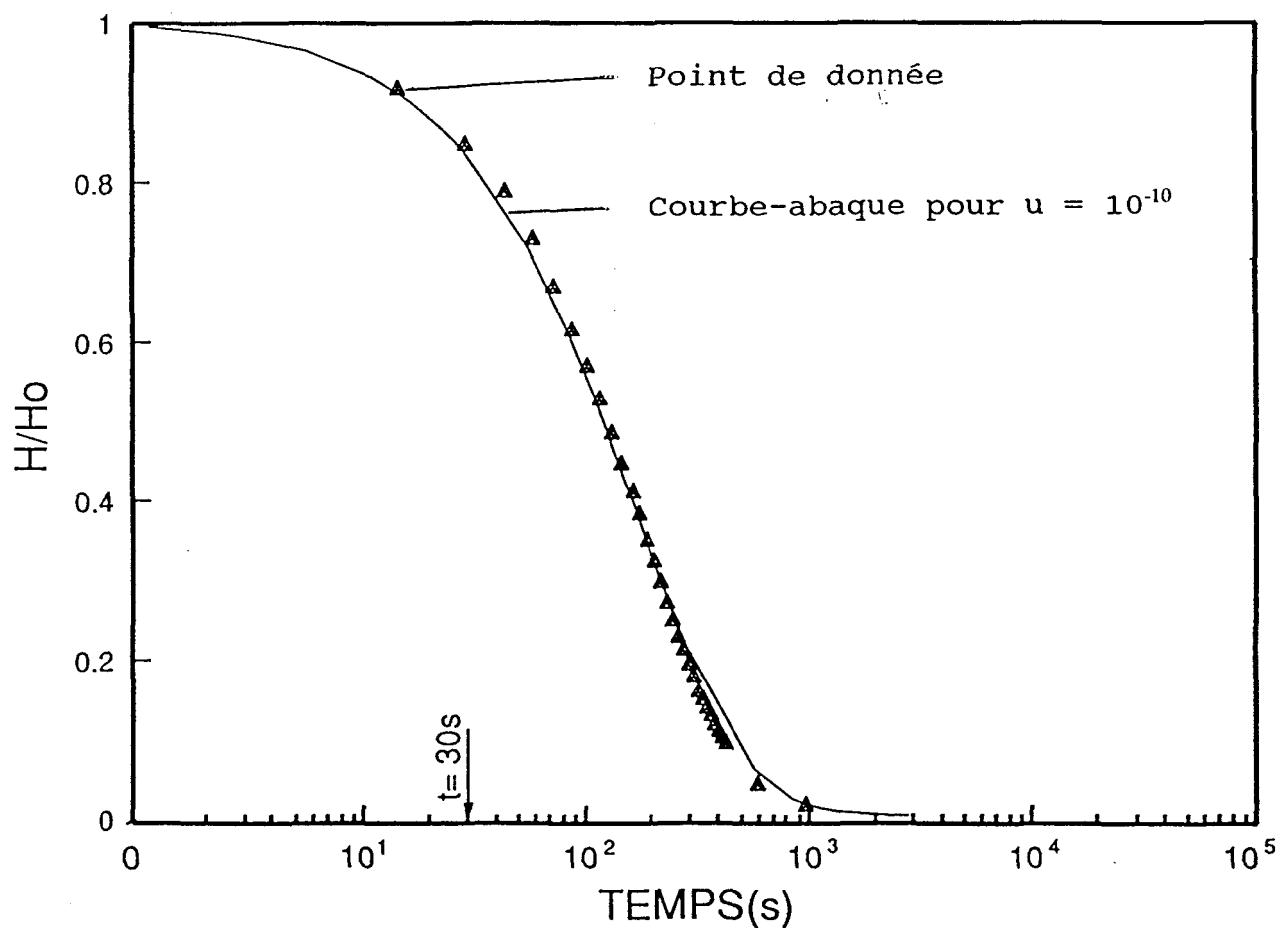
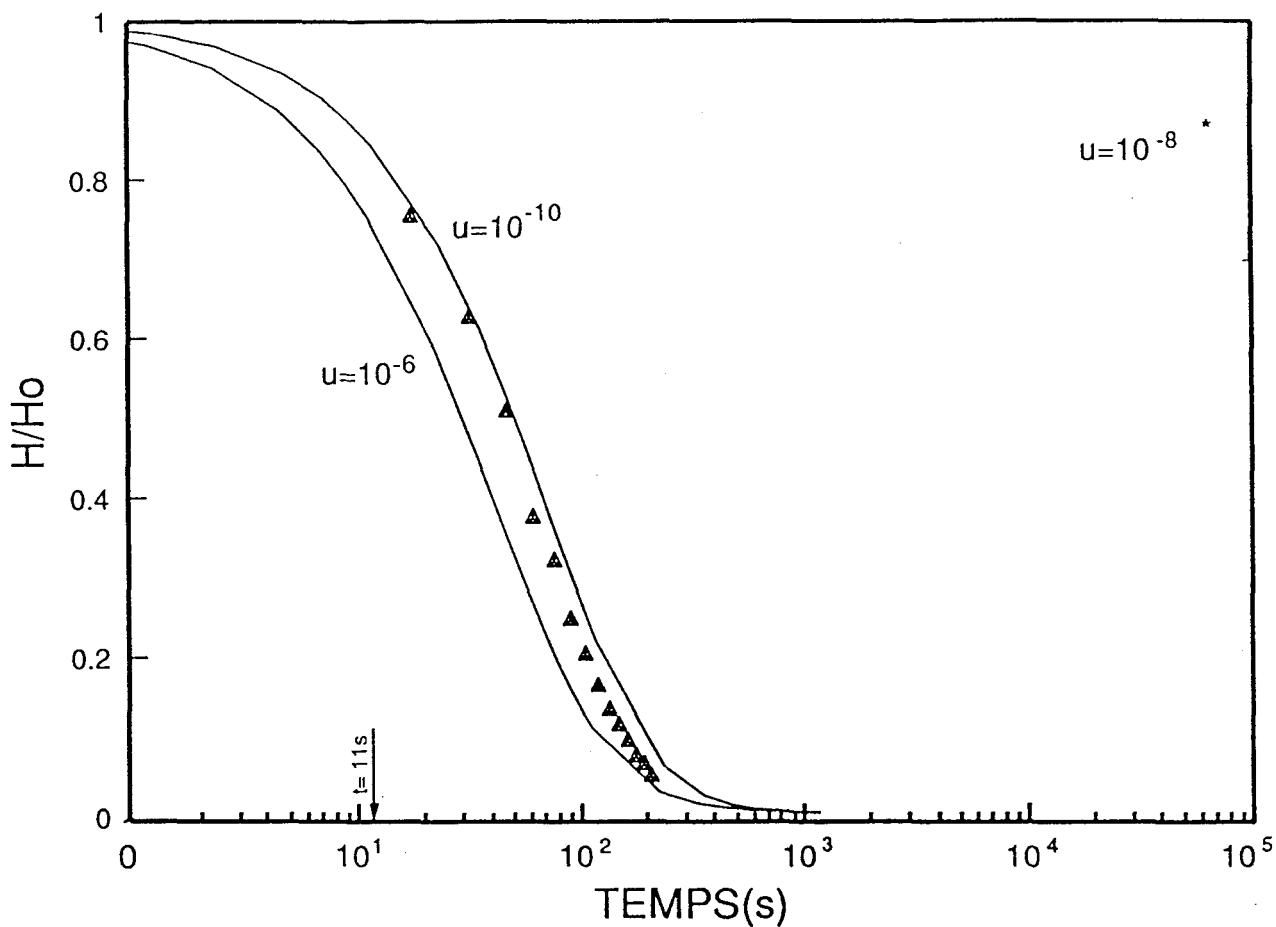


Figure 17. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Cooper et al. (1967).

METHODE DE COOPER ET AL.(1967)

Forage 6-52: intervalle 13.08-15.18 m



* Valeur de u correspondant à la courbe abaque utilisée pour définir le $Tt/r^2 = 1$.

Figure 18. Exemple d'un graphique de H/H_0 en fonction du temps, réalisé selon la méthode de Cooper et al. (1967), et pour lequel la courbe de rabattement ne pouvait être juxtaposée sur une seule courbe abaque.

La valeur de conductivité hydraulique moyenne (K_{moy}) estimée pour un intervalle selon la méthode de Cooper et al. (1967) est la moyenne arithmétique des deux valeurs extrêmes K_1 et K_2 , obtenues par cette méthode pour un même essai. Les valeurs de la conductivité hydraulique estimées avec les deux méthodes sont données à l'annexe IV.

Les conductivités hydrauliques estimées pour l'ensemble des intervalles des trois forages oscillent de 1.0×10^{-8} à 5.75×10^{-6} m/s avec la méthode de Cooper et al. (1967) et de 1.3×10^{-7} à 7.2×10^{-6} m/s avec la méthode de Hvorslev (1951). De façon générale, les conductivités hydrauliques estimées avec la méthode de Cooper sont légèrement plus élevées qu'avec la méthode de Hvorslev, avec toutefois moins de 1/2 ordre de grandeur de différence. Plusieurs essais par choc hydraulique n'ont pu être interprétés en raison d'un temps de lecture insuffisant (TLI) ou encore lorsqu'aucun abaissement (AA) n'a été observé. Il est à noter que pour des raisons de contrainte de temps, le temps de lecture du niveau de l'eau lors des essais de choc hydraulique a été généralement limité à 20 minutes. Finalement, un abaissement d'eau trop rapide (ATR) pour quelques intervalles du forage 6-52 a empêché la mesure de débit et le calcul de la conductivité hydraulique.

5.2 Essais d'injection à charge constante en forage

5.2.1 Équipement et procédure

Les caractéristiques des obturateurs, les longueurs des intervalles pour chaque forage et la procédure entre chaque essai sont les mêmes que dans le cas des essais de choc hydraulique.

Pour les essais d'injection à charge constante, l'eau pompée à partir d'un réservoir installé sur le site était injectée à l'aide d'une pompe à pression, de capacité maximale de 10,5 Kg/cm² (150 psi), vers un montage fixe comprenant les instruments de mesures (figure 19). Le débit était mesuré avec un débitmètre électronique à turbine. Le débit a été calculé avec la valeur moyenne de "compte/minute" mesurée sur le terrain, multipliée par la constante de calibration de 0.02079 litre/compte (K. Shikatani, communication personnelle, juillet 1991).

La pression était mesurée en livre par pouce carré ("psi"), avec un manomètre à cadran situé en aval du débitmètre. Un tube de caoutchouc flexible de 370cm de longueur et de 3cm de diamètre intérieur amenait l'eau jusqu'au forage.

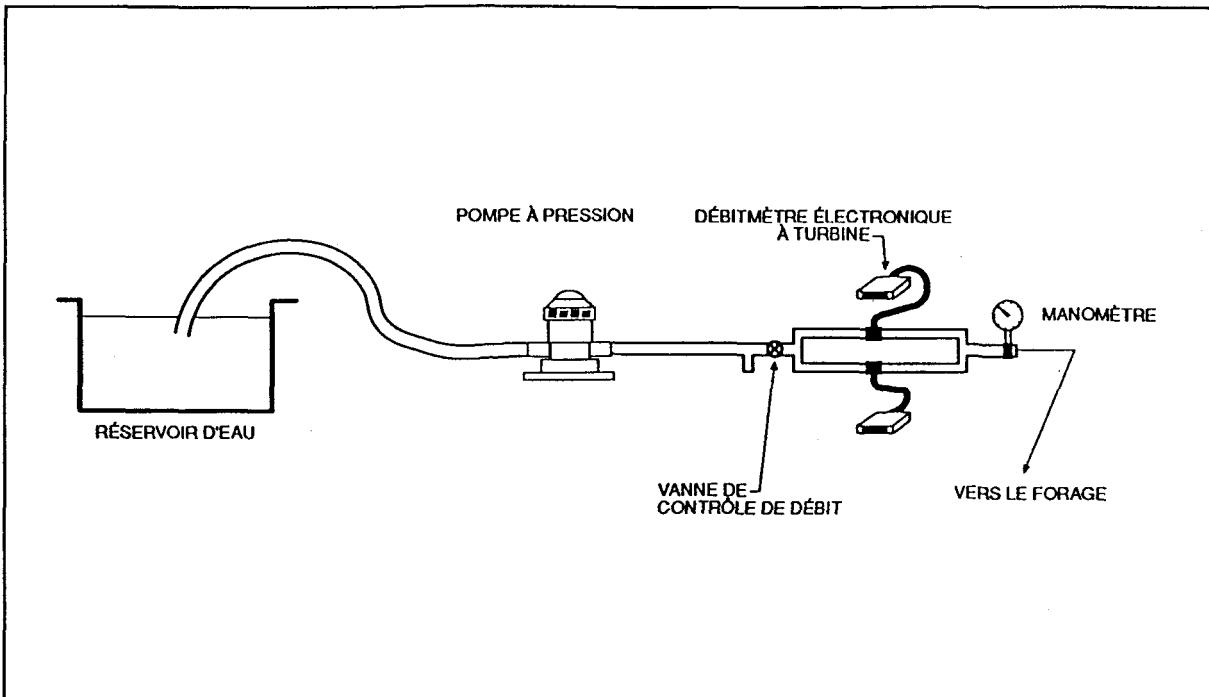


Figure 19. Schéma de l'équipement d'injection et de prise de mesure utilisé pour les essais d'injection à charge constante.

Des essais d'injection ont été réalisés à différentes valeurs de pression à chaque intervalle. Pour chacune des pressions d'injection, le débit a été noté à des intervalles de temps de 15 secondes pendant généralement 3 minutes. Les pressions d'injection ont été choisies de façon à ce que la pression maximale n'excède pas la pression lithostatique au niveau de l'intervalle d'essai. En général, à chaque intervalle, cinq essais d'injection ont été effectués à trois valeurs

différentes de pression d'injection. Les trois premiers essais étaient réalisés en augmentant la pression d'un essai à l'autre ($P_1 < P_2 < P_3$), P_3 étant la pression maximale appliquée. Pour les deux derniers essais, la pression était ramenée à P_2 , puis à P_1 .

5.2.2 Méthode d'analyse

La conductivité hydraulique a été estimée en supposant un milieu homogène et isotrope (voir figure 20), selon la relation suivante (Thiem, 1906) :

$$K = \frac{Q}{\Delta H \cdot 2\pi \cdot L} \ln(r_e/r_w)$$

où Q = le débit pendant l'injection [m^3/s];

r_e = la distance radiale à laquelle la charge hydraulique est considérée maintenue à sa valeur initiale (H_0); une valeur de 10m a été supposée pour r_e ;

r_w = le rayon du forage, soit 0.0962m pour un forage HQ;

L = la longueur de l'intervalle, soit 2.1m pour le forage 6-52, et 3.22m pour les forages 6-50 et 6-51;

ΔH = la surcharge d'injection au centre de la section à l'essai [m].

La surcharge d'injection (ΔH) au centre des intervalles a été calculée selon la relation suivante:

$$\Delta H = H + H_s - H_o - H_p \quad [m]$$

Où **H** = la charge hydraulique équivalente à la pression mesurée sur le manomètre pendant l'essai;

H_s = la charge hydraulique entre le manomètre et la section pendant l'essai;

H_o = la charge hydraulique initiale;

H_p = la perte de charge causée par la friction sur la paroi intérieure des tubes d'aménée d'eau (tube flexible de caoutchouc et tube de PCV).

La perte de charge H_p a été estimée à partir d'un graphique donné par Ribler (1978) et qui considère les paramètres suivants: le coefficient de friction, le diamètre et la longueur

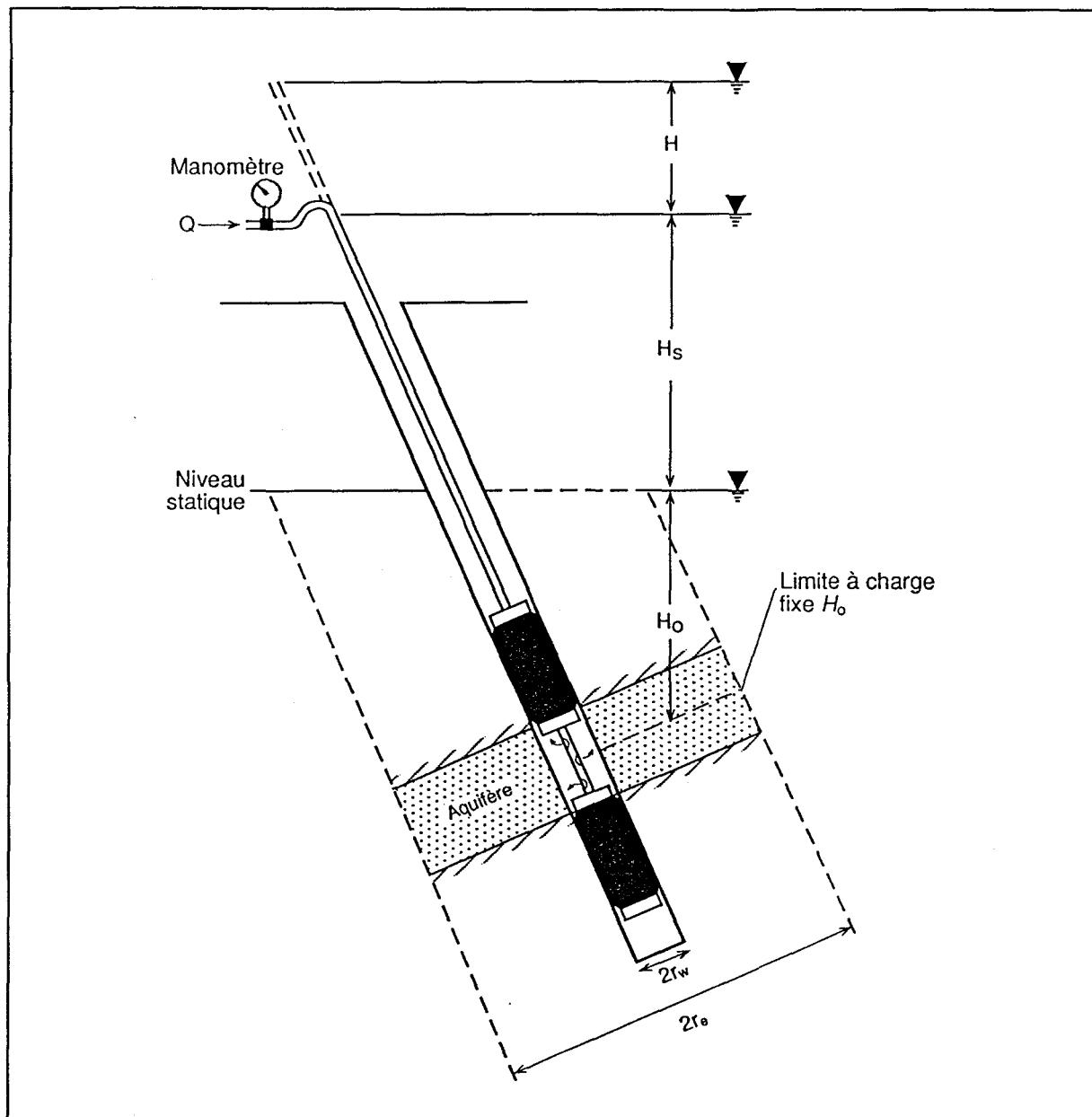


Figure 20. Schéma illustrant les conditions limites et la géométrie supposée lors des essais d'injection à charge constante.

des tubes d'amenée d'eau, de même que le débit d'injection. La valeur maximale de la perte de charge, selon ce graphique, est de 1m par 100m de tubes d'amenée d'eau pour un débit minimal de 10 litres/min. En considérant tous les essais d'injection réalisés à la mine no 6, seulement deux essais ont été effectués à un débit suffisamment élevé pour entraîner une perte de charge mesurable (tableau 6). Toutes les autres pertes de charge, soient celles causées par des courbures, des élargissements ou des contractions dans la conduite entre le manomètre et l'intervalle d'essai sont considérées comme négligeables.

Tableau 6. Perte de charge due à la friction sur la paroi intérieure du tube d'amenée d'eau pour les essais à plus fort débit.

Forage	Intervalle (m)	Débit (l/s)	Perte de Charge (m)	Conductivité hydraulique $\times 10E-7$ (m/s)	
				Non corrigée	Corrigée
6-51	90,59-93,81	0,243	1,8	6,33	6,48
6-51	93,60-96,82	0,279	2,5	5,99	6,14

5.2.3 Résultats

À chaque intervalle, une valeur de conductivité hydraulique a été calculée pour chaque pression d'injection. Les

valeurs résultantes, K₁ à K₅, pour chaque intervalle de chacun des trois forages sont données à l'annexe V. Une moyenne arithmétique a été calculée à partir des cinq valeurs obtenues pour chaque intervalle et identifiée "K_{moyen}" (annexe VI). Dans plusieurs cas, le faible débit d'injection n'a pu être mesuré; la valeur de conductivité hydraulique est alors notée "ADM" (aucun débit mesurable).

La variation de la conductivité hydraulique mesurable à l'intérieur d'un même forage est relativement faible. Ainsi, la conductivité hydraulique varie de $2,7 \times 10^{-8}$ à $3,67 \times 10^{-6}$ m/s pour le forage 6-50, de $1,1 \times 10^{-8}$ à $6,79 \times 10^{-7}$ m/s pour 6-51, et de $1,18 \times 10^{-7}$ m/s à $1,01 \times 10^{-5}$ m/s dans le forage 6-52. La conductivité minimale de $1,1 \times 10^{-8}$ m/s correspond donc approximativement à la limite de détection du débitmètre employé pour les essais d'injection à charge constante.

Les valeurs de K₁ à K₅ pour chaque intervalle montrent certaines tendances générales, mais qui diffèrent souvent entre chacun des forages. Ces observations peuvent être regroupées ainsi :

- La conductivité hydraulique pour un même intervalle du forage 6-50 diminue généralement avec une augmentation de

la pression d'injection, avec souvent aucun débit mesurable à P_3 . Cette tendance anormale n'est pas observée pour les forages 6-51 et 6-52.

- Plusieurs intervalles du forage 6-50 ont des valeurs de débit non mesurables (ADM) pour une pression donnée, et des valeurs de conductivité hydraulique estimée (débit mesurable) pour les pressions inférieures et supérieures. Ces le cas par exemple de l'intervalle 125,21 - 128,43m dans ce forage.
- La conductivité hydraulique estimée pour un même intervalle dans les forages 6-51 et 6-52 est approximativement constante. Par exemple, aucun débit mesurable (ADM) pour toutes les pressions d'injection dans un même intervalle; ou encore cinq valeurs de conductivité hydraulique dans le même ordre de grandeur. Cette constance dans les résultats est observable dans seulement 20% des intervalles du forage 6-50.

En résumé, si on se base sur les valeurs de conductivité hydraulique calculées à partir des essais d'injection à charge constante, les essais dans les forages 6-51 et 6-52 semblent donner des résultats plus consistants que ceux du forage 6-50.

5.3 Essais de perméamétrie en laboratoire

La conductivité hydraulique de la matrice rocheuse a été estimée sur des échantillons provenant des forages 6-50, 6-51, 6-52, et TF4. Ces travaux ont été effectués avec le perméamètre radial de type Bernaix (Bernaix, 1967) à l'Université du Québec à Chicoutimi, dans le cadre du projet de fin d'étude de Trudeau (1991).

Six échantillons ont été choisis comme étant représentatifs des variations lithologiques observées dans les trois forages. Une lame mince a été taillée pour chaque échantillon, et une description pétrographique détaillée a été réalisée pour chacun d'eux (Trudeau, 1991). L'équipement utilisé, les procédures de préparation des échantillons et de réalisation des essais, de même que la méthode d'analyse, sont décrits dans Denis et Rouleau (1991).

Le tableau 7 résume les caractéristiques de chacun des échantillons avec la valeur estimée de la conductivité hydraulique radiale moyenne. La conductivité hydraulique des échantillons choisis varie donc approximativement de l'ordre de 10^{-14} - 10^{-13} m/s, pour les échantillons dépourvus de fissures à 10^{-11} - 10^{-12} m/s pour des échantillons contenant des fissures.

Tableau 7. Synthèse des résultats des essais de perméamétrie en laboratoire.

Numéro de l'échantillon	Distance par rapport au sommet du forage (m)	Lithologie	Fissures	Conductivité hydraulique radiale moyenne (m/s)
6-50 - 10	68	Schiste à grain fin	Aucune	$1,9 \times 10^{-13}$
6-50 - 15	108,5	Schiste oeillé à quartz	2 parall. foliation 1 recoupe foliation	$5,8 \times 10^{-12}$
6-52 - 2	29	Schiste oeillé à quartz	Aucune	$1,61 \times 10^{-13}$
TF4 - 1	0,5	Schiste à grain fin	Aucune	$3,2 \times 10^{-14}$
6-51 - 2	75	Schiste à grain fin	Aucune	$6,8 \times 10^{-14}$
6-51 - 3	80	Quartz injecté dans schiste à grain fin	Plusieurs remplies de quartz	$9,8 \times 10^{-12}$

5.4 Comparaison des résultats

5.4.1 Essais d'injection à charge constante et essais de choc hydraulique

Un essai de choc hydraulique et des essais d'injection à

charge constante ont été exécutés exactement pour les mêmes intervalles. Il est donc possible de comparer les résultats obtenus, afin d'en juger la fiabilité.

Les figures 21, 22 et 23 représentent différentes estimations de la conductivité hydraulique pour chaque intervalle d'essai. Les profondeurs des intervalles correspondant aux numéros sont données à l'annexe IV. L'absence d'un ou de plusieurs symboles pour certains intervalles, signifie que la conductivité hydraulique n'a pu être déterminée avec le type d'essai ou la méthode d'analyse correspondante pour l'une ou l'autre des raisons décrites précédemment (i.e AA, TLI, ADM, ATR).

Une caractéristique commune aux trois graphiques est que lorsque la conductivité hydraulique a pu être estimée avec les deux types d'essais (en d'autres mots, que des débits ont pu être mesurés), ces valeurs sont très rapprochées et différentes de moins d'un ordre de grandeur. Pour de nombreux autres intervalles la conductivité hydraulique a pu être estimée uniquement avec les essais d'injection à charge constante. Le fait qu'un essai de choc hydraulique n'ait pu être réalisé pour un intervalle donné est facilement explicable quand la conductivité hydraulique de cet intervalle, estimée par les autres

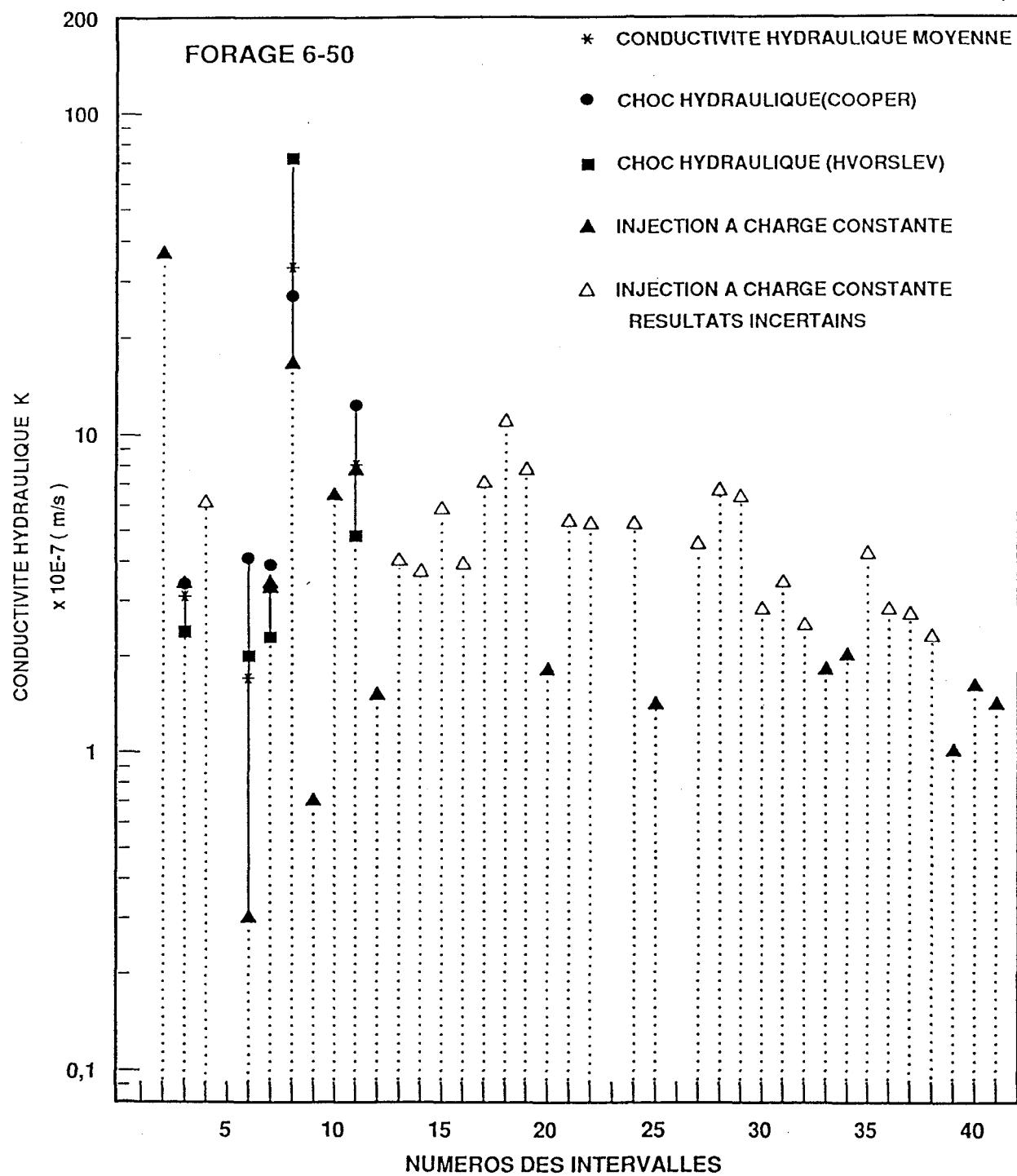


Figure 21. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-50.

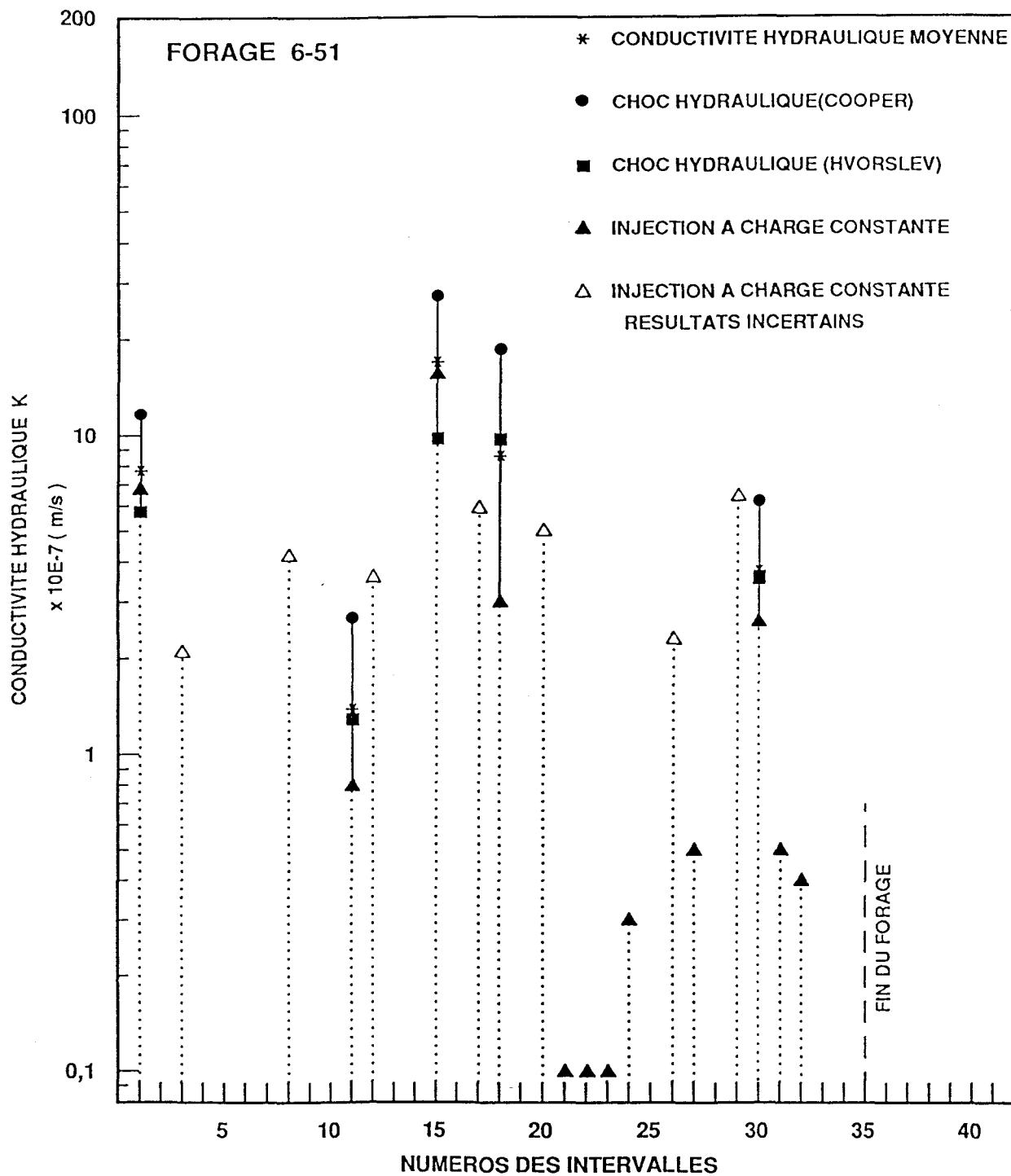


Figure 22. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-51.

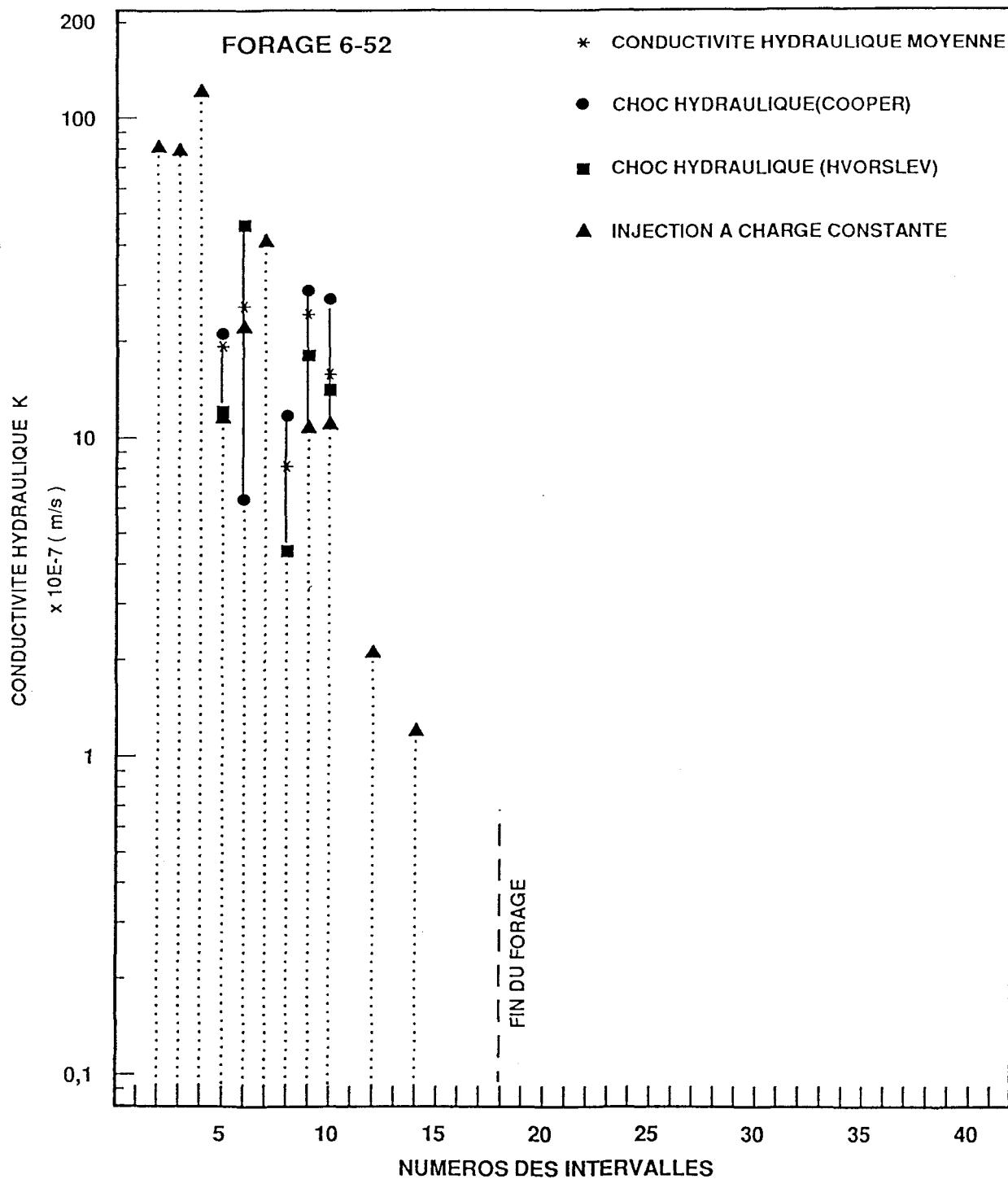


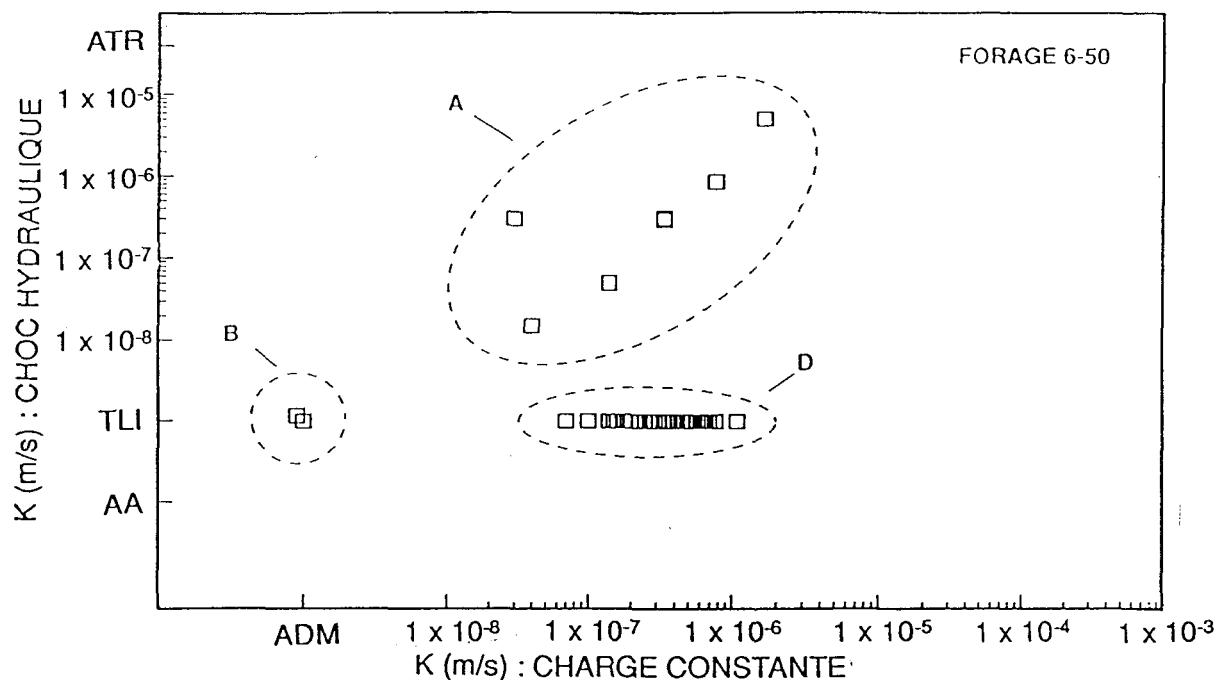
Figure 23. Graphique des résultats hydrauliques du forage 6-52.

essais, est plus faible que la valeur minimale mesurée par choc hydraulique sur ce site avec l'équipement disponible. La valeur de la conductivité hydraulique est alors sous la limite de détection de l'équipement utilisé pour les essais de choc hydraulique. Par contre, plusieurs intervalles dont la conductivité hydraulique a pu être estimée uniquement avec les essais d'injection à charge constante (i.e à plus forte pression que lors des essais de choc hydraulique), ont des conductivités hydrauliques supérieures (par exemple: figure 21, intervalle #4) par rapport à des intervalles adjacents (intervalle #3). Dans ce cas, la conductivité hydraulique est voisine de la limite de détection des essais de choc hydraulique. Ainsi, en se basant sur l'observation que les valeurs de conductivité hydraulique sont très rapprochées lorsqu'estimées avec les deux types d'essai pour un même intervalle; il semble que les fortes valeurs déterminées uniquement avec les essais d'injection sont des surévaluations probablement causées par des fuites d'eau lors de la réalisation des essais. Ces valeurs, identifiées dans les figures 21 à 23 par des triangles vides, sont très abondantes dans le forage 6-50 (figure 21), beaucoup moins dans le forage 6-51, et absentes dans le forage 6-52.

Les figures 21 à 23 montrent des sections le long du forage pour lesquels la conductivité hydraulique n'a pu être

estimée avec aucun des deux types d'essai. Compte tenu des limites de détection observées, la conductivité hydraulique de ces zones semble plus faible que 1×10^{-8} m/s. Ces sections sont plus nombreuses et plus longues dans le forage 6-51. Elles sont observables pour les intervalles 11, 13 et 15 à 17 pour le forage 6-52. Dans le forage 6-50, seulement deux intervalles n'ont pu être mesurés si on considère l'ensemble des résultats valables; par contre, pour une forte proportion des intervalles la conductivité hydraulique n'a pu être mesurée qu'avec les essais d'injection à charge constante, correspondant à l'hypothèse de la surévaluation de la conductivité hydraulique mentionnée au paragraphe précédent.

Des graphiques de la conductivité hydraulique estimée avec les essais de choc hydraulique en fonction de celle estimée avec les essais d'injection à charge constante, ont été réalisés pour chaque forage dans le but de visualiser la corrélation entre les deux types d'essai et d'identifier les résultats douteux (figures 24 à 26). Pour ces graphiques, la conductivité hydraulique estimée avec les essais de choc hydraulique correspond à la moyenne arithmétique calculée avec les résultats selon les méthodes de Cooper et de Hvorslev. Les graphiques incluent des résultats non mesurées (ATR, TLI, AA, ADM). Les valeurs notées TLI sont considérées de plus forte



ATR = abaissement d'eau trop rapide

TLI = temps de lecture insuffisant

ADM = aucun débit mesurable

AA = aucun abaissement

Figure 24. Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-50.

conductivité hydraulique que celles notées AA, et sont donc positionnées en conséquence sur l'axe des ordonnées. Les points ont été regroupés en différents nuages correspondant aux tendances de la corrélation entre les estimations de la conductivité hydraulique pour un même intervalle.

Nuage A

Les nuages A regroupent tous les cas où une valeur de conductivité hydraulique a pu être calculée à partir de chacun des deux types d'essai. À l'intérieur des nuages A, les valeurs de conductivité hydraulique estimées pour un même intervalle montrent une bonne corrélation. Cette tendance à l'alignement signifie que les conductivités hydrauliques calculées avec les deux types d'essai sont similaires; ce qui est par le fait même un indice de la fiabilité de ces résultats.

Toutes les conductivités hydrauliques incluses dans les nuages A seront donc utilisées pour corrélérer les résultats hydrauliques et la fracturation (section 6.1). Pour chaque intervalle, la conductivité hydraulique moyenne (voir annexe

VI) sera déterminée selon la relation suivante:

$$K_{moy} = \left[\frac{\frac{(K \text{ Horslev} + K \text{ Cooper})}{2} + K \text{ Injection}}{2} \right]$$

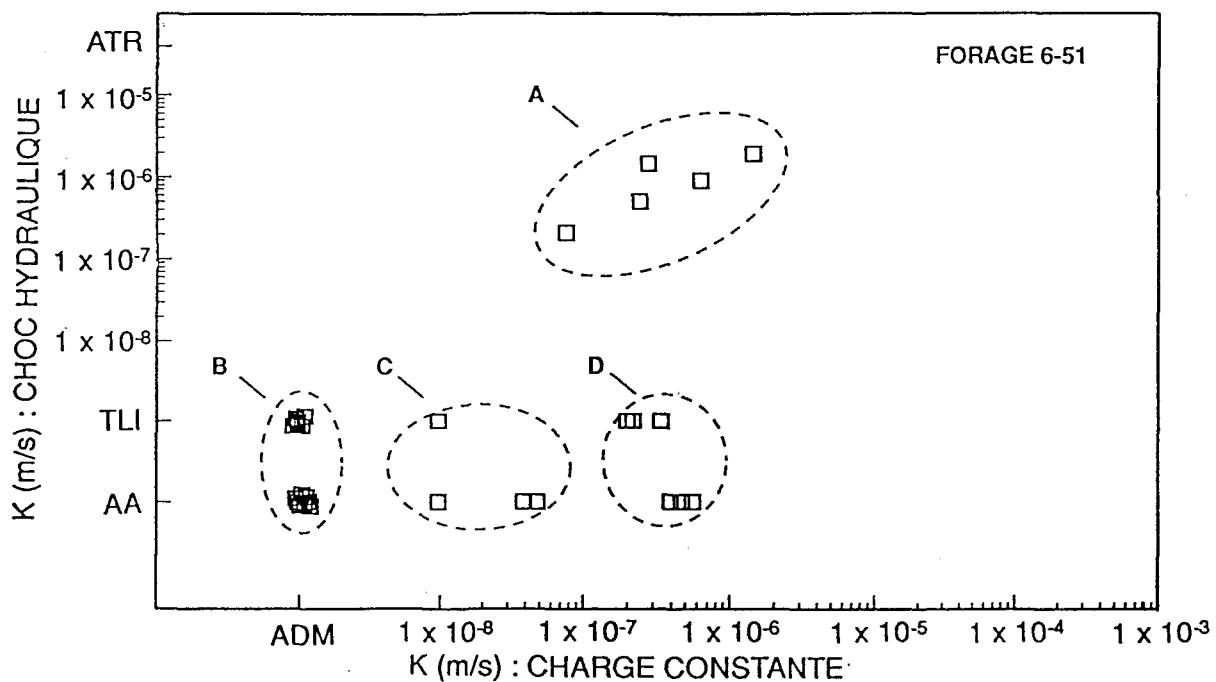


Figure 25. Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-51.

Nuage B

Les nuages B comprennent les résultats des intervalles dont la conductivité hydraulique n'a pu être estimée avec aucun des deux types d'essai. Ces nuages représentent les résultats pour les cas suivants: 1) les intervalles où aucun débit n'a été mesuré pendant les essais à charge constante (ADM), 2) les intervalles où le temps de lecture était insuffisant (TLI), ou encore 3) ceux dont aucun abaissement (AA) du niveau d'eau n'a été noté pendant les essais de choc hydraulique. Les observations notées ADM sont logiquement comparables avec les AA (aucun abaissement) pour le forage 6-52 (figure 26), ou avec les TLI (temps de lecture insuffisant) pour le forage 6-50 (figure 24), ou encore avec les deux (TLI et AA) dans le cas du forage 6-51 (figure 25). Pour ces intervalles les résultats des deux types d'essai peuvent être considérés corrélables: la valeur de la conductivité hydraulique y est présumément inférieure à 1×10^{-8} m/s.

Nuage C

Les points des nuages C proviennent d'intervalles où la conductivité hydraulique n'a pas été estimée avec les essais de choc hydraulique, mais seulement avec les essais d'injection à

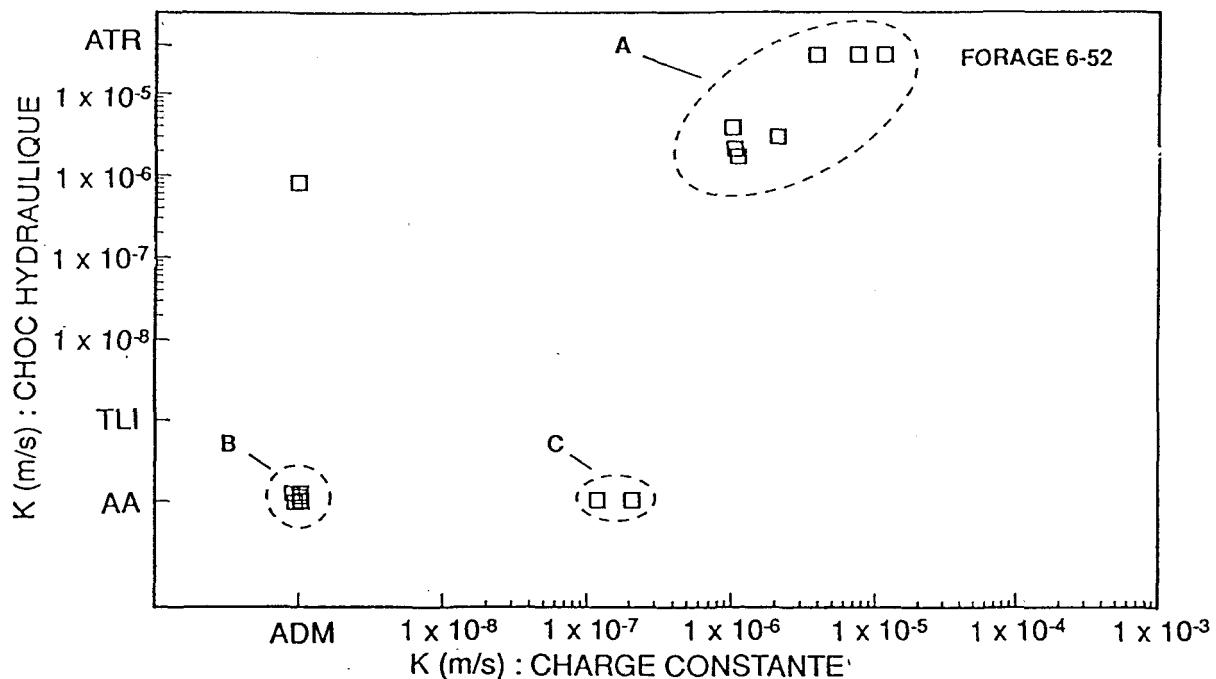


Figure 26. Graphique de comparaison des résultats de conductivité hydraulique du forage 6-52.

charge constante. Ces intervalles ont une conductivité hydraulique qui varie de 1×10^{-8} à 5×10^{-8} m/s pour le forage 6-51 et de 1×10^{-7} à 3×10^{-7} m/s pour le forage 6-52 selon les essais d'injection à charge constante. Tous les résultats interprétables d'essais de choc hydraulique effectués sur ce

site donnent des valeurs de conductivité hydraulique plus élevées que ces fourchettes; ces fourchettes de faibles valeurs de conductivité hydraulique semblent donc être sous la limite de détection de nos essais de choc hydraulique. Un temps d'attente plus long lors des essais de choc hydraulique pour les intervalles du nuage C aurait permis d'estimer la conductivité hydraulique des intervalles identifiés TLI. Les points des nuages C seraient alors plus élevés sur les graphiques et présumément alignés dans la direction d'allongement des nuages A. La valeur de conductivité hydraulique estimée avec les essais d'injection à charge constante est donc conservée pour les intervalles en question.

Nuage D

Les nuages D comprennent les cas où la conductivité hydraulique a été estimée uniquement avec les essais d'injection à charge constante, tout comme les nuages C décrits plus haut. La différence essentielle est que dans les nuages D, la valeur de la conductivité hydraulique calculée à partir des essais à charge constante est plus élevée que dans les nuages C. Ces valeurs de conductivité hydraulique se retrouvent donc à l'intérieur d'une fourchette normalement mesurable par nos

essais de choc hydraulique, comme le démontrent les nuages A situés au-dessus. On peut présumer que la conductivité hydraulique a été surestimée par nos essais d'injection à charge constante.

Les résultats d'essais hydraulique à charge constante inclus dans les nuages D sont trop incertains pour être considérés tels quels dans le reste de notre analyse. Une conductivité hydraulique inférieure à la limite de détection des essais en forage sera assignée à ces intervalles. Ils correspondent aux valeurs identifiées par un triangle vide dans les graphiques des figures 21 et 22.

5.4.2 Essais hydrauliques en forage et essais de perméamétrie en laboratoire

La conductivité hydraulique effectivement estimée dans l'ensemble des forages varie de 1×10^{-8} à $1,2 \times 10^{-5}$ m/s. Cette gamme de valeurs de conductivité hydraulique exclut les résultats d'essais qui n'ont pas pu être interprétés quantitativement. En effet, pour plusieurs intervalles, le débit n'a pu être mesuré lors des essais d'injection à charge constante (notée ADM) ; ou encore les essais de choc hydraulique n'ont pu

être interprétés (notés TLI ou AA). La valeur de la conductivité hydraulique de ces intervalles se situe probablement quelque part entre la limite de détection des essais en forage (10^{-8} m/s) et les valeurs de la conductivité hydraulique estimées en laboratoire sur des carottes de roche contenant quelques fissures ($\approx 10^{-12}$ m/s). Un peu plus précisément, on peut présumer que les observations notées TLI et ADM correspondent à des valeurs de conductivité hydraulique se situant entre 1×10^{-10} m/s et 1×10^{-8} m/s, et que ceux notées AA et ADM ont une conductivité hydraulique qui varie entre 5×10^{-12} m/s et 1×10^{-10} m/s. La limite inférieure de 5×10^{-12} m/s correspond approximativement à la conductivité hydraulique mesurée en laboratoire sur des échantillons contenant quelques petites fissures. Considérant qu'il est presque certain que les intervalles d'essai en forage contiennent au moins quelques fissures, il est donc improbable que des intervalles de 2 ou 3m de longueur possèdent une conductivité hydraulique inférieure à 5×10^{-12} m/s.

La figure 27 résume les limites de détection des trois types d'essais et les différentes fourchettes attribuées aux données incertaines. Les conductivités hydrauliques estimées quantitativement (moyenne arithmétique des valeurs estimées par les essais de choc hydraulique et d'injection à charge constan-

te) et celles approximées sont regroupées à l'annexe VI sous la colonne "Meilleur estimé". Ces dernières seront utilisées pour les comparaisons avec la fracturation.

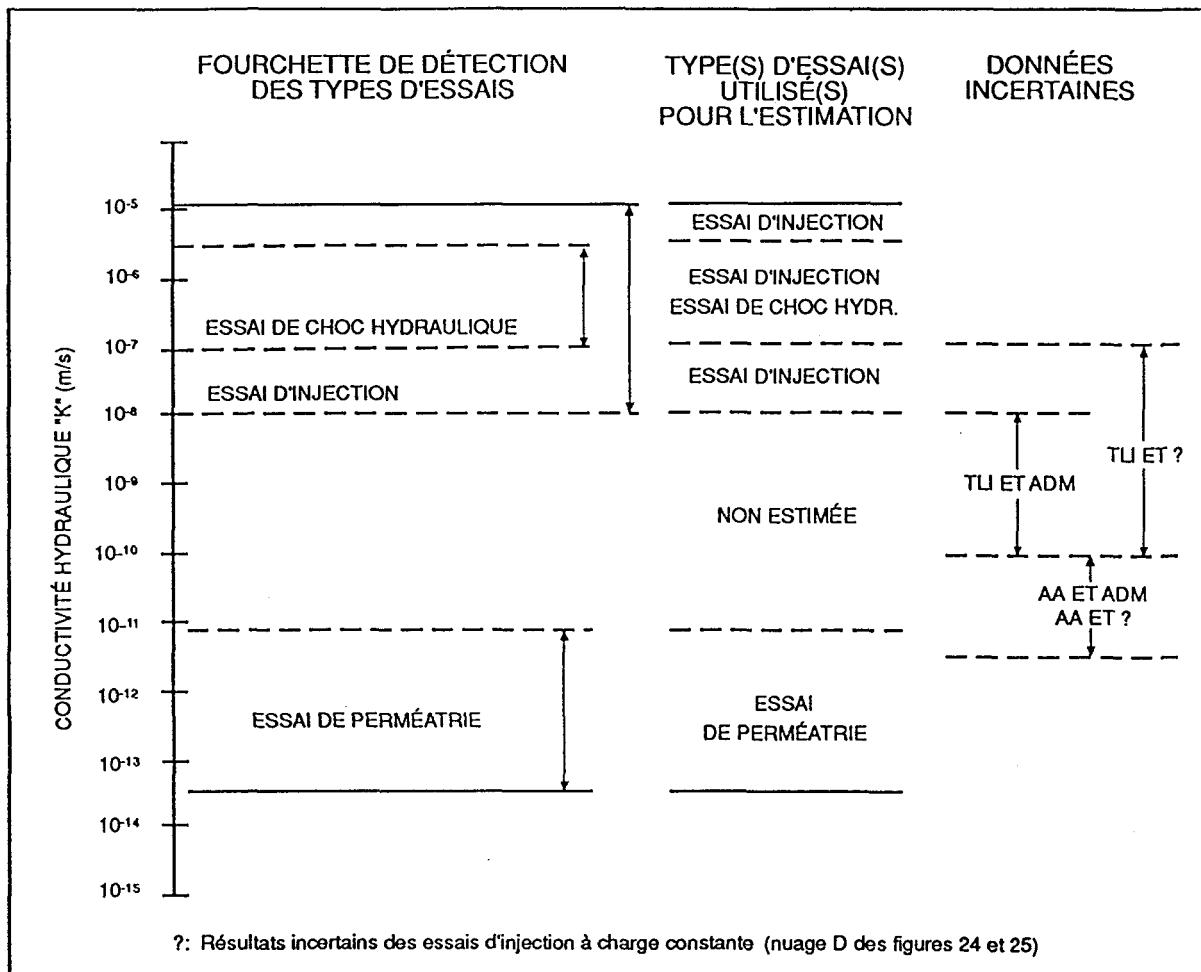


Figure 27. Schéma des fourchettes d'estimation de la conductivité hydraulique.

CHAPITRE 6

INTERPRÉTATION DES RÉSULTATS

6.1 Corrélation entre les résultats de conductivité hydraulique et la fracturation

La conductivité hydraulique estimée pour chacun des intervalles a été analysée en fonction du nombre de fractures contenues à l'intérieur de ces mêmes intervalles. La figure 28 a été réalisée à partir des données de fractures identifiées sur les carottes de forage. Pour les intervalles dont la conductivité hydraulique n'a pas été estimée quantitativement, on a assigné la valeur de conductivité hydraulique médiane de la gamme correspondante définie à la section 5.4.2 (figure 27). Par exemple, à un intervalle dont l'observation se situe dans la gamme 10^{-7} m/s < K < 10^{-10} m/s on a assigné une conductivité hydraulique de 5×10^{-9} m/s.

La figure 28 ne suggère aucune corrélation entre le nombre de fractures par intervalle et la conductivité hydraulique. Il est à noter qu'un grand nombre d'intervalles où aucune fracture n'a été observée ont une conductivité hydraulique tout aussi

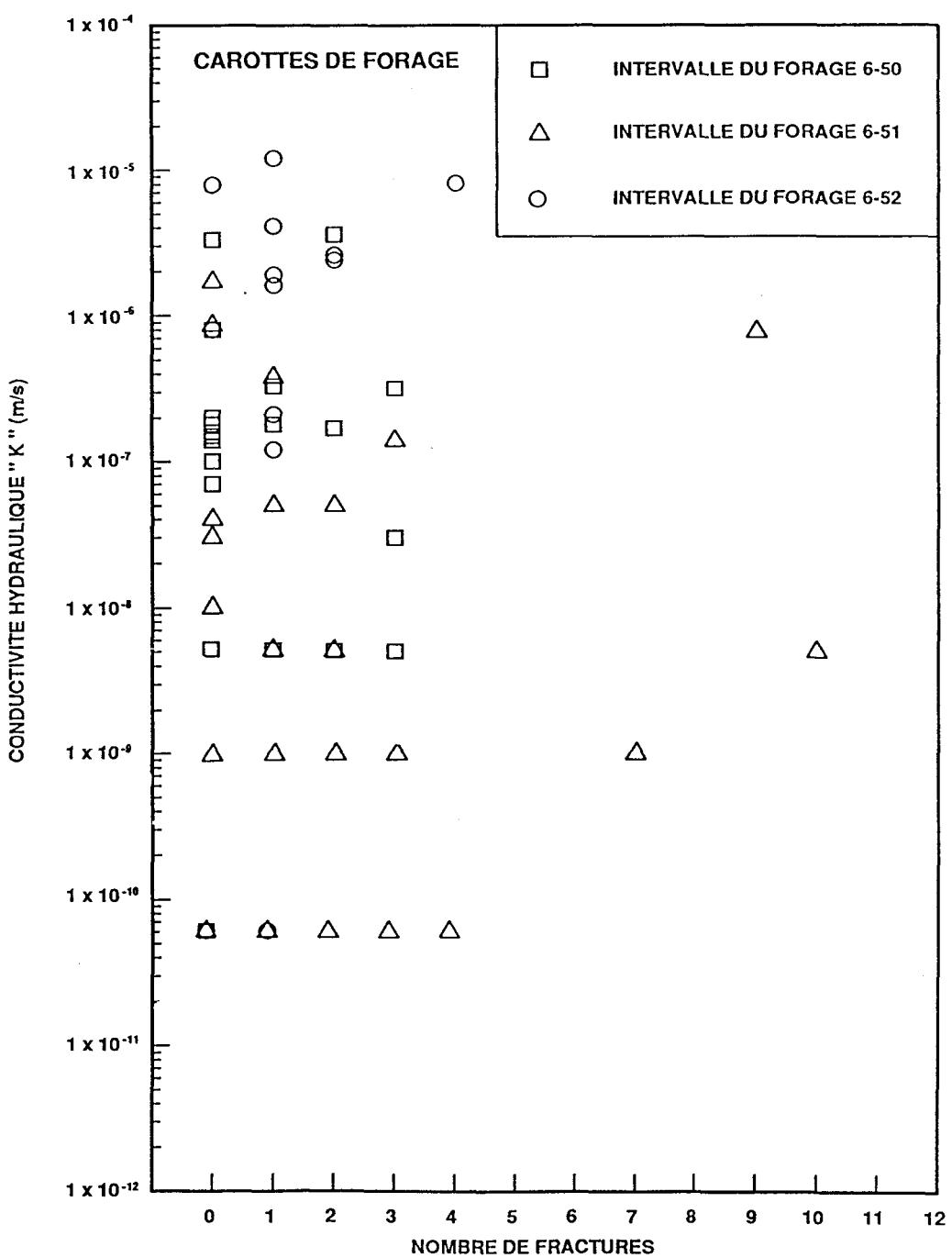


Figure 28. Graphique de la conductivité hydraulique en fonction du nombre de fractures reconnues par intervalle sur les carottes de forage.

variable et élevée que ceux qui intersectent une ou plusieurs fractures. Deux explications sont envisagées pour expliquer les conductivités hydrauliques élevées de ces intervalles soit: la possibilité de fuites lors des essais hydrauliques ou encore la présence de petites fissures et de fractures parallèles à la foliation, non reconnues sur les carottes de forage.

D'autre part, cette absence de corrélation pour les intervalles contenant plus d'une fracture pourrait être due à des variations dans le degré d'interconnexion des fractures, ou encore à la variabilité dans l'ouverture des fractures individuelles. Par exemple, une seule fracture contenue dans un intervalle donné, peut être reliée à plusieurs autres fractures à quelques mètres du forage, elles-mêmes connectées à un autre intervalle. Ainsi, la conductivité de deux intervalles voisins peut être similaire même si le nombre de fractures intersectées est différent. La variation de la conductivité hydraulique peut être due, non pas au nombre de fractures recoupées par un ou plusieurs intervalles proximaux, mais à la densité de fractures par volume de roc autour des intervalles et par le fait même, de l'interconnexion des fractures. Il est aussi possible que des variations de conductivité hydraulique dues au nombre de fractures intersectées, ne soient pas observables compte tenu des limites de détection soulignées précédemment.

La possibilité de corrélation de la conductivité hydraulique avec une seule famille de fractures a également été évaluée (figure 29). Cette famille comprend les fractures parallèles à la foliation telles que reconnues sur l'enregistrement vidéo du forage 6-51. Les fractures des forages 6-50 et 6-52 n'ont pas été considérées en raison de la mauvaise qualité de l'image et de la difficulté à reconnaître la relation angulaire des fractures avec la foliation. Selon la figure 29, la valeur de la conductivité hydraulique ne semble pas augmenter ou diminuer selon le nombre de fractures parallèles à la foliation. Cependant, le faible nombre de données ne nous permet pas de considérer cette observation comme une caractéristique certaine du massif rocheux.

6.2 Zonation du massif en fonction de la conductivité hydraulique

La variation de la conductivité hydraulique peut être analysée soit selon la profondeur en considérant les résultats d'un même forage, ou encore dans un plan horizontal en comparant les forages entre eux.

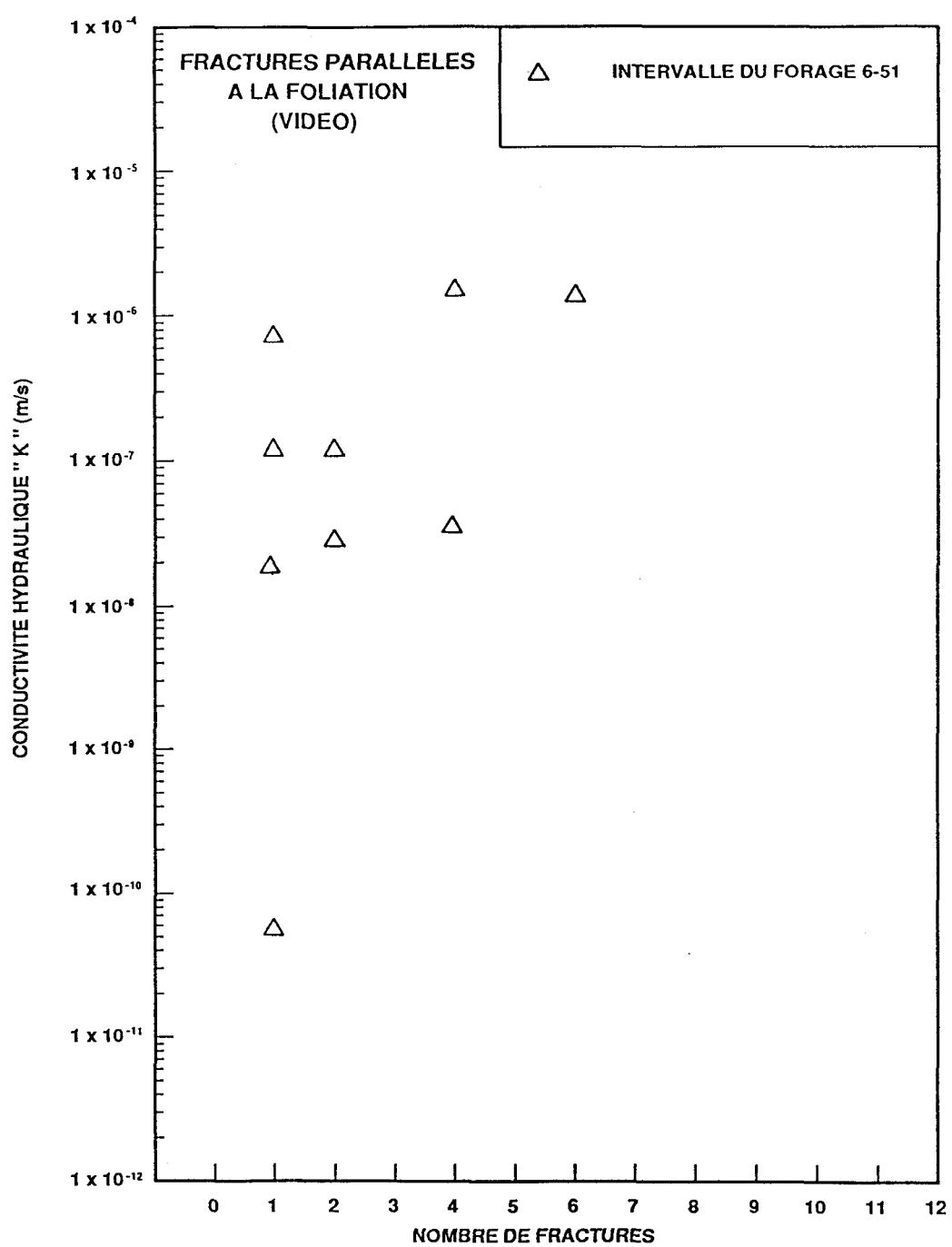


Figure 29. Graphique de la conductivité hydraulique en fonction du nombre de fractures parallèles à la foliation, reconnues avec le vidéo (forage 6-51).

Variation selon la verticale

Le tableau 8 résume la variation de conductivité hydraulique en fonction de la profondeur, le numéro d'intervalle croissant de la surface vers le bas. Les pourcentages ont été calculés en regroupant les intervalles par tranche de dix, et en comptabilisant le nombre d'intervalles pour chacune des classes de conductivité hydraulique.

Les résultats de ce lissage ne montrent pas de variation significative de la conductivité hydraulique avec la profondeur. Compte tenu de la longueur des forages, aucune zonation du massif rocheux ne peut être effectuée selon la verticale pour des profondeurs inférieures à 70m.

Variation selon un plan horizontal

Le tableau 9 énumère les proportions et les longueurs de forage correspondant aux différentes classes de conductivité hydraulique. Une première observation est la différence de la distribution de conductivité hydraulique d'un forage à l'autre. Par exemple, 5% des intervalles du forage 6-50 ont une conductivité hydraulique située entre 10^{-8} à 10^{-7} m/s, comparativement à 21% pour 6-51 et 0% pour 6-52. La principale différence est la

forte proportion de conductivité hydraulique élevée, de 10^{-6} à 10^{-5} m/s, dans le forage 6-52 (41%) par rapport aux deux autres forages (5% dans 6-50; 3% dans 6-51). Ces variations spatiales dans la distribution de la conductivité hydraulique démontrent une certaine hétérogénéité hydraulique du massif rocheux.

Tableau 8. Distribution de la conductivité hydraulique en fonction de la profondeur.

Numéro des intervalles	Conductivité hydraulique «K» (m/s)					
	débit non mesuré		débit mesuré			
	10^{-14} à 10^{-11}	10^{-11} à 10^{-7}	10^{-8} à 10^{-7}	10^{-7} à 10^{-6}	10^{-6} à 10^{-5}	$>10^{-5}$
6-50						
2 à 11		20,0%	20,0%	40,0%	20,0%	
12 à 21		80,0%		20,0%		
22 à 31				10,0%	90,0%	
32 à 41		50,0%		50,0%		
6-51						
1 à 10	40,0%	50,0%		10,0%		
11 à 20	33,3%	33,3%		22,2%	11,1%	
21 à 30	44,4%	11,1%	33,3%	11,1%		
31 à 35			40,0%	60,0%		
6-52						
2 à 11	40,0%			30,0%	70,0%	10,0%
12 à 18	71,4%			28,6%		

Tableau 9. Pourcentage et longueur de forage selon les différentes classes de conductivité hydraulique.

Forage	Conductivité hydraulique «K» (m/s)					
	débit non-mesuré		débit mesuré			
	10^{-14} à 10^{-11}	10^{-11} à 10^{-7}	10^{-8} à 10^{-7}	10^{-7} à 10^{-6}	10^{-6} à 10^{-5}	> 10^{-5}
6-50	0%	60%	5%	30%	5%	0%
		72m	6m	36m	6m	
6-51	32%	32%	21%	12%	3%	0%
	34m	34m	22m	13m	3m	
6-52	35%	0%	0%	18%	41%	6%
	9m			5m	11m	2m
Trois forages	17%	42%	11%	21%	8%	<1%
	43m	106m	28m	54m	20m	<2m

Les forages n'étant que trois lignes d'échantillonnage totalisant 261 mètres, il est difficile d'extrapoler ces résultats sur la totalité du massif à l'étude. Par contre, les relevés de fracturation ont démontré que l'orientation des fractures dans les forages s'apparente à celle observée sur les affleurements du secteur sud et un peu moins à celle du secteur nord. Sur la base de ces informations, on peut présumer que la conductivité hydraulique varie entre ces deux secteurs un peu de la même façon qu'elle varie entre les forages. Cependant, comme nous l'avons vu plus haut, la distribution spatiale de la conductivité hydraulique ne peut pas être analysée sur une base

de corrélation avec la fracturation.

Vue la large gamme observée des valeurs de conductivité hydraulique dans les trois forages (figure 27), il est permis de supposer que la distribution des valeurs observées est représentative de l'ensemble du massif rocheux au sud de la mine jusqu'à une profondeur d'une centaine de mètres. Les données hydrauliques ont donc été utilisées pour réaliser une zonation fictive du massif rocheux, tout en tenant compte de l'orientation structurale dominante dans ce massif. Comme aucune variation systématique de la conductivité hydraulique avec la profondeur n'a pu être démontrée, et ce pour des profondeurs inférieures à 70m, la zonation a donc été faite selon des bandes parallèles à la foliation dominante, i.e. NNE-SSO et avec un fort pendage vers l'ouest.

Les données des trois forages ont été utilisées pour réaliser un histogramme de conductivité hydraulique considéré représentatif de l'ensemble du massif rocheux (voir figure 30). Les différentes classes représentent les fourchettes d'estimation telles que définies à la sous-section 5.4.2 et au tableau 9. Ainsi, environ 60 % des données proviennent des intervalles définis par les nuages B et C (figures 24 à 26), soit des conductivités hydrauliques variant entre 5×10^{-12} et 10^{-7} m/s;

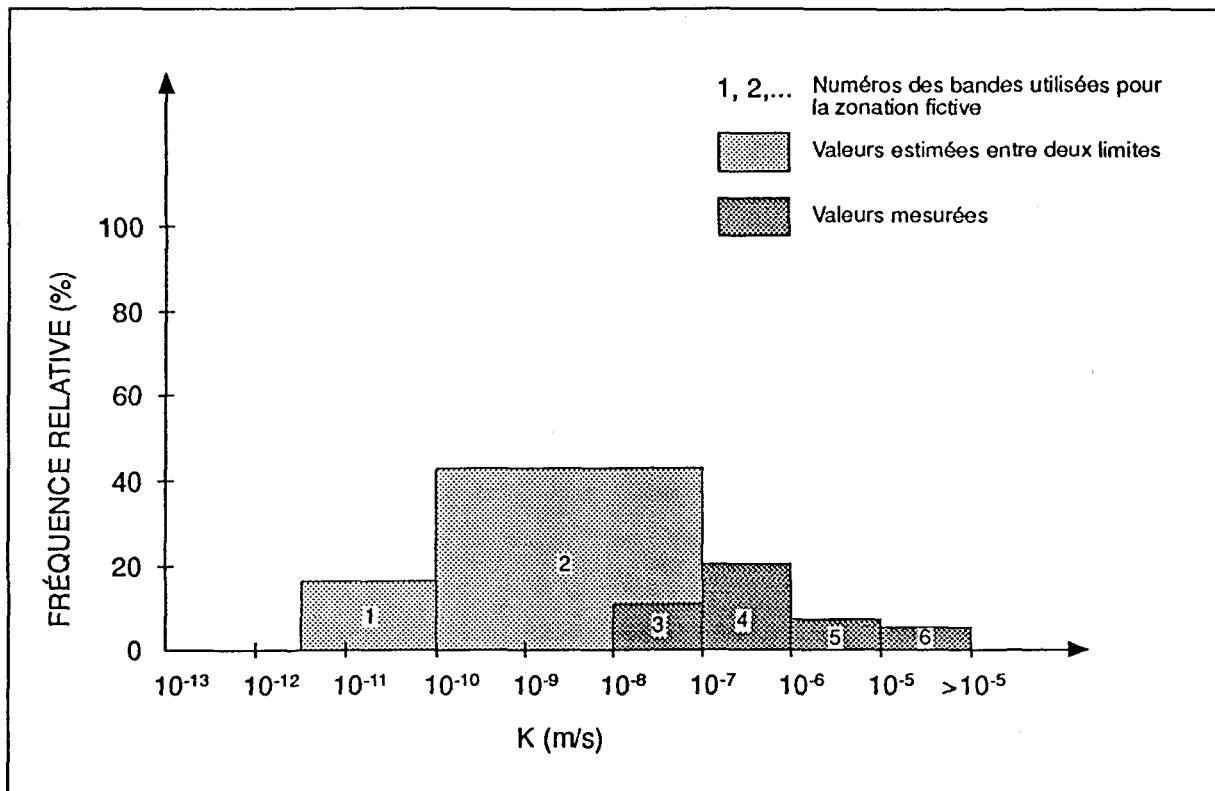


Figure 30. Histogramme illustrant la distribution des valeurs de la conductivité hydraulique.

et 40 % des données ont été obtenues à partir d'interprétation directe des essais en forage, avec des valeurs variant de 10^{-8} à 10^{-5} m/s (nuages A et C des figures 24 à 26).

La classe 3 sur la figure 30 se retrouve à l'intérieur de la gamme de la classe 2; la classe 3 représente des intervalles où la conductivité hydraulique n'a pu être estimée qu'à partir

des essais à charge constante, sa valeur étant sous la limite de détection des essais de choc hydraulique.

Cette distribution de la conductivité hydraulique a été utilisée pour effectuer une zonation du massif rocheux au sud de la mine en tranches parallèles à la direction principale de la foliation pénétrante (figure 31), ce qui est approximativement parallèle à la direction d'écoulement des eaux souterraines au sud du cône de rabattement de la mine telle que définie par Aiken et St- Arnaud (1991). Le numéro des bandes correspond au numéro des classes de l'histogramme de conductivité hydraulique, et l'épaisseur est proportionnelle à la fréquence relative des classes. En d'autre termes, l'épaisseur des différentes bandes permet de "visualiser" l'importance relative des différentes valeurs de conductivité hydraulique obtenues pour ce massif. En résumé, le modèle est basé sur les caractéristiques et les simplifications suivantes:

- l'orientation des bandes est approximativement parallèle au grain structural et à la direction d'écoulement des eaux souterraines en aval de la mine;
- la localisation des bandes est purement fictive, sans relation avec les observations géologiques et les

données hydrogéologiques;

- la continuité des bandes n'est pas basée sur des observations géologiques et des données hydrogéologiques, et est fort probablement surévaluée;
- les variations spatiales de la densité de fracturation et des distributions des orientations de fractures n'ont pas été considérées, puisqu'une corrélation avec les variations de conductivité hydraulique déterminée à partir des essais en forage n'a pas été possible;
- l'épaisseur des bandes est proportionnelle à la fréquence relative des valeurs de conductivité hydraulique représentées à l'histogramme de la figure 30;
- chaque bande représente une classe de valeur de conductivité hydraulique.

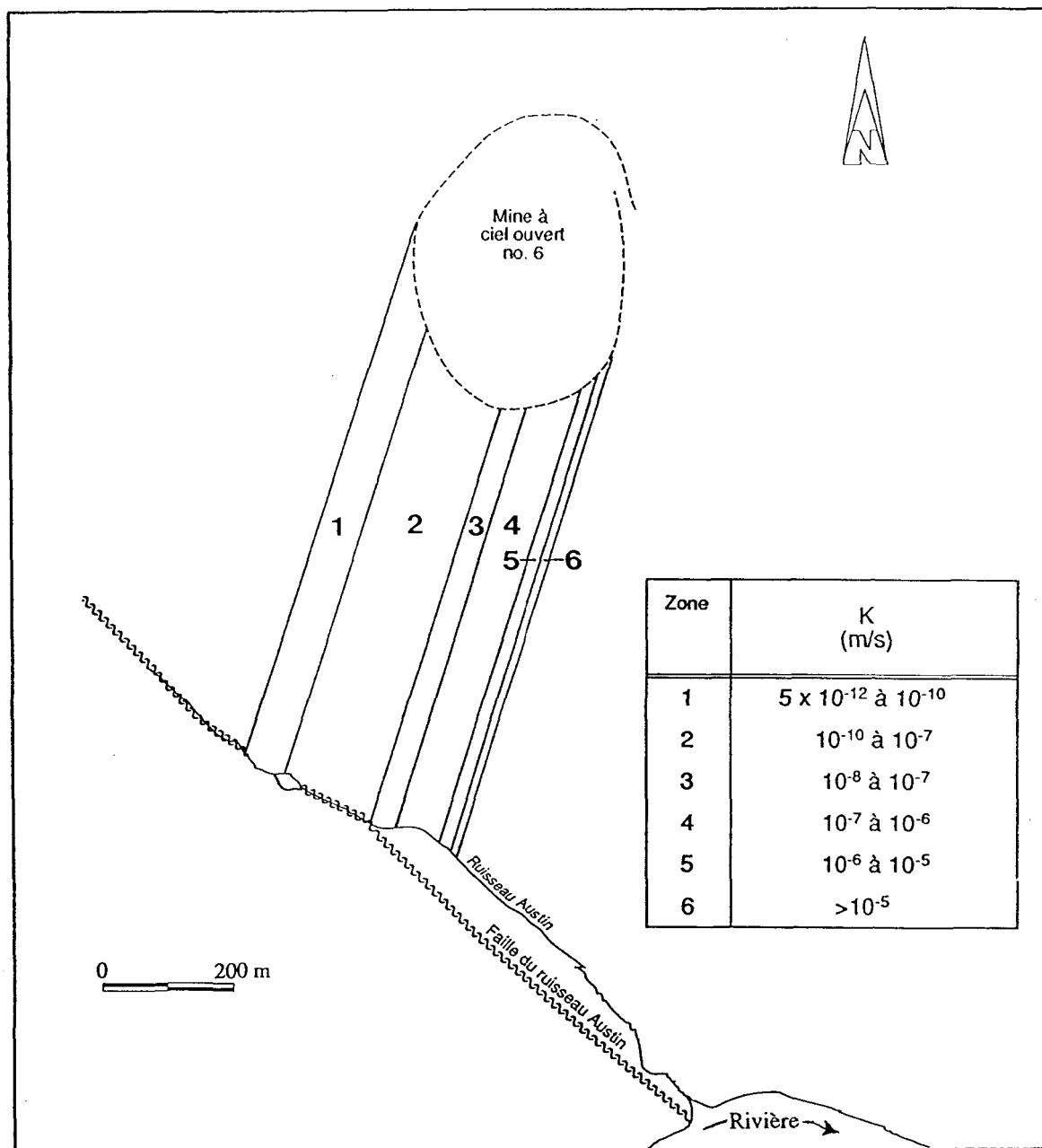


Figure 31. Schéma illustrant une zonation fictive du massif rocheux au sud de la mine n° 6.

6.3 Estimation du débit d'apport au ruisseau Austin

Des valeurs de débits d'apport au ruisseau Austin des eaux provenant de la mine ont été calculés avec la loi de Darcy:

$$Q = KA i_H$$

où K = la conductivité hydraulique (L/T) ;
 A = l'aire de la section perpendiculaire à chacune
 des zones (L^2) ;
 i_H = le gradient horizontal de charge hydraulique
 (sans dimension).

Une épaisseur de 90m a été considérée pour le calcul des aires de chacune des zones. Cette valeur correspond approximativement à la hauteur d'eau à l'intérieur de la mine lorsque le remplissage sera terminé. Un gradient hydraulique horizontal de 0,04, considéré raisonnable pour le secteur sud de la mine (Aiken et St-Arnaud, 1991), a été utilisé pour tous les calculs.

La figure 32 illustre un scénario possible de l'écoulement des eaux souterraines entre la mine no 6 et le ruisseau Austin. Les débits d'apport au ruisseau Austin par les eaux de la mine

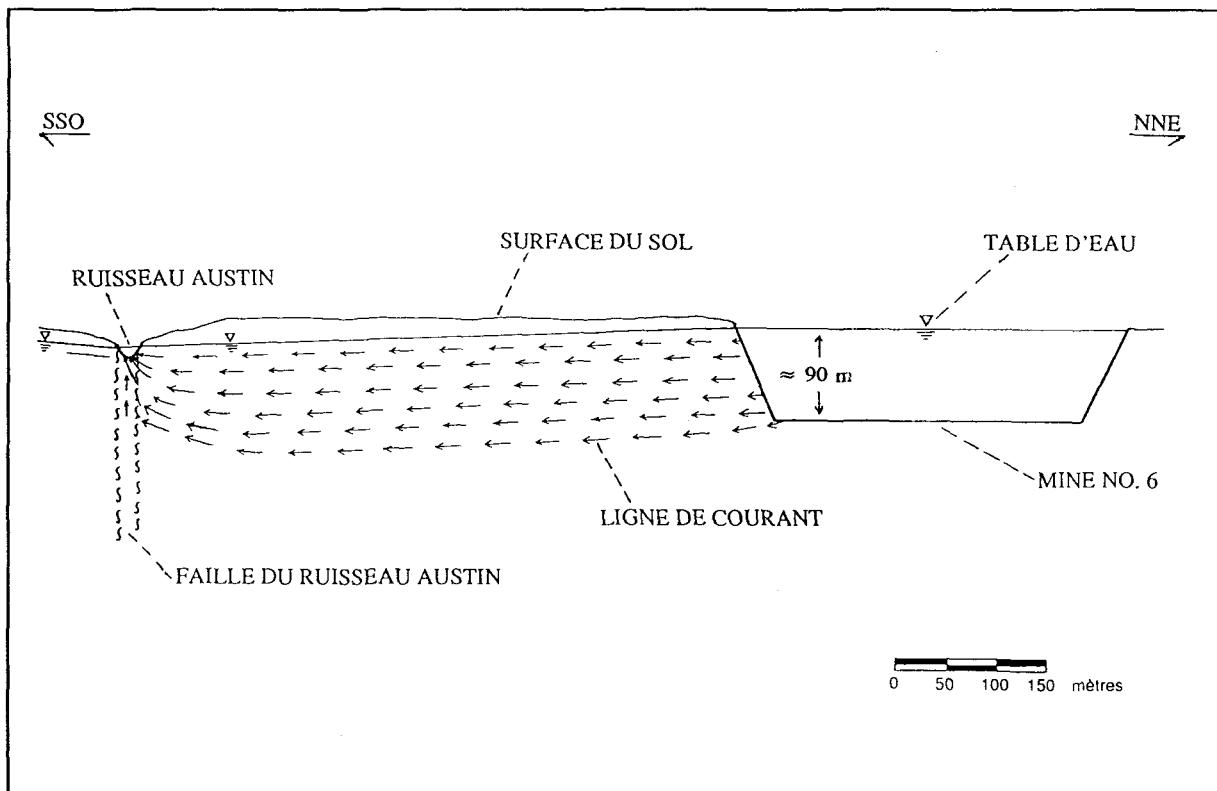


Figure 32. Schéma d'une section verticale et de l'écoulement des eaux souterraines entre la mine et le ruisseau Austin.

ont été estimés selon ce scénario, i.e en considérant que les lignes de courant convergent vers la faille sous-jacente au ruisseau Austin. On présume donc que la faille agit comme une zone de forte perméabilité facilitant la décharge des eaux souterraines dans le ruisseau. La valeur du débit estimée pour chacune des zones est très sensible à l'estimation de la valeur moyenne de la conductivité hydraulique de cette zone, elle n'a

donc pas de valeur prédictive. Par exemple, si on diminue simplement de moitié l'estimation de la conductivité hydraulique de la zone 6, le débit d'apport au ruisseau passe de 17 029 m³/an à 8 515 m³/an. De plus, les valeurs de débits sont probablement surestimées en raison de la surévaluation de la continuité des zones. Par contre, la très large gamme des valeurs de débits estimés pour les différentes zones (tableau 10) souligne qu'une très faible portion du massif rocheux ($\approx 10\%$) peut contrôler la majorité ($\approx 90\%$) des apports d'eau au ruisseau Austin. À titre indicatif, notons que le débit du ruisseau Austin varie de 1,1 à $8,8 \times 10^5$ m³/an (Luc St-Arnaud, communication personnelle); ce qui est environ un ordre de grandeur plus élevé que le total des débits calculés dans la présente étude. Les valeurs calculées pour l'apport en eau souterraine sont donc raisonnables, puisque cet apport ne constitue qu'une partie du débit du ruisseau, le reste provenant de l'amont et des eaux souterraines de la rive sud du ruisseau.

Notons également la présence de résurgences d'eaux souterraines entre la mine et le ruisseau Austin, lesquelles constituent des raccourcis pour l'écoulement éventuel d'eaux polluées en direction du ruisseau. À moins que le niveau de l'eau dans la mine soit maintenu artificiellement, Il est probable que le

débit des résurgences augmentera lorsque la mine sera pleine et que l'écoulement des eaux souterraines reprendra son cours normal. On peut toutefois supposer que la surestimation du débit d'apport des eaux souterraines due à la continuité des zones, compensera pour le débit des résurgences non considéré. Sachant que l'atténuation de la pollution est généralement moindre pour l'écoulement de surface que pour l'écoulement souterrain, la dispersion de contaminants dans l'environnement risquerait alors d'augmenter à ce moment.

Tableau 10. Résultats des calculs de débits selon les zonations de la conductivité hydraulique

Zone	Q (m ³ /an)	Proportion du débit total (%)
1	0,35	1 x 10 ⁻³
2	77	0,02
3	183	0,5
4	3 784	10,4
5	15 450	42,3
6	17 029	46,7

6.4 Estimation de la vitesse d'écoulement au sud de la mine

Une estimation grossière de la vitesse d'écoulement dans le massif peut être obtenue avec la relation suivante:

$$\nu = \frac{Ki_H}{n}$$

où

ν = la vitesse de filtration linéaire ("average linear velocity"; L/T);
 n = la porosité effective (%).

Cette estimation nécessite des informations sur la porosité effective (n). En l'absence d'estimation directe de la porosité effective, deux valeurs extrêmes ont été retenues pour l'évaluation de la vitesse linéaire. La valeur de porosité effective minimale correspond à la valeur minimale de la porosité de fracture estimée à partir des essais hydrauliques en forage, tandis que la porosité effective maximale a été estimée à partir de valeurs de porosité de matrice puisées dans la littérature.

La porosité effective de fracture a été estimée en utilisant le modèle de fracture à parois lisses et parallèles, et en considérant la proportion du volume des vides (fractures) par rapport au volume de roc à l'intérieur d'un intervalle. L'ouverture (2b) des fractures intersectées par les intervalles sélectionnés a été calculée selon le modèle de la fracture équivalente (e.g. Gale, 1977) :

$$2b = \left(\frac{Q 12 \mu \ln(r_e/r_w)}{\Delta H 2\pi \varrho g} \right)^{1/3}$$

où

Q = le débit injecté dans la fracture [m^3/s] ;

μ = la viscosité dynamique, $1,4 \times 10^{-3} \text{ kg/m s}$;

ΔH = la surcharge d'injection au centre de la section à l'essai [m] ;

ϱ = la densité de l'eau, 1000 kg/m^3 ;

g = l'accélération gravitationnelle, $9,8 \text{ m/s}^2$;

r_e = le rayon d'influence, supposé égal à 10 m ;

r_w = le rayon du forage, $0,04814 \text{ m}$.

La porosité de fracture a été évaluée pour trois cas jugés représentatifs de l'ensemble des intervalles pour lesquels un

débit d'injection a pu être mesuré. Les caractéristiques et les paramètres utilisés pour évaluer la porosité des intervalles choisis sont résumés au tableau 11. Le nombre de fractures a été déterminé à l'aide de l'enregistrement vidéo. Ainsi la porosité de fracture varie de 0,0027% à 0,0521% pour des intervalles contenant respectivement, une fracture ($K = 1,5 \times 10^{-7} \text{ m/s}$) et 7 fractures ($K = 1,2 \times 10^{-5} \text{ m/s}$). La valeur de 0,0027% est probablement proche de la valeur minimale de porosité effective du massif.

Tableau 11. Paramètres utilisés pour l'évaluation de la porosité de fracture.

Caractéristiques	Forage (intervalle)	Nb. de fract.	K (m/s)	$Q_{\text{tot.}}$ (m/s)	$Q/\text{fract.}$ (m ³ /s)	2b* (μm)	Porosité (%)
a) - nombre minimal de fracture - K min.	6-50 (52,97-56,19m)	1	$1,5 \times 10^{-7}$	$1,5 \times 10^{-5}$	$1,5 \times 10^{-5}$	92	0,0027
b) - nombre élevé de fractures - K max.	6-52 (5,56-7,66m)	7	$1,2 \times 10^{-5}$	$2,9 \times 10^{-4}$	$4,2 \times 10^{-5}$	155	0,0521
c) - nombre élevé de fractures - K élevé	6-52 (4,05-6,15m)	5	$7,9 \times 10^{-6}$	$1,9 \times 10^{-4}$	$3,8 \times 10^{-5}$	150	0,0360

* ouverture d'une seule fracture

La valeur maximale de porosité effective doit être plus faible que la porosité de matrice de ces roches. Il n'y a pas de mesure de porosité de matrice disponible pour les roches de

notre site. Norton et Knapp (1977) mentionnent des valeurs de porosité effective de matrice variant de 0,002% à 2% pour des roches cristallines. En première analyse, la porosité effective maximale de la matrice rocheuse est estimée ici à 1%.

Le tableau 12 résume les calculs de vitesse et de débit selon les zones de la conductivité hydraulique.

Tableau 12. Résultats des calculs de vitesse et de débit selon les zonations de la conductivité hydraulique

Zone	V_1 (m/an) (n= 1%)	V_2 (m/an) (n= 0,0027%)	Q (m ³ /an)
1	$6,3 \times 10^{-4}$	$2,3 \times 10^{-1}$	0,35
2	$1,3 \times 10^{-1}$	47	77
3	6,3	2 356	183
4	63	23 340	3 784
5	630	233 366	15 450
6	1 260	473 040	17 029

Les vitesses v_1 et v_2 ont été calculées respectivement à partir des valeurs de porosité maximale (1%) et minimale (0,0027%), et de la conductivité hydraulique moyenne de chacune des zones.

Les vitesses de filtration ainsi obtenues varient de $6,3 \times 10^{-4}$ à $4,7 \times 10^5$ m/an. L'approche utilisée est limitée,

principalement parce que nous sous-estimons de beaucoup la tortuosité des cheminements de l'eau entre la mine et le ruisseau Austin. En effet, même dans les zones de forte conductivité hydraulique, l'écoulement suit un cheminement tortueux imposé par un réseau complexe de fractures plus ou moins interconnectées. Aussi, les zones du massif qui ont une plus forte conductivité hydraulique forment probablement elles-mêmes, à l'échelle du massif, des cheminements tortueux entre la mine et le ruisseau Austin.

Quantitativement, cette large gamme de valeurs reflète les incertitudes des paramètres hydrauliques, principalement la porosité effective. Cette gamme peut être réduite en supposant que: 1) les zones de forte conductivité hydraulique n'ont probablement pas une porosité effective aussi faible que 0,0027%, 2) ces zones ne sont pas continues entre la mine et le ruisseau, et 3) les eaux suivent un cheminement tortueux à l'intérieur de chaque zone.

CHAPITRE 7

DISCUSSION ET RECOMMANDATIONS

La méthodologie employée pour caractériser l'écoulement des eaux souterraines au sud de la mine Brunswick no 6 est basée sur la caractérisation de la fracturation et sur les essais hydrauliques en forage. L'analyse de la fracturation a permis de définir une certaine hétérogénéité du massif rocheux concernant l'orientation des fractures et la densité des fractures selon la profondeur. Par contre, les résultats hydrauliques n'ont pas permis d'observer une variation distincte de la conductivité hydraulique en fonction de la profondeur. Ces constatations peuvent être dues d'une part à une absence réelle de corrélation à des profondeurs inférieures à 70m, ou d'autre part, à la conséquence d'une proportion trop importante d'intervalles dont la conductivité hydraulique est non mesurée ou incertaine.

Des fuites d'eau lors de la réalisation de plusieurs essais d'injection à charge constante peut expliquer une partie des incertitudes. Ainsi, le diamètre théorique des forages HQ est de 96mm et le diamètre maximal de gonflement des obtura-

teurs NH utilisés est de 100mm. La différence de 4mm a pu être insuffisante dans plusieurs cas pour combler des vides sur la paroi du forage causés par des fragments de roc arraché, ou encore à un diamètre du forage légèrement plus grand dû à la vibration lors de la perforation.

Recommandations

L'interprétation des données de terrain a été relativement compliquée en raison de l'absence d'estimation directe de la conductivité hydraulique pour une proportion importante des intervalles et due également au manque de fiabilité des données pour d'autres intervalles. Ce degré d'incertitude serait diminué en utilisant un système d'injection et de cueillette de données permettant de mesurer une plus large gamme de débit. Le risque de fuite serait aussi réduit en utilisant des obturateurs de diamètre supérieur, ou encore en employant un système à quatre obturateurs munis de sondes de pression qui permet de détecter les fuites d'eau de chaque côté de l'intervalle d'essai.

Les résultats de cette étude aboutissent à des estimations imprécises des débits et des vitesses de filtration. Ce faible

degré de précision est caractéristique d'un milieu poreux et fracturé. Dans cette étude la présence de plusieurs lithologies, imprégnées de plusieurs foliations d'orientations différentes, contribue à accentuer la difficulté d'estimation des paramètres pertinents. Par ailleurs, l'aspect de la migration des polluants a été traité très sommairement sans tenir compte de l'interdépendance des processus d'advection, de diffusion et des réactions géochimiques. L'importance relative de ces processus et leur importance réelle ne peuvent être évaluées que par des études beaucoup plus fines et détaillées.

Les approches à envisager pour réaliser une caractérisation hydrogéologique plus précise visant l'étude de la migration des contaminants peuvent être regroupées de la façon suivante: travaux de terrain, essais en laboratoire, simulation mathématique.

Terrain

Une évaluation plus précise de la porosité de fracture permettrait de raffiner les estimations de la vitesse d'écoulement. Cette porosité pourrait être évaluée à l'aide d'essais de traceur entre deux forages.

La construction de quelques piézomètres à multi-niveaux en bordure du ruisseau Austin servirait à évaluer les gradients verticaux et la conductivité hydraulique dans et près de la faille, et à préciser les débits d'apport des eaux souterraines en provenance de la mine no 6. De plus, la réalisation de quelques relevés géophysiques renseignerait davantage sur le sous-sol au sud de la mine. Par exemple, des relevés de séismique réfraction permettraient de tracer une carte topographique du roc afin d'identifier la présence possible de résurgences des eaux souterraines du roc vers les dépôts meubles. Des relevés de résistivité électrique ou de séismique réflexion seraient également utiles pour déceler des zones de fracturation importantes qui contribuent fortement au débit d'apport au ruisseau Austin.

Laboratoire

Les processus physico-chimiques affectant la migration des contaminants dissous dans l'eau pourraient être évalués à partir d'essais de laboratoire simulant des conditions ambiantes sur le terrain. Par exemple, la réalisation d'essais de migration d'eau contaminée (eau de la mine) à travers la matrice poreuse d'un échantillon prélevé dans un forage au sud

de la mine, permettraient d'évaluer les interactions géochimiques entre le roc et l'eau contaminée.

L'évaluation de la porosité de matrice à l'aide d'essais de laboratoire mènerait à des meilleures estimations de la vitesse de filtration, notamment pour les portions du massif non fracturées.

Simulation mathématique

Dans les études de sites contaminés, le but de la simulation mathématique est généralement de prédire et de quantifier avec le plus de précision possible la vitesse de migration des contaminants et les quantités impliquées, et ce, afin d'en évaluer les conséquences sur l'environnement. La fiabilité des prédictions dépendra de la qualité des paramètres évalués lors des études de terrain et/ou de laboratoire, et aussi des caractéristiques propres au modèle; le modèle idéal étant celui qui permettra d'incorporer le plus possible les particularités de chaque site. Sans être une liste exhaustive, le modèle idéal pour la présente étude devrait tenir compte des caractéristiques suivantes:

- les conditions hydrologiques dans l'excavation: apports d'eau due au drainage de surface, précipitations, fonte des neiges, évaporation;
- le rôle des caractéristiques géologiques sur l'écoulement: les fractures, les foliations dans la matrice, les différentes lithologies;
- la composition chimique de l'eau contaminée dans la mine et les réactions géochimiques avec la roche encaissante pendant la migration jusqu'aux points de résurgence;
- l'influence des résurgences du roc vers le mort-terrain sur le débit d'apport total au ruisseau Austin;
- les caractéristiques hydrauliques de la faille du ruisseau Austin.

CHAPITRE 8

CONCLUSION

La caractérisation hydrogéologique du massif rocheux au sud de la mine no 6 est basée sur l'analyse des relevés de fracturation et des résultats des essais hydrauliques en forage et en laboratoire. Des relevés de fractures ont été effectués sur des affleurements entre la mine et le ruisseau Austin, ainsi que sur la paroi sud de la mine. La détermination de l'orientation des carottes de forage a permis d'estimer l'orientation vraie des fractures reconnues sur les carottes.

La comparaison des différentes données sur la fracturation a permis de faire ressortir: 1) des variations de la distribution des orientations de fracture entre les secteurs sud et nord; 2) des variations de la distribution des orientations de fracture entre les forages, et entre les forages et les affleurements de surface; 3) une variation de la densité de fracturation avec la profondeur; 4) une densité de fracturation similaire entre le secteur nord et le secteur sud. L'observation des enregistrements vidéo a démontré l'existence d'une proportion non négligeable de fractures parallèles à la

foliation et non reconnues sur les carottes de forage.

Des essais d'injection à charge constante et de choc hydraulique ont été réalisés systématiquement le long des forages, dans des intervalles délimités par deux obturateurs gonflables afin d'évaluer la conductivité hydraulique du massif rocheux. Des essais perméamétriques en laboratoire réalisés sur six échantillons jugés représentatifs du massif rocheux ont permis d'estimer la perméabilité de la matrice.

Les essais de choc hydraulique ont été interprétés avec les méthodes graphiques de Hvorslev (1951) et Cooper et al. (1967). La conductivité hydraulique estimée selon ces deux méthodes est similaire et varie de 1×10^{-7} à $7,2 \times 10^{-6}$ m/s. La conductivité hydraulique estimée avec les essais d'injection à charge constante varie de 1×10^{-8} à $1,01 \times 10^{-5}$ m/s. Plusieurs intervalles ont une conductivité hydraulique inférieure aux limites de détection des essais: leur conductivité hydraulique a quand même été estimée grossièrement en analysant de façon comparative les données disponibles.

La conductivité hydraulique radiale de la matrice rocheuse mesurée sur les carottes de roc varie de 1×10^{-14} m/s pour les carottes non fissurées à 1×10^{-11} m/s pour celles contenant

quelques fissures.

Dans le cas des relevés de terrain, la comparaison des données de fracturation avec celles des essais hydrauliques ne montre pas de corrélation nette entre la présence de fractures et la valeur de la conductivité hydraulique. En particulier, la conductivité hydraulique ne semble pas être influencée par le nombre de fractures parallèles à la foliation. Les résultats des essais hydrauliques en forage ne montrent pas de variation significative de la conductivité hydraulique ni avec la profondeur, ni horizontalement.

Les résultats d'estimation de la conductivité hydraulique ont été utilisés dans une zonation fictive du massif rocheux en six bandes parallèles sub-verticales. Cette zonation est basée sur les caractéristiques et les simplifications suivantes:

- l'orientation des bandes est approximativement parallèle au grain structural et à la direction d'écoulement des eaux souterraines en aval de la mine;
- la localisation des bandes est purement arbitraire, sans relation avec les observations géologiques et les données hydrogéologiques;

- la continuité des bandes n'est pas basée sur des observations géologiques et des données hydrogéologiques, et est fort probablement surévaluée;
- l'épaisseur des bandes est proportionnelle à la fréquence relative des valeurs de conductivité hydraulique.

Les valeurs de débits estimés pour les différentes zones soulignent qu'une très faible portion du massif rocheux (environ 10%) peut contrôler la majorité (environ 90%) des apports d'eau au ruisseau Austin.

La vitesse de filtration a été calculée pour deux valeurs extrêmes de porosité, soit: la porosité de fracture minimale de 0,0027%, estimée à partir des essais d'injection à charge constante; et une porosité effective maximale de 1%, mentionnée dans la littérature pour des roches similaires. Les vitesses de filtration, variant de $6,3 \times 10^{-4}$ à $4,7 \times 10^5$ m/an doivent être considérées avec réserve, principalement parce que nous sous-estimons de beaucoup la tortuosité des cheminements de l'eau entre la mine et le ruisseau Austin. La large gamme de vitesses ainsi obtenue reflète l'incertitude sur plusieurs paramètres hydrauliques, principalement la porosité.

RÉFÉRENCES

- Aiken, S.R., et St-Arnaud, L.C., 1991. A hydrogeological evaluation of the no. 6 open pit mine site, Brunswick Mining And Smelting Corp. LTD., Mining Division. Centre de technologie Noranda, V2-1322-02: RR 91-1. 102p.
- Bernaix, J., 1967. La perméabilité des roches. Étude géotechnique de la roche de Malpasset. Dunod, Paris. 215p.
- Bienvenu, L., 1988. L'orientation des structures sur les carottes de forage. Centre de recherche Minérales, Québec, Canada. 23p.
- Bilodeau, C., Rouleau, A. 1992. Hydrogéologie du massif rocheux au sud de la mine à ciel ouvert Brunswick no 6: résultat de la caractérisation. CERM, UQAC. 80p.
- Bird, J.M., et Dewey, J.F., 1970. Lithospheric plate-continental margin tectonics and the evolution of the Appalachian Orogen. Geological Society of American Bulletin 81: 1031-1060.
- Boyle, R.W., et Davies, L.J., 1964. Geology of the Austin

Brook and Brunswick no. 6 sulphide deposits, Gloucester Country, New Brunswick. Canada Geol. Survey Paper 63-64. 23p.

Cooper, H.H., Bredehoeft, J.D., et Papadopoulos, I.S., 1967. Response of a finite diameter well to an instantaneous charge of water. Water Res. Research 3(1): 763-769.

Davies, J.L., 1972. The geology and geochemistry of the Austin Brook area, Gloucester Country, New Brunswick, with special emphasis on the Austin Brook iron formation. Unpub. Ph.D. thesis, Carleton Univ. 254p.

Davies, J.L., 1979. Geological map of northern New Brunswick. New Brunswick Dept. Nat. Resources, Mineral Resources Br., Map NR-3.

Davies, J.L., et McAllister, A.L., 1980. Geology of the Bathurst-Newcastle area, northern New Brunswick. Geol. Assoc. Canada, Ann. Mtg., Halifax, May 1980, Fieldtrip Guide Book 6: 1-16.

Davies, J.L., Fyffe, L.R., McAllister, A.L., et Smith, J.C., 1981. Geological map of the upper parts Pabineau and

Little Rivers (P-7). New Brunswick Geol. Surveys Branch,
Dept. Nat. Resources.

Denis, C., et Rouleau, A., 1991. Perméabilité des carottes de
forage de Ville-Mercier: Procédures et Résultats; Cahier
du CERM 91-03, UQAC. 68p.

Fetter, C.W., 1988 (2^e édition). Applied Hydrogeology. Merrill
Pub., Columbus OH. 592p.

Frontenac Wordsmiths. SPHERIST, 1990. Orientation Analysis and
Plotting for MSDOS Computers, Version 1.0.

Fyffe, L.R., Pajari, Jr., G.E. et Cherry, M.E., 1981. The Aca-
dian plutonic rocks of New Brunswick. Maritime Sediments
and Atlantic Geology 17: 23-26.

Gale, J.E., 1977. A numerical, field and laboratory study of
flow in rocks with deformable fractures. Scientific
Series no72, National Hydrology Research Institute,
Inland Waters Directorate, Environment Canada, Ottawa.

Goodman, R.E., 1976. Methods of Geological Engineering in
Discontinuous Rocks. West Publ. Co., New York, NY.

Helmstaedt, H., 1973. Structural geology of the Bathurst-Newcastle district: New England Intercollegiate Geol. Conf., v. 65, Field Guide to Excursion, Trip 5-A: 34-36.

Hvorslev, M.J., 1951. Time Lag and Soil Permeability in Groundwater Observations. Bull. 36, 5 opp., Army Corps of Eng., Waterways Exp. Sta., Vicksburg, Miss. 50p.

Juras, S.J., 1981. Alteration and sulfide mineralization in footwall felsic metapyroclastic and metasedimentary rocks, Brunswick #12 deposit, Bathurst, New Brunswick, Canada. Unpub. M.Sc. thesis, Univ. New Brunswick. 208p.

Lau, J.S.O., 1983. The determination of true orientations of fractures in rockcores. Can. Geotech. Journal, vol. 20: 221-227.

Logan, M.H., Hegarty, D.M., Shideler, W.M., et Burton, L.R., 1968. Computer determination of true dip and strike for planar structures intersected by an inclined drill hole based on drill hole TV camera observations. Engineering Geology Division Office of Chief Engineer, Bureau of Reclamation, Department of the Interior, Denver, C.O.

Long, J.C. S., and P.A. Witherspoon, 1985. The relationship of the degree of interconnection to permeability in fracture networks, *J. Geophys. Res.*, 90 (BA), 3087-3097.

Norton, D. et Knapp, R., 1977. Transport phenomena in hydro-thermal systems: the nature of porosity. *American Journal of Science*, vol. 277: 913-936.

Papadopoulos, I.S., Bredehoeft, J.D., et Cooper, H.H., 1973. On the Analysis of "Slug Test" Data. *Water Res. Research* 9: 1087-1089.

Pertold, Z., 1970. Geology of the Brunswick #6 ore deposits, Bathurst, N.B. Bathurst, Brunswick Mining Smelting Corp., Ltd., unpub. rept. 31p.

Ribler, P., 1978. Determination of the water permeability of jointed rock. Inst. for Foundation Engng., Soil Mech., Roch Mech. & Waterways Construction, RWTH Univ., Aaden, Allemagne. 150p.

Rouleau A. and Gale, J.E., 1987. Stochastic discrete fracture simulation on groundwater flow into an underground

excavation in granite; Int. J. Rock Mech. Mining Sci., v.24, p. 99-112.

Rutledge, D.W., 1970. Geological map of the Brunswick # 6 property. Bathurst, Brunswick Mining Smelting Corp., Ltd., unpub. map.

Snow, D.T., 1965. A parallel plate model of fractured permeable media, Ph.D. dissertation, 331 pp. Univ. of Calif. Berkeley.

Snow, D.T., 1968. Rock fracture spacings, openings and porosities, J. Soil Mech, Found. Div. Am. Soc. Civ. Eng., 94 (SMI), 73-91.

Snow, D.T., 1969. Anisotropic permeability of fractured media, Water Resour. Res., 5(6), 1273-1289.

St-Arnaud, L., et Aiken, S.R., 1991. Hydrogeology and geochemistry of the Brunswick Mining No. 6 open pit mine site. Compte-rendus de la deuxième conférence internationale sur la réduction des eaux de drainage acides,

publié par le comité NEDEM (Neutralisation des eaux de drainage dans l'environnement minier), p.399-420. (ISBN 2 551-12655-X).

Stocwell, C.H., et Tupper, W.M., 1966. Geology of the Brunswick #6 and #12 mining area, Gloucester Country, New Brunswick. Canada Geol. Survey Paper 65-13. 8p.

Thiem, G., 1906. Hydrologische Methoden. J.M. Gebhardt, Leipzig.

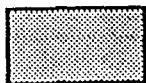
Trudeau, J., 1991. Étude de la perméabilité de carottes de forage au sud de la mine à ciel ouvert no 6 de la compagnie Brunswick Mining And Smelting Corporation. Projet de fin d'études, UQAC, Québec. 72p.

Van Staal, C.R., 1985. The structure and metamorphism of the Brunswick Mines area, Bathurst, New Brunswick, Canada. Ph. D. thesis. University of New Brunswick.

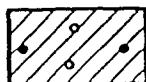
Van Staal, C.R., et Williams, P.F., 1984. Structure, origin and concentration of the Brunswick no. 12 and no. 6 orebodies. Economic Geology, vol. 79: 1669-1692.

ANNEXE I
DIAGRAPHIE DES FORAGES

LÉGENDE POUR LA COLONNE LITHOLOGIE



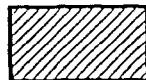
DÉPÔTS MEUBLES



SCHISTE OEILLÉ À QUARTZ ET FELDSPATH



SCHISTE OEILLÉ À QUARTZ



SCHISTE À GRAIN FIN



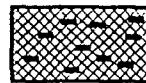
SCHISTE À GRAIN FIN AVEC QUELQUES LITS DE PYRITE



VEINE DE QUARTZ AVEC OU SANS MINÉRAUX
MAFIQUES^[1]



VEINE DE QUARTZ AVEC DES FRAGMENTS DE ROCHE
ENCAISSANTE^[1]



VEINE DE QUARTZ ET CHLORITE^[1]



ROCHE BROYÉE



CONTACT NET

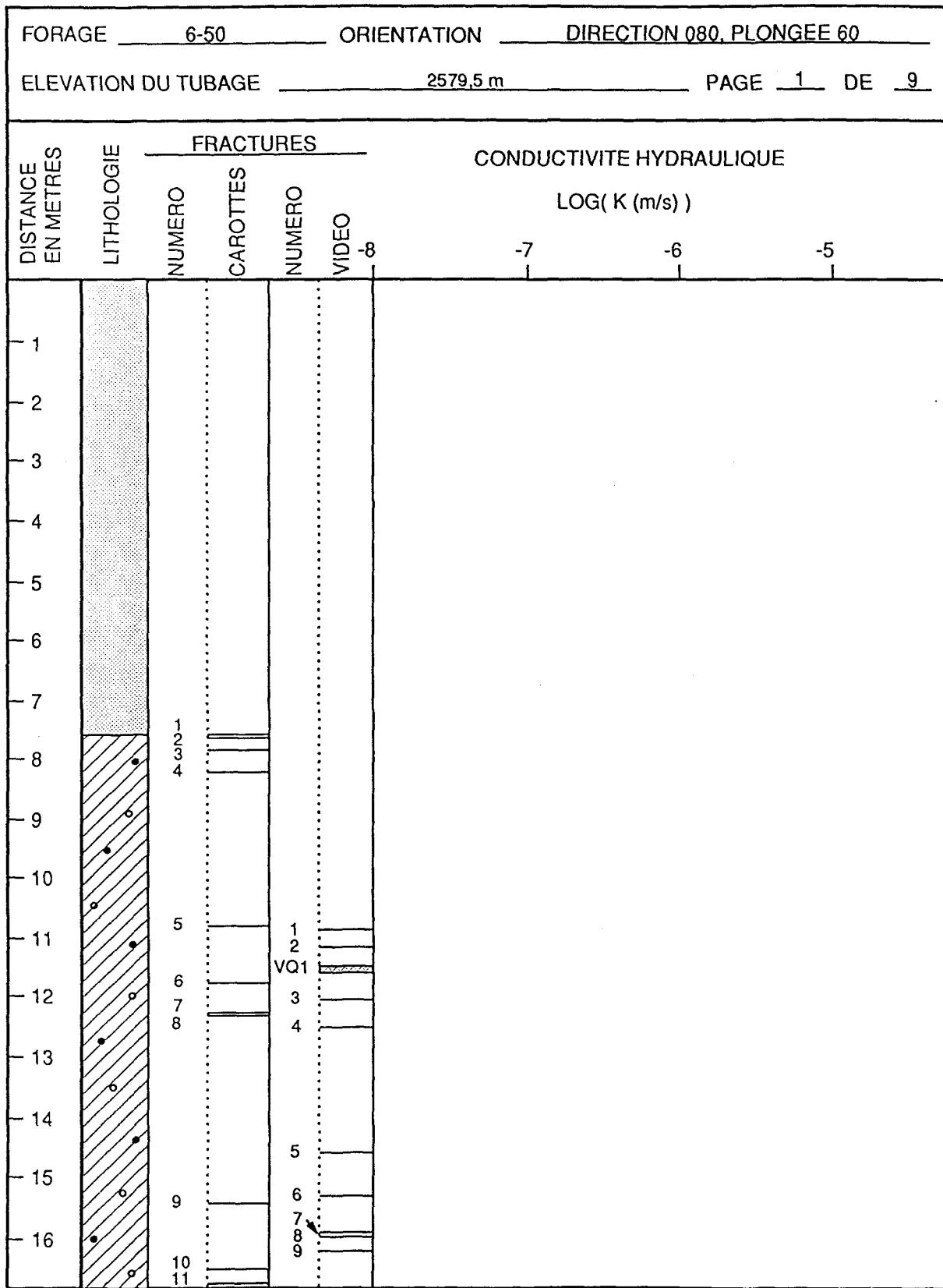


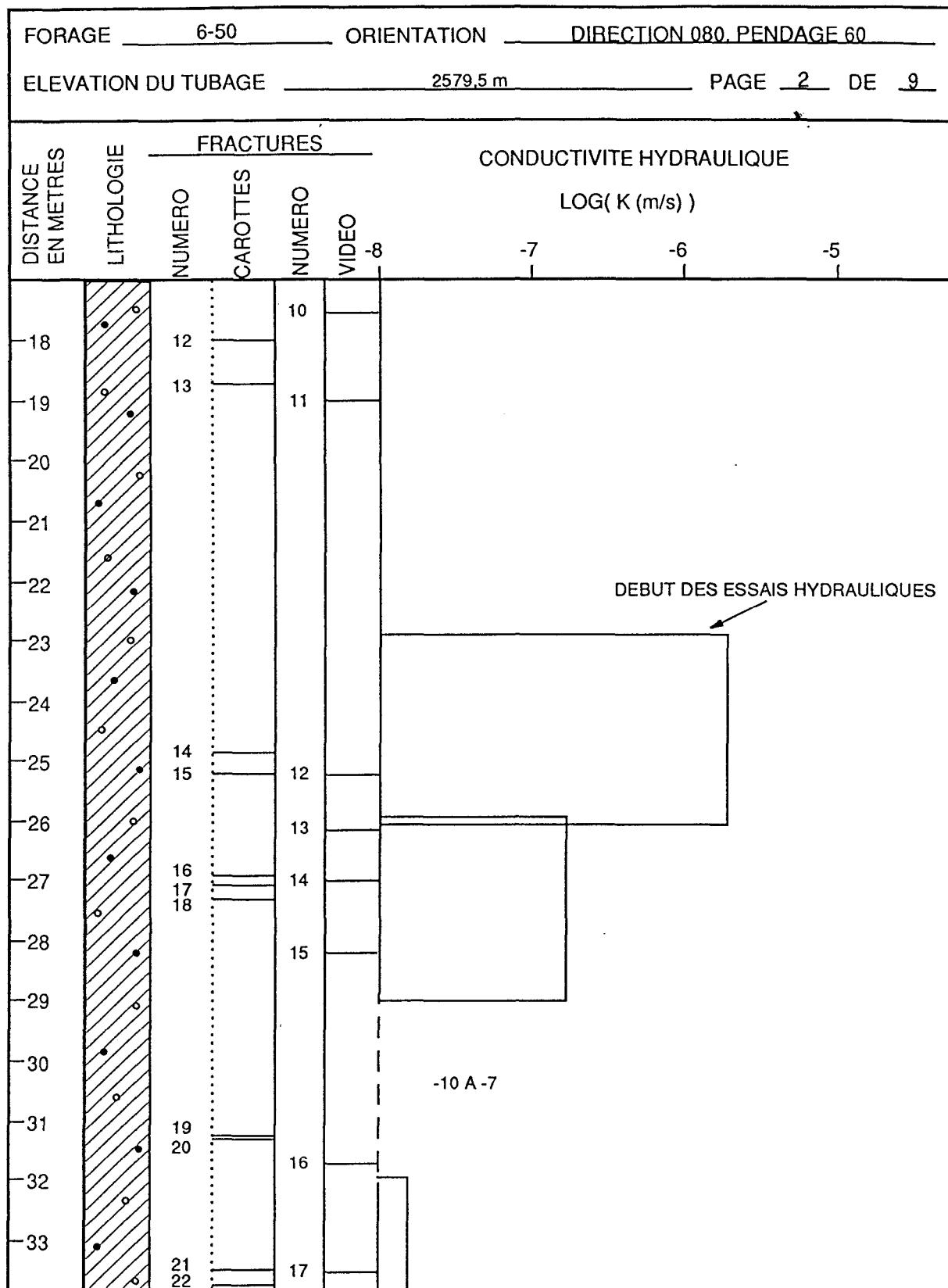
CONTACT APPROXIMATIF

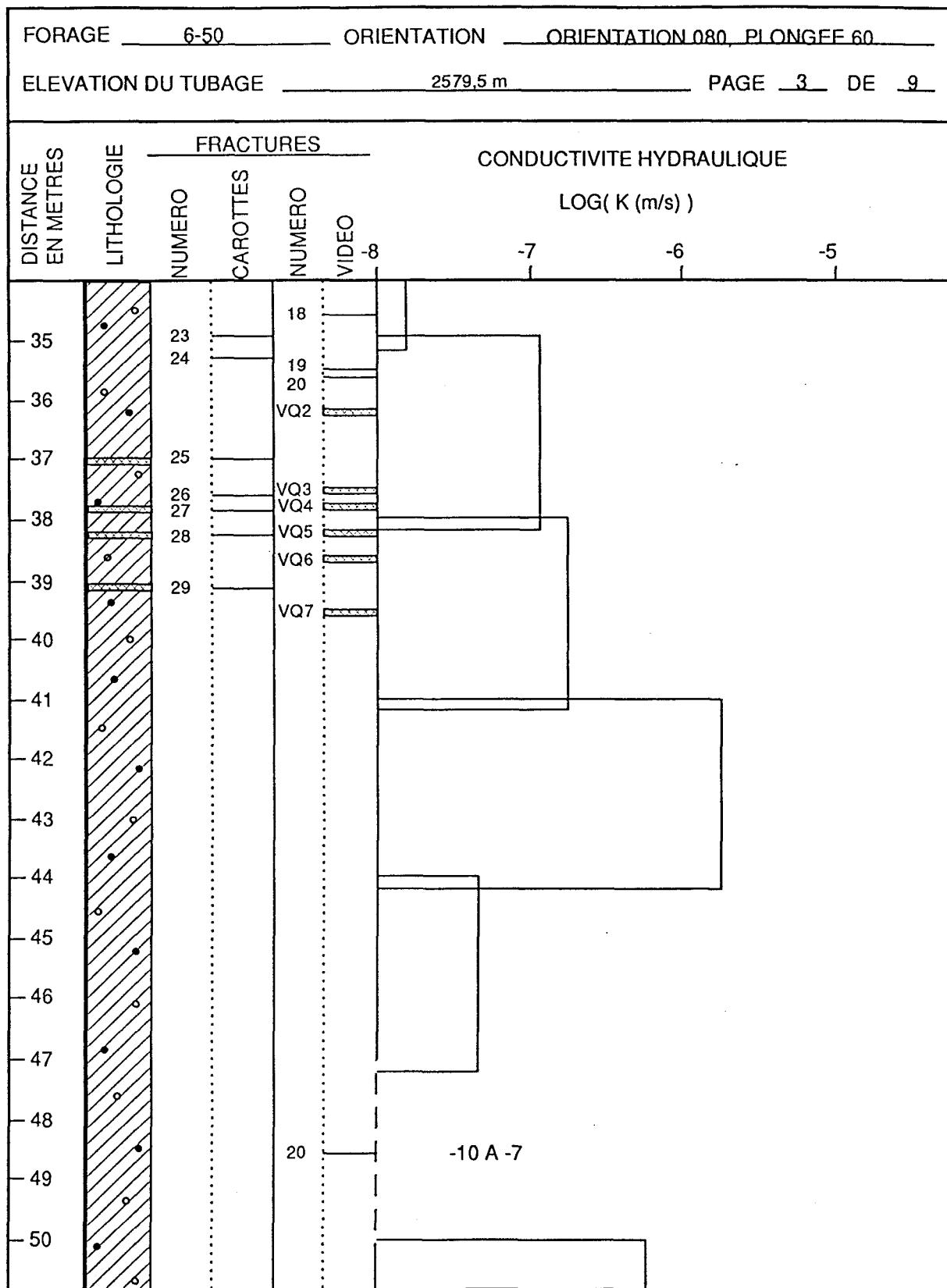
[1] = identifiée par VQ dans les colonnes "vidéo"

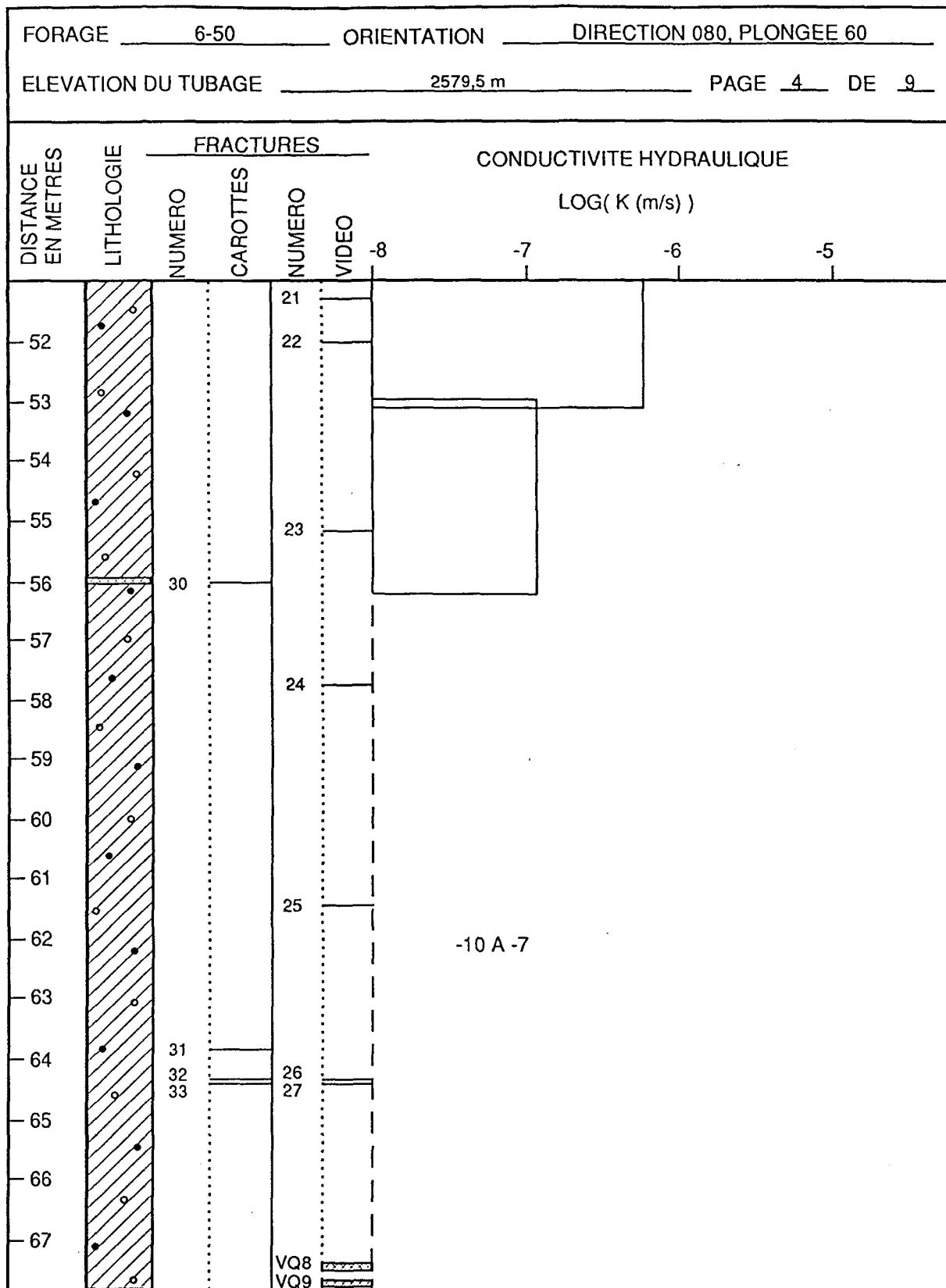
FORAGE 6-50 **ORIENTATION** DIRECTION 080, PLONGEE 60

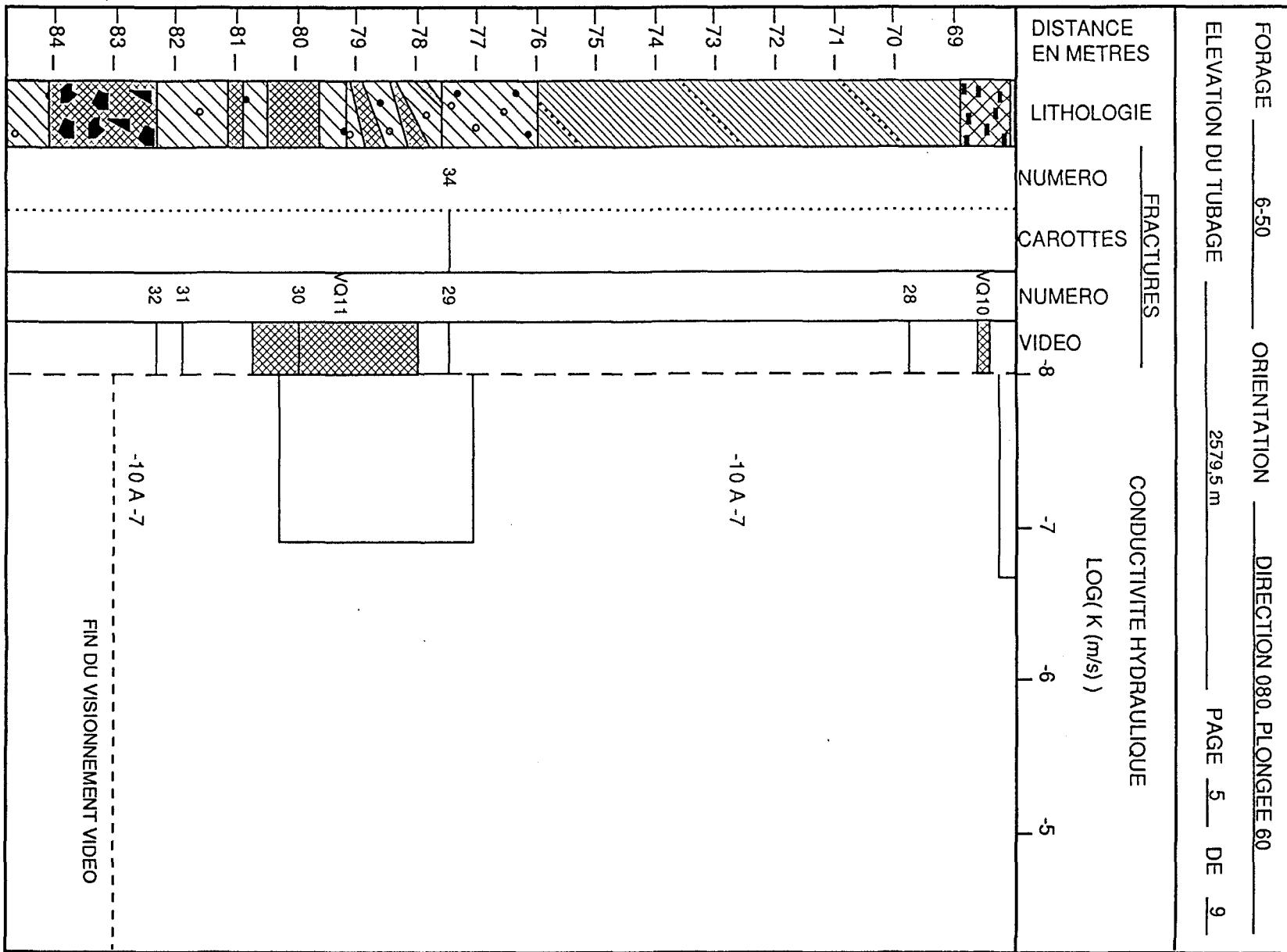
ELEVATION DU TUBAGE 2579,5 m PAGE 1 DE 9

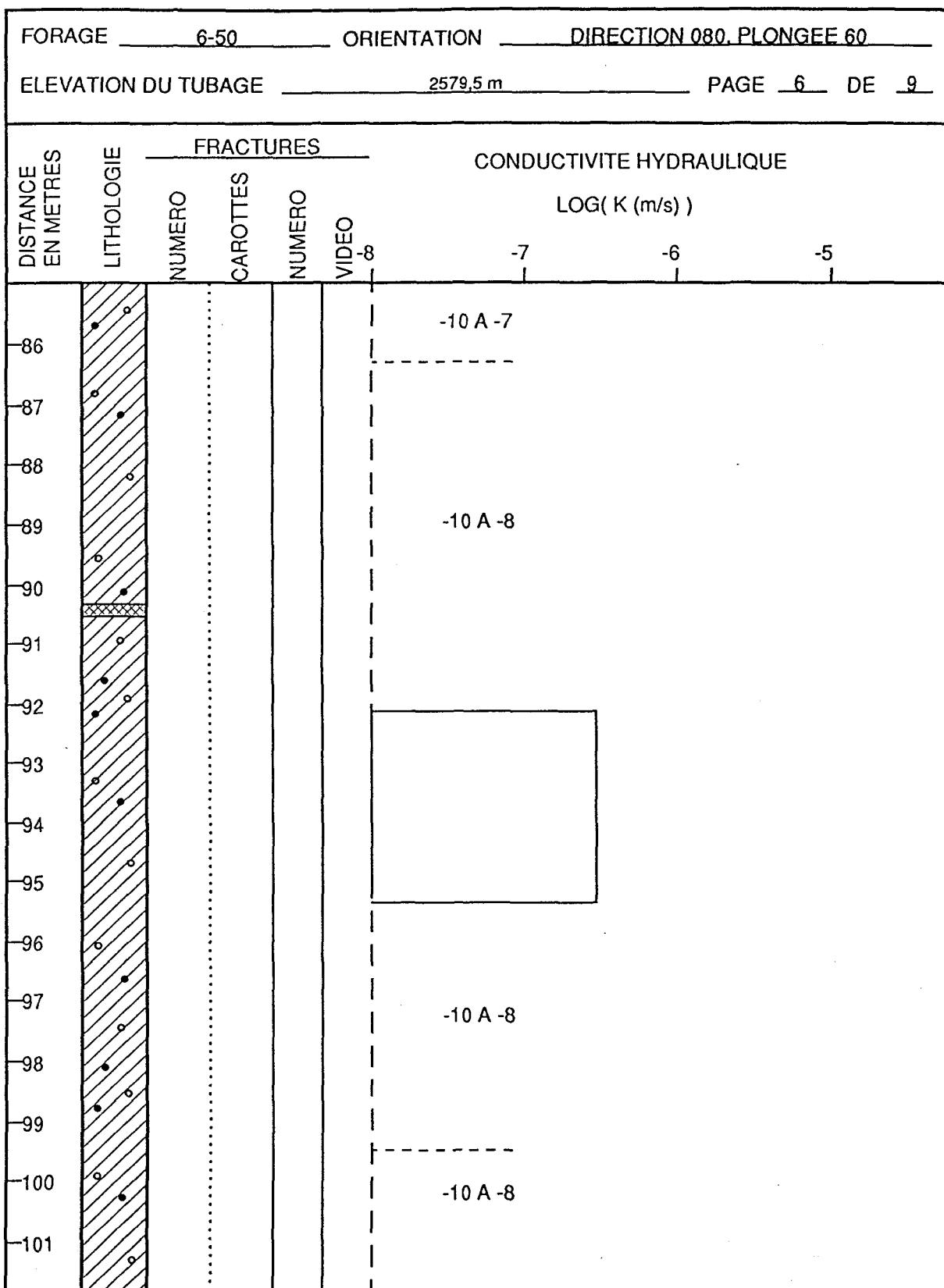


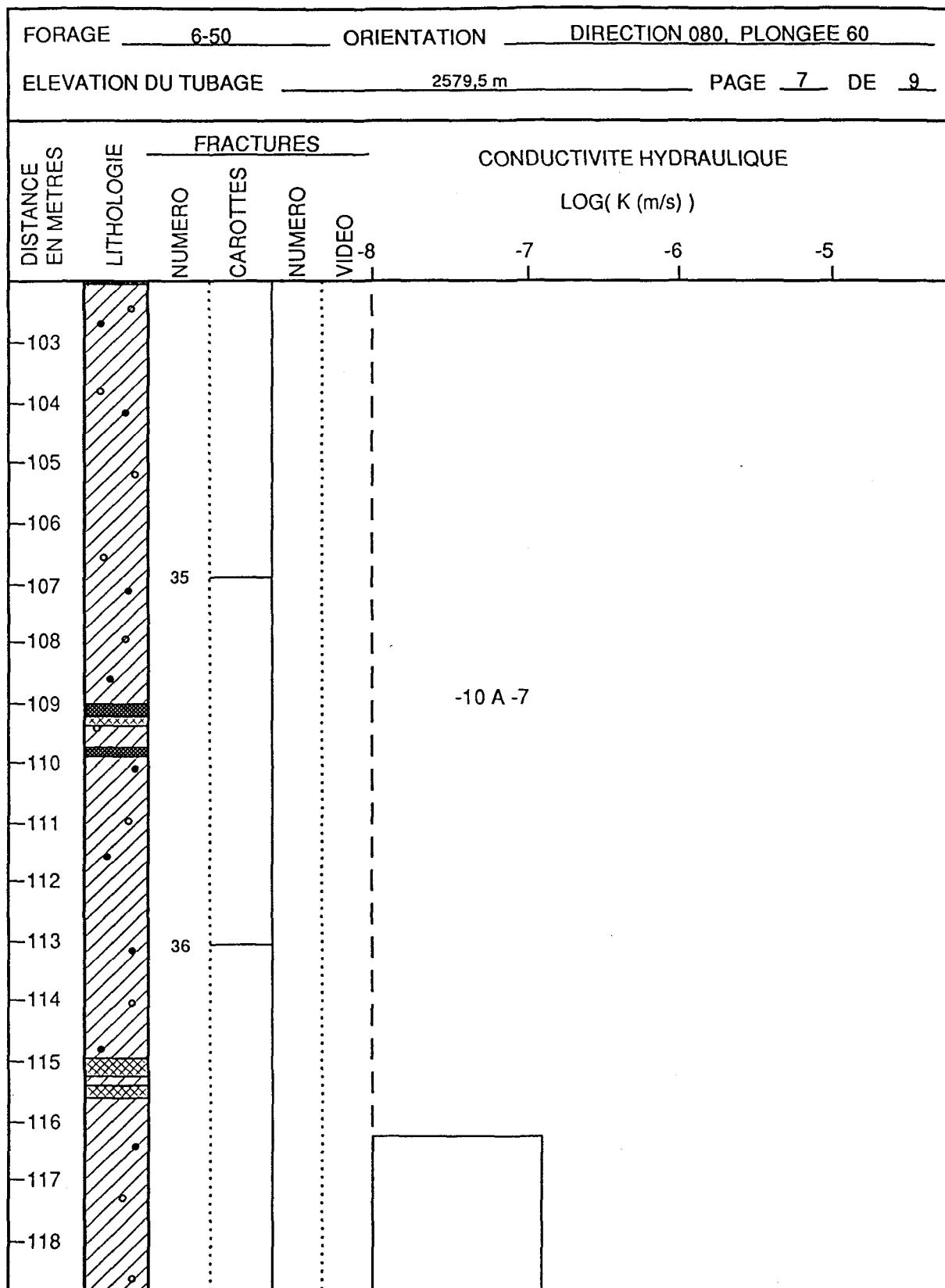


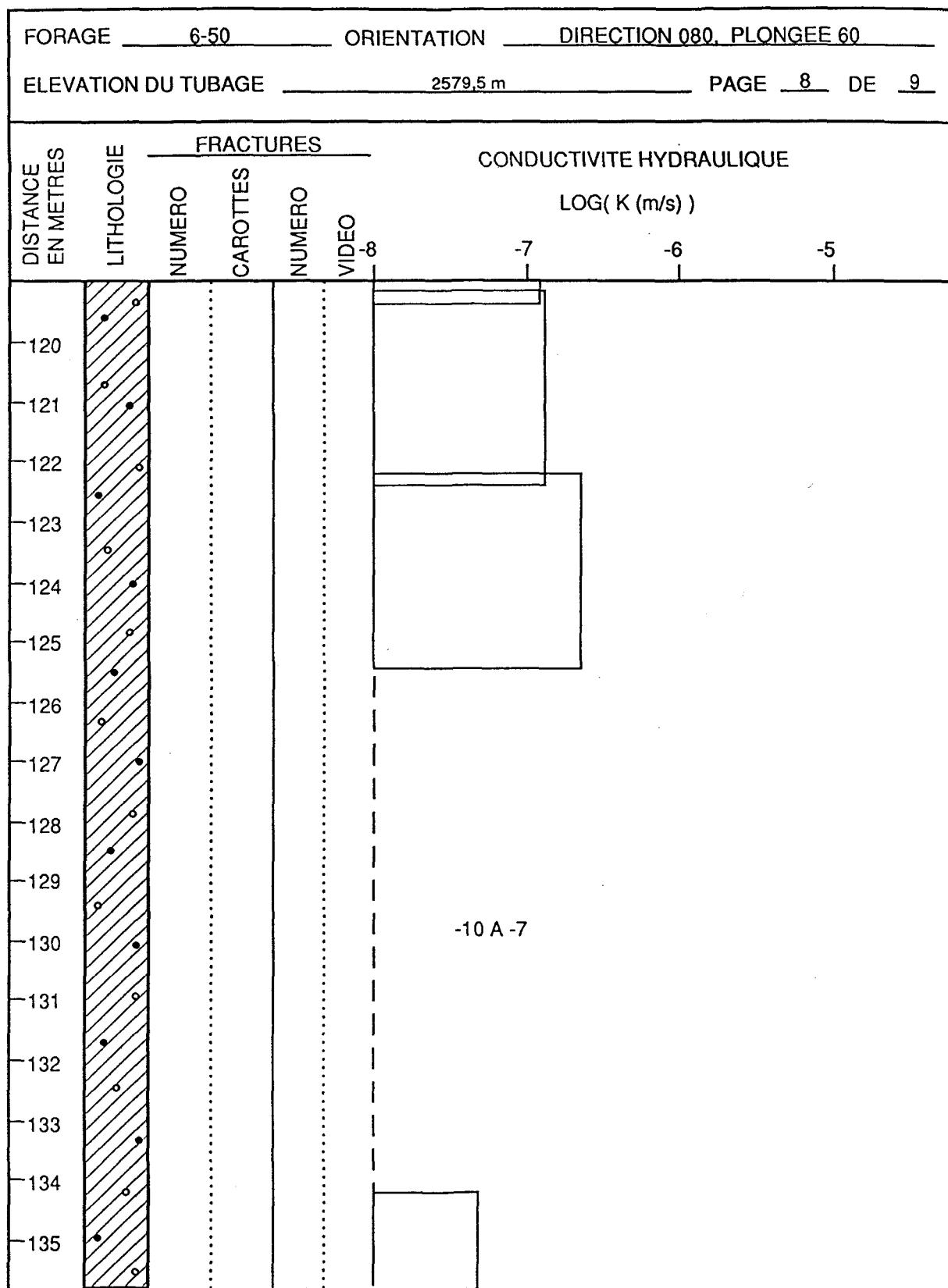


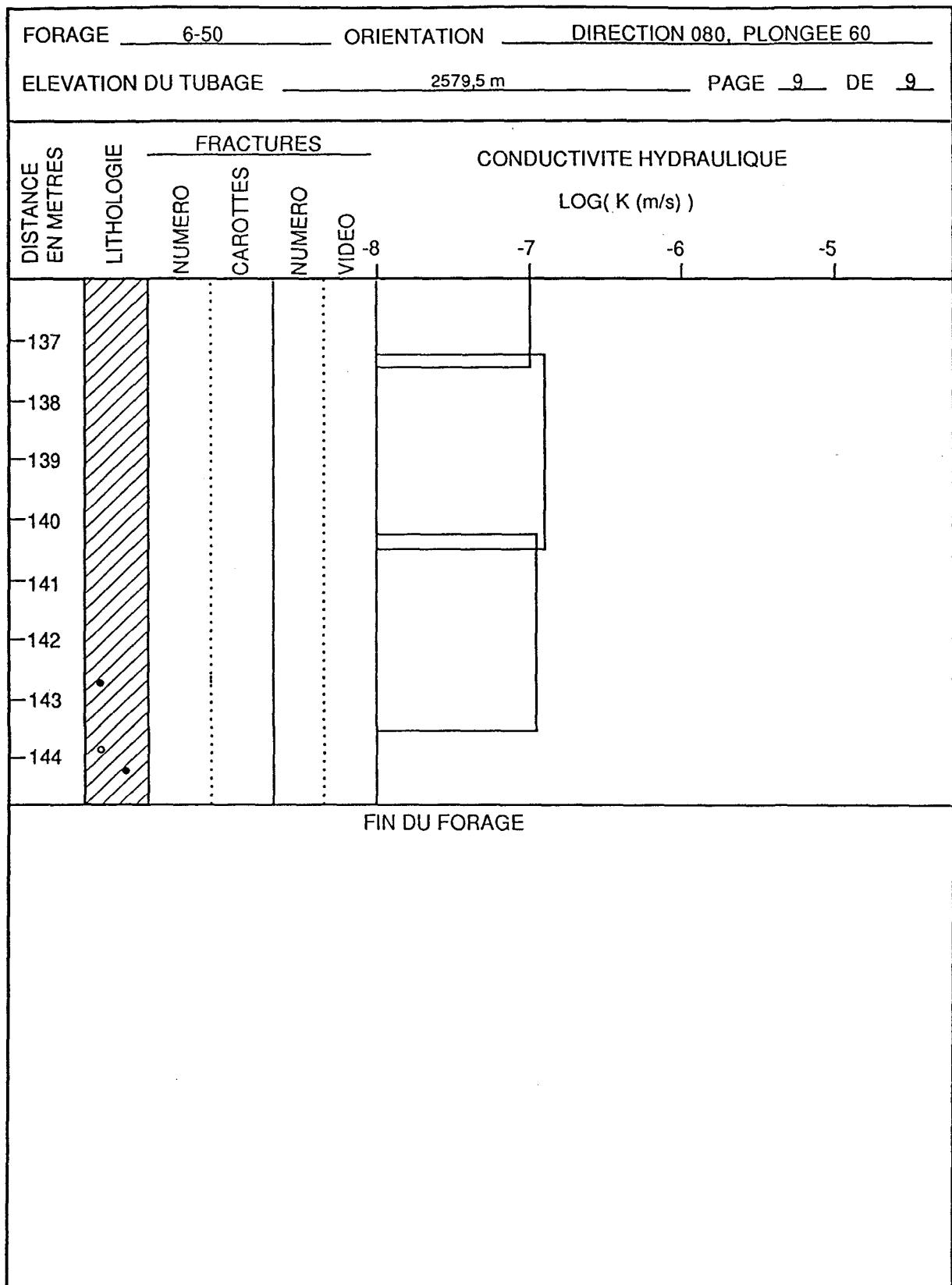


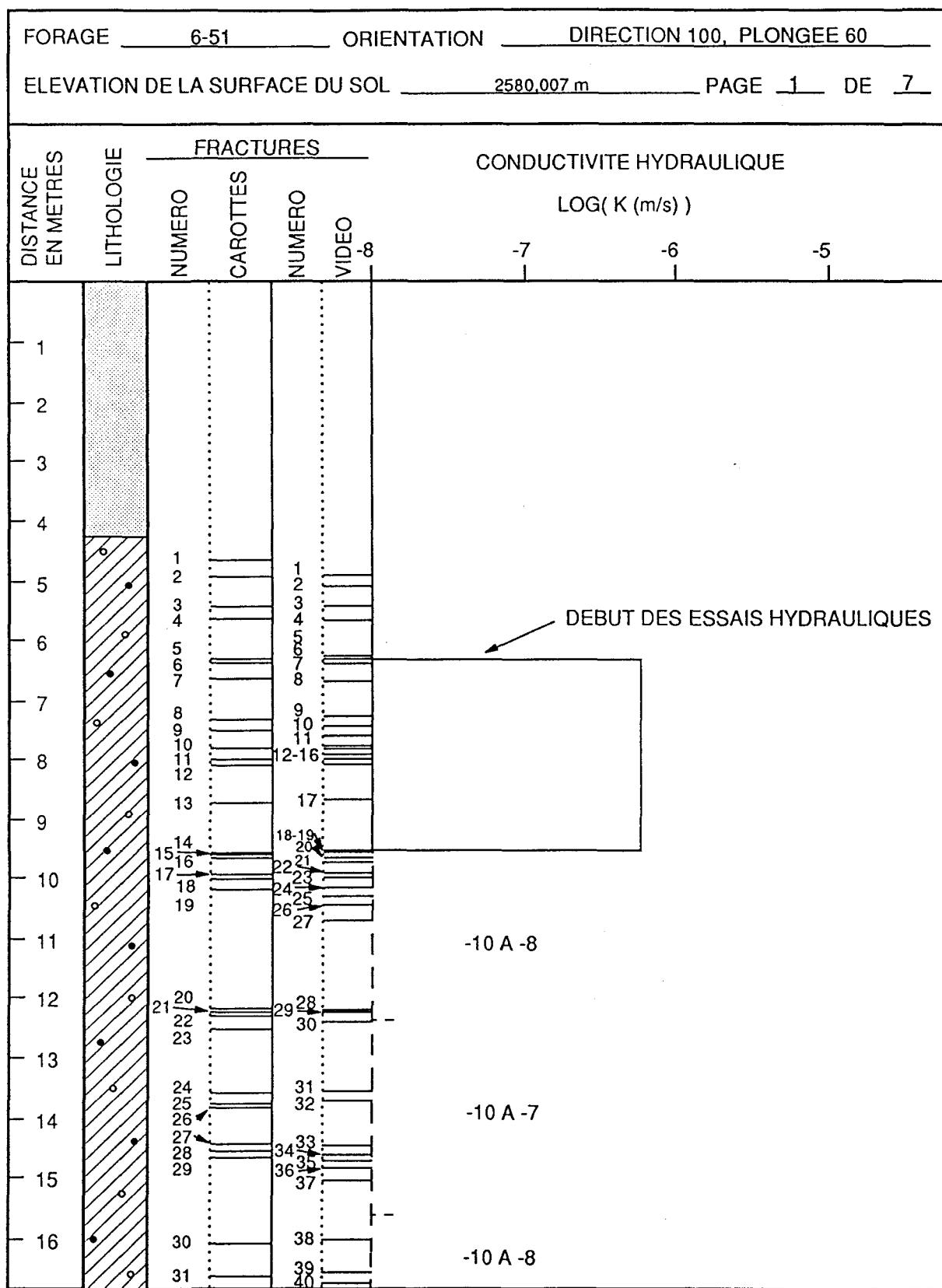


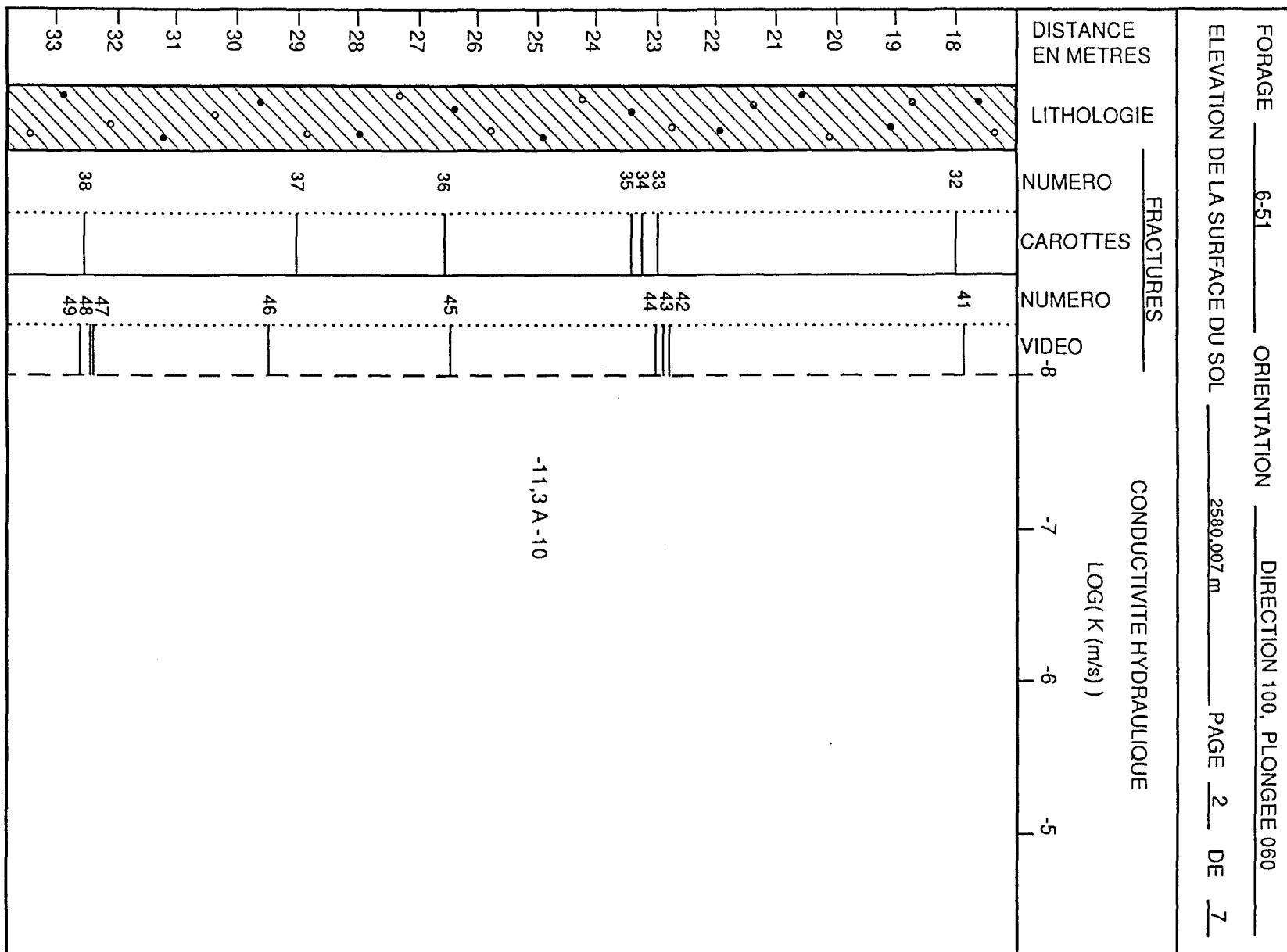






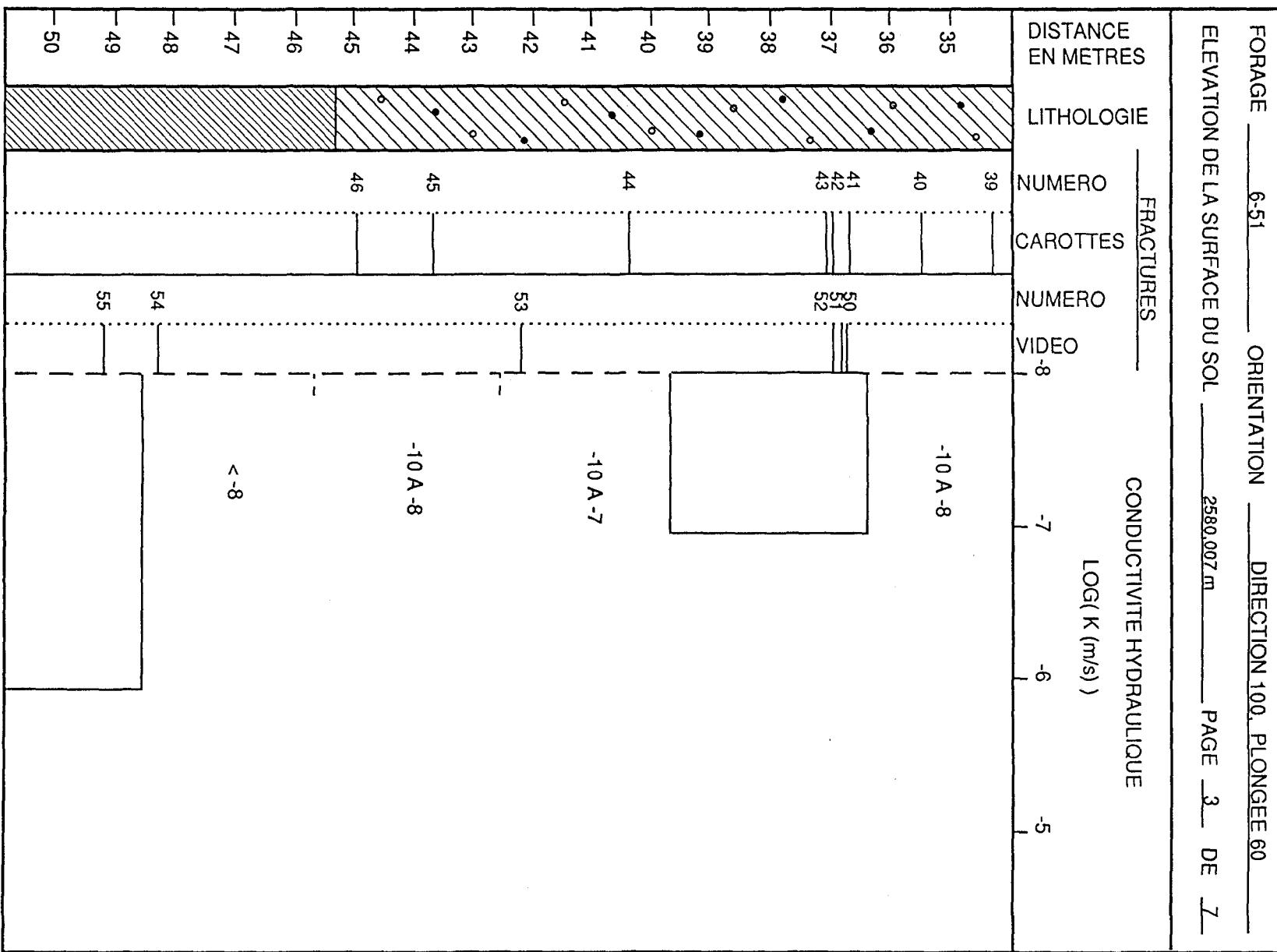


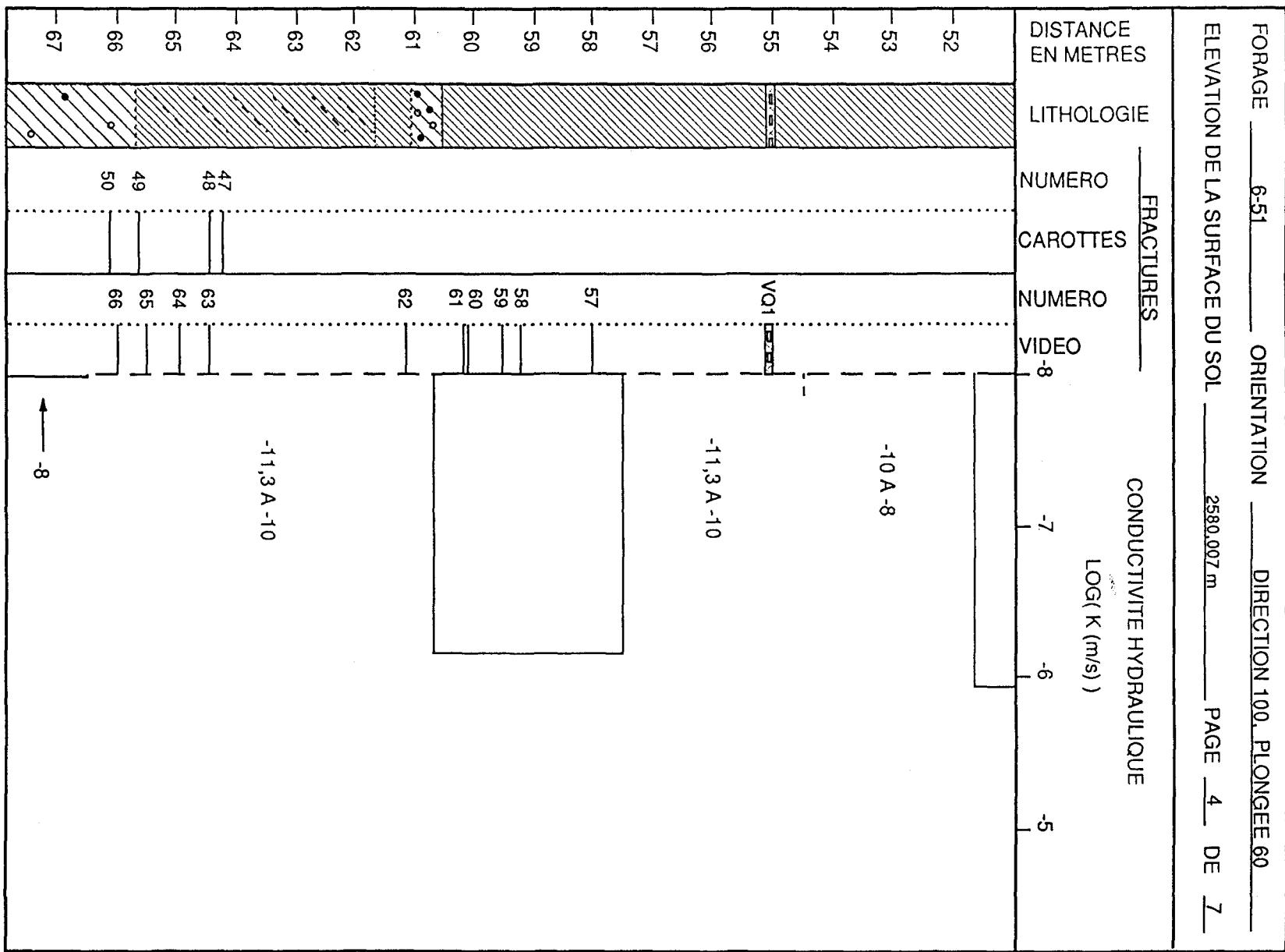


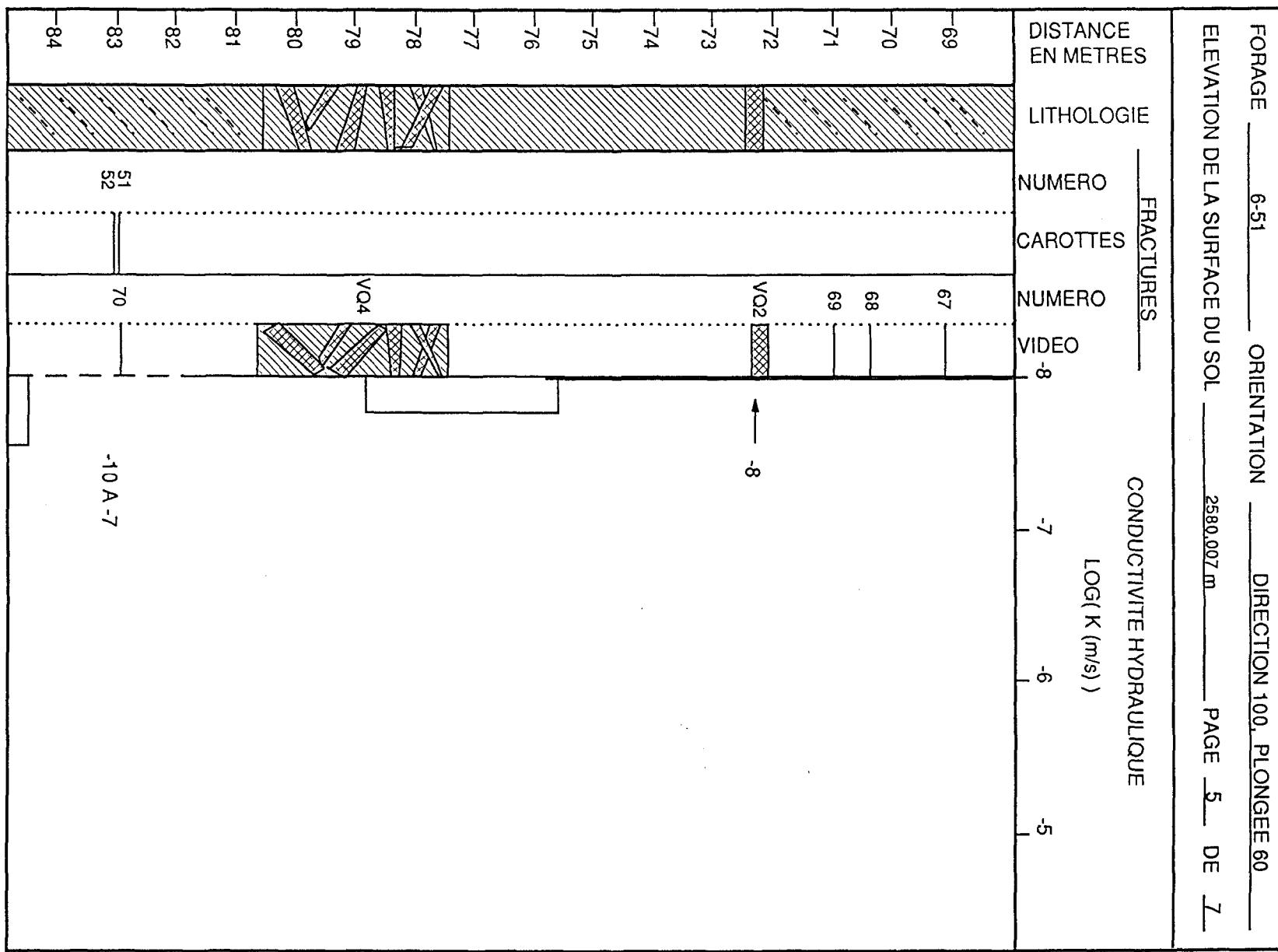


FORAGE 6-51 ORIENTATION DIRECTION 100, PLONGEE 60

ELEVATION DE LA SURFACE DU SOU ————— PAGE ————— DE —————

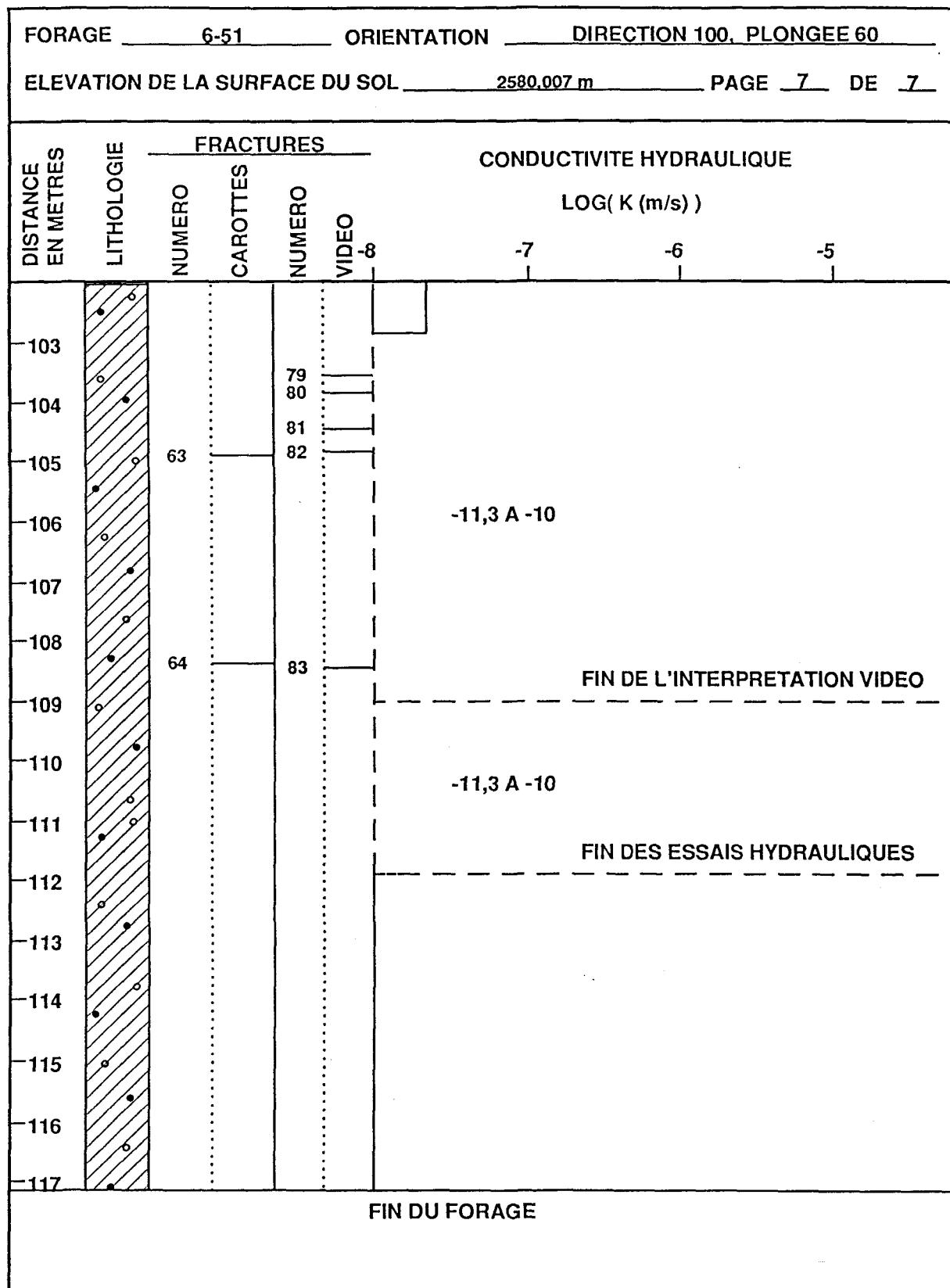






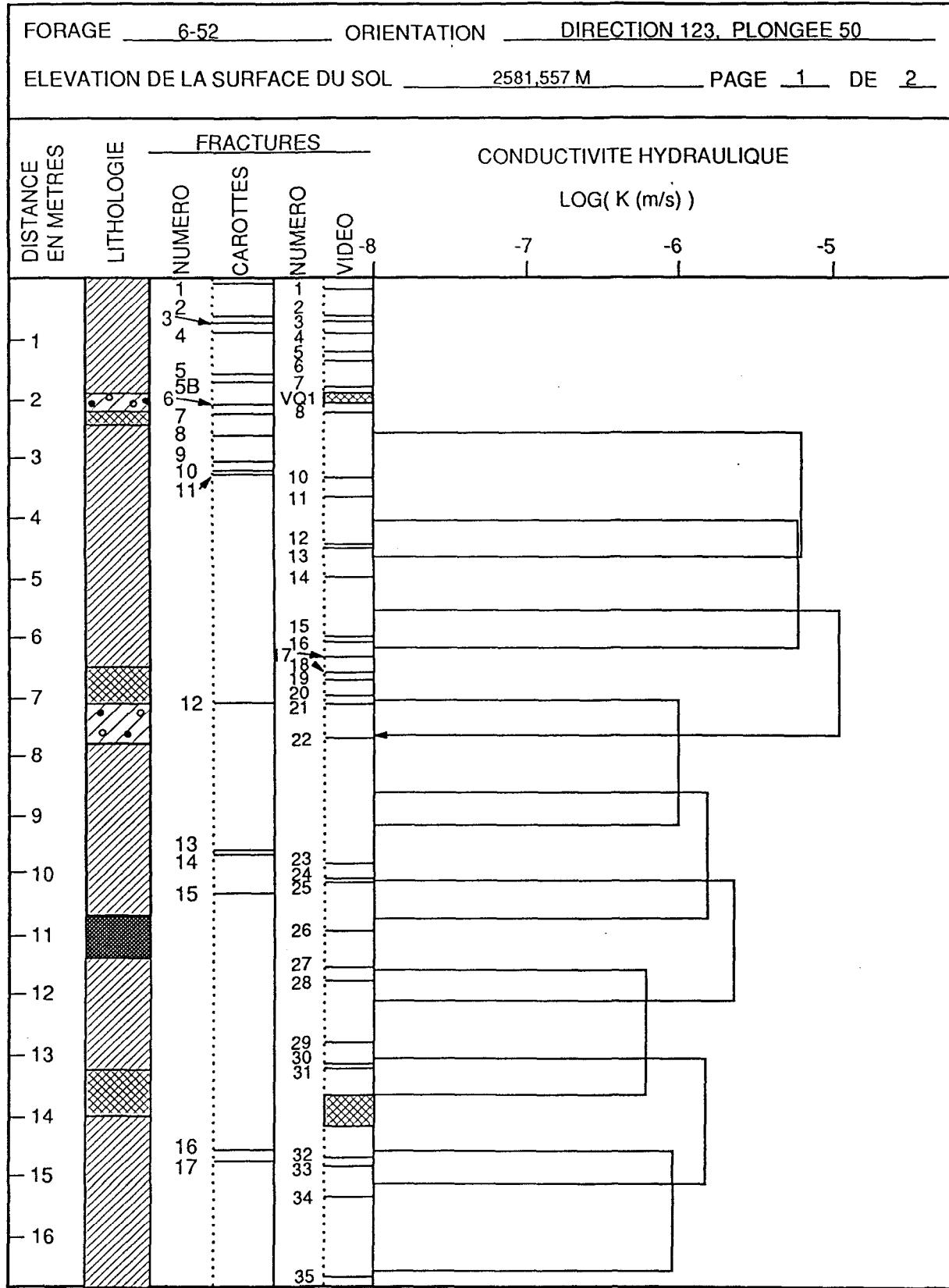
1.16

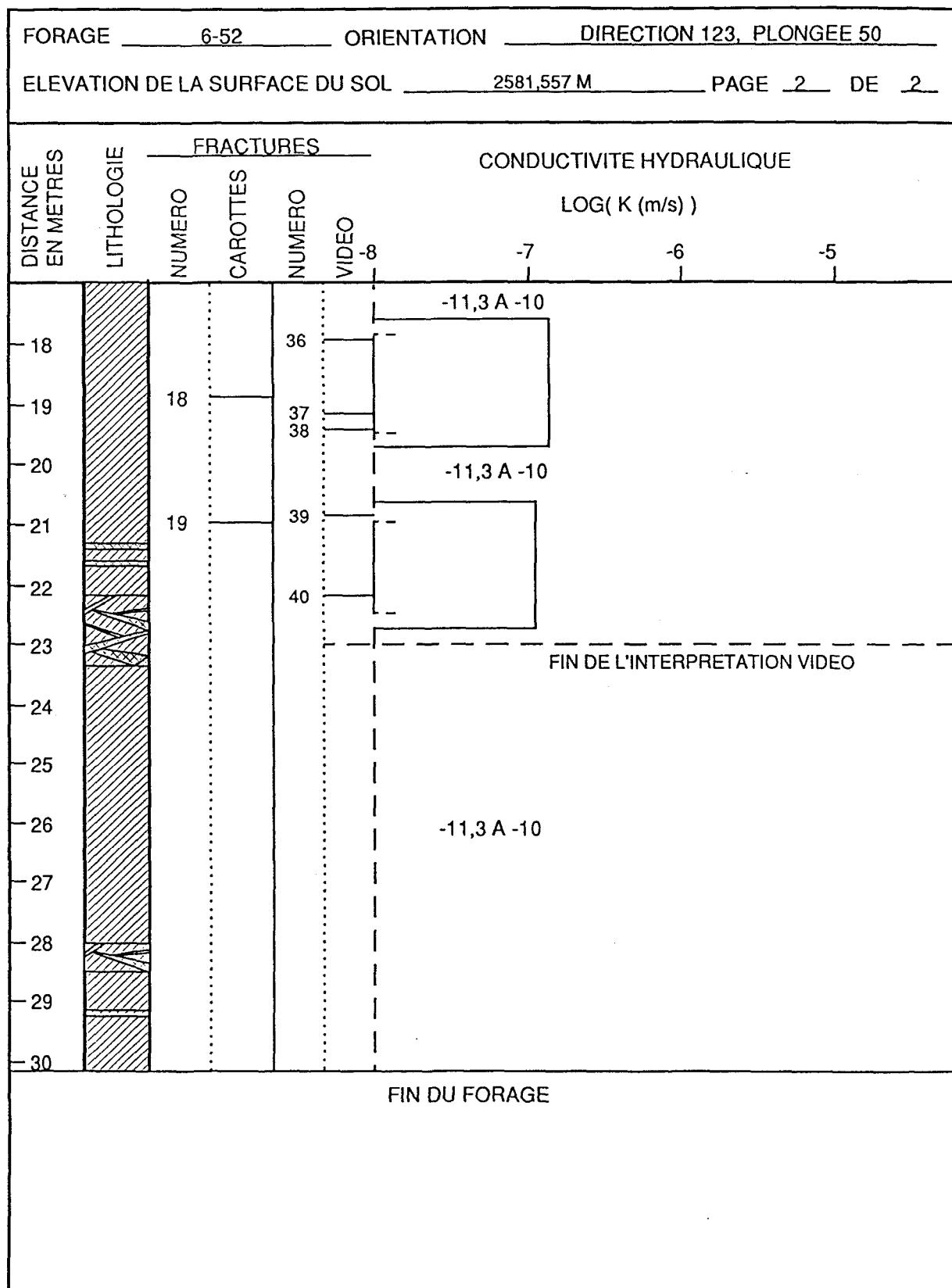
FORAGE	6-51	ORIENTATION	DIRECTION 100. PLONGEE 60
ELEVATION DE LA SURFACE DU SOL	2580.007 m	PAGE	6 DE 7
DISTANCE EN METRES	LITHOLOGIE	FRACTURES	CONDUCTIVITE HYDRAULIQUE
NUMERO	CAROTTES	VIDEO -8	LOG(K (m/s))
90	56	71	-7
89	57	72	-6
88	58	73	-5
87	59		
86			
91			
92			
93			
94			
95			
96			
97			
98			
99			
100			
101			
VQ5			
78			
77			
76			
62			
61			
60			
62			
61			
59			
58			
57			
56			
75			
74			
73			
55			
54			
53			
71			
72			
73			
59			
58			
57			
56			
55			
54			
53			
52			
51			
50			
49			
48			
47			
46			
45			
44			
43			
42			
41			
40			
39			
38			
37			
36			
35			
34			
33			
32			
31			
30			
29			
28			
27			
26			
25			
24			
23			
22			
21			
20			
19			
18			
17			
16			
15			
14			
13			
12			
11			
10			
9			
8			
7			
6			
5			
4			
3			
2			
1			
0			
ANNULÉ	VQ4		



FORAGE 6-52 **ORIENTATION** DIRECTION 123, PLONGEE 50

ÉLEVATION DE LA SURFACE DU SOL 2581,557 M PAGE 1 DE 2





ANNEXE II

DONNÉES D'ORIENTATION DES FRACTURES SUR LES CAROTTES DE FORAGE

FORAGE 6-50					
FRACTURE	DISTANCE	β	α	Direction	Pendage
1	7.62	61	45	98	38
2	7.69	326	26	303	43
3	7.87	207	43	190	72
4	8.26	202	44	186	72
5	10.85	193	55	178	62
6	11.73	203	34	189	82
7	12.32	36	67	112	16
8	12.34	153	49	151	66
9	15.44	225	35	207	76
10	16.69	?	?		
11	16.92	?	?		
12	17.98	259	22	240	75
13	18.76	270	36	242	59
14	24.87	252	52	218	52
15	25.22	?	?		
16	26.90	?	?		
17	27.08	?	?		
18	27.36	?	?		
19	31.24	189	48	176	69
20	31.27	190	47	177	70
21	33.63	81	75	138	29
22	33.96	216	49	195	65
23	34.90	83	20	83	69
24	35.36	1	20	351	43
25	37.00	76	42	92	47
26	37.62	198	78	176	39
27	37.87	202	80	176	37
28	38.28	PER	90	170	30
29	39.14	PER	89	170	31
30	56.00	225	45	203	66
31	63.87	247	66	204	67
32	64.36	279	20	258	42
33	64.41	279	20	258	42
34	77.57	72	12	69	71
35	106.90	9	65	114	2
36	113.10	1	52	28	11

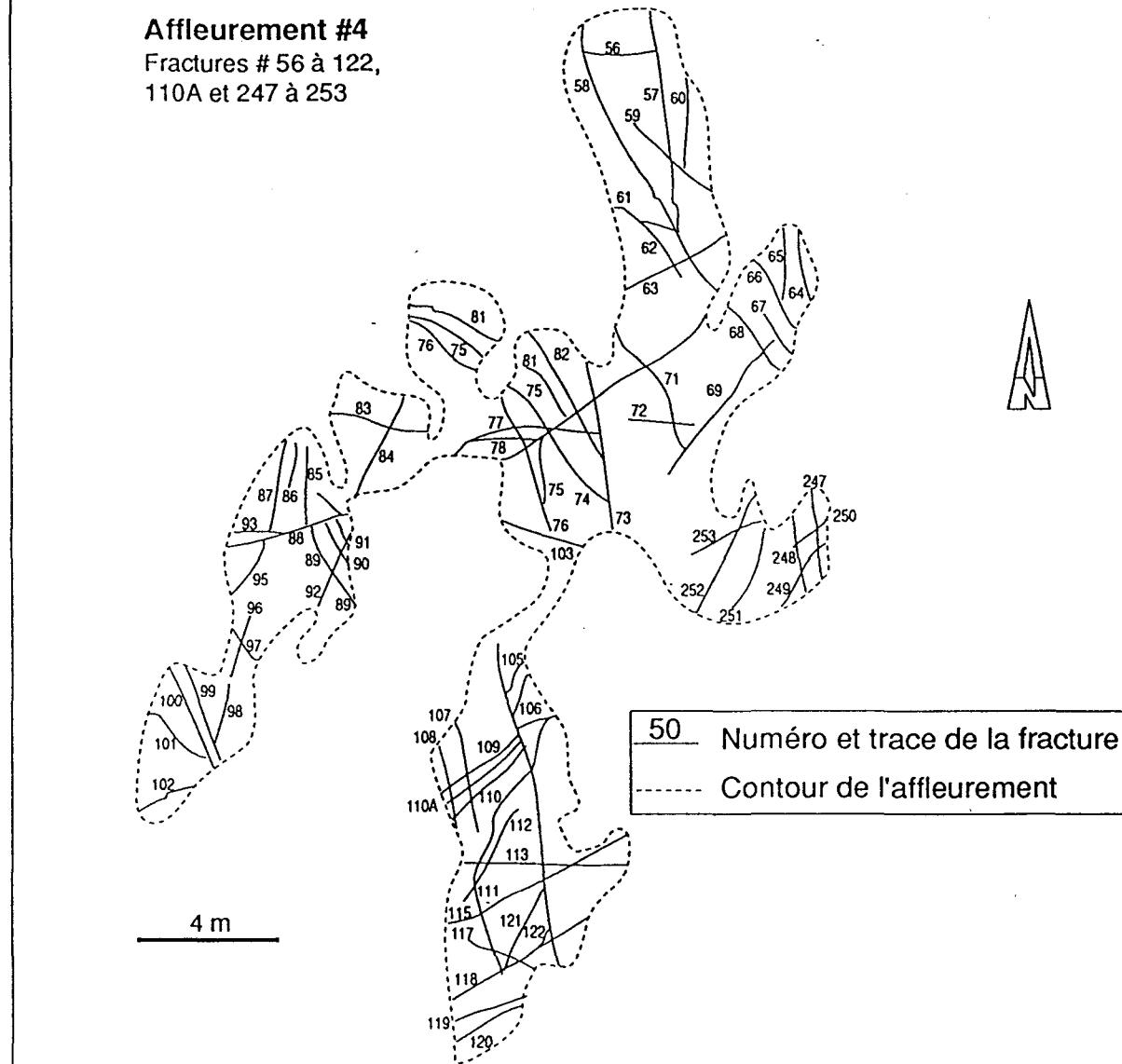
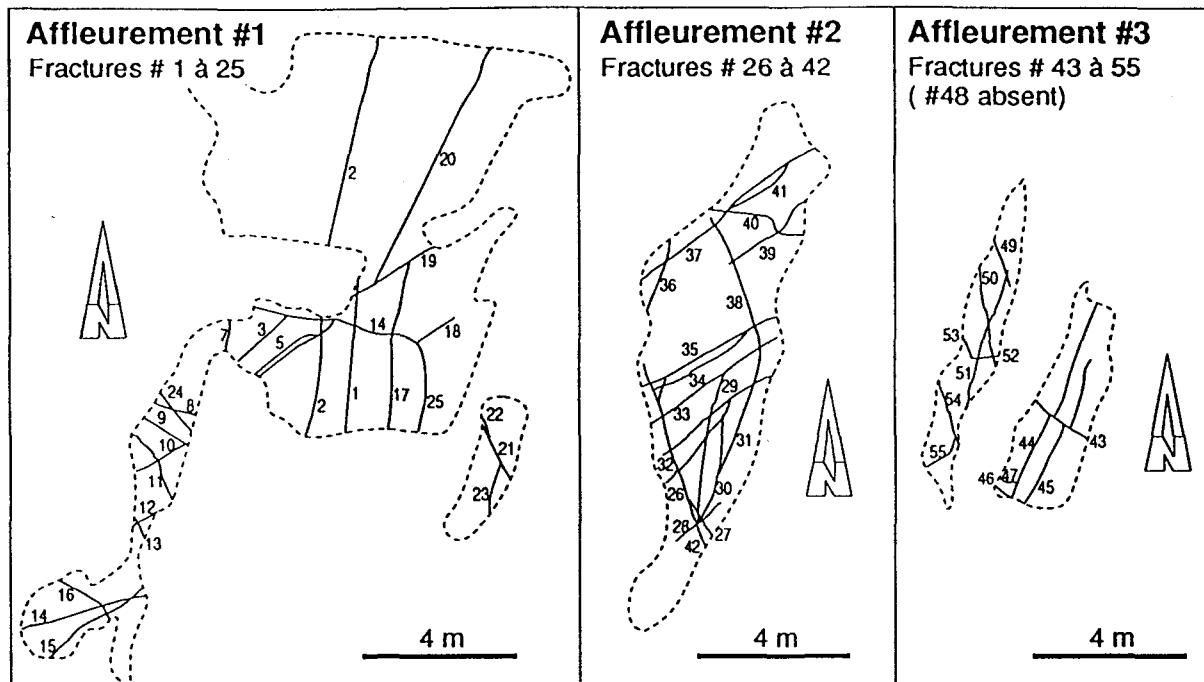
FORAGE 6-51					
FRACTURE	DISTANCE	β	α	Direction	Pendage
1	4.64	36	65	132	17
2	4.71	324	69	234	18
3	5.40	?	37		
4	5.60	?	45		
5	6.30	?	68		
6	6.36	?	63		
7	6.63	?	45		
8	7.30	18	70	161	12
9	7.48	&	?		
10	7.80	?	?		
11	8.00	27	46	71	21
12	8.10	279	42	262	50
13	8.73	232	35	232	76
14	9.53	298	76	219	26
15	9.54	329	70	229	16
16	9.60	36	70	149	18
17	9.80	31	50	84	20
18	9.90	?	?		
19	10.20	1	55	17	5
20	12.15	99	79	170	33
21	12.18	?	?		
22	12.23	90	38	121	58
23	12.50	279	65	237	35
24	13.60	?	60		
25	13.74	?	53		
26	13.76	?	85		
27	14.40	?	40		
28	14.50	?	82		
29	14.60	?	49		
30	16.10	?	49		
31	16.70	?	?		
32	18.00	?	90		
33	23.00	36	64	129	17
34	23.21	18	60	108	9
35	23.40	9	57	71	6
36	26.50	322	40	303	31
37	29.00	338	70	223	14
38	32.50	288	56	254	36
39	34.30	351	47	344	14
40	35.48	359	60	280	0
41	36.67	9	37	28	24
42	36.93	342	54	304	11
43	37.07	351	64	233	6
44	40.33	144	44	164	72
45	43.59	216	?		
46	44.91	180	52	190	68
47	64.29	198	15	209	75
48	64.41	342	7	348	53
49	65.61	108	?	115	81
50	66.10	180	30	190	89

FORAGE 6-51					
FRACTURE	DISTANCE	β	α	Direction	Pendage
51	82.96	162	42	176	78
52	83.00	324	69	231	19
53	86.46	360	42	10	17
54	87.91	333	47	304	20
55	88.36	18	77	178	20
56	90.65	324	45	296	26
57	90.81	333	17	333	46
58	90.96	333	25	329	39
59	91.29	342	32	337	29
60	96.09	126	37	148	74
61	97.01	360	20	190	39
62	97.66	293	40	273	45
63	104.88	18	31	222	30
64	108.36	262	18	264	79

FORAGE 6-52					
FRACTURE	DISTANCE	B	α	Direction	Pendage
1	0,05	25	37	97	22
2	0,61	99	67	182	48
3	0,71	336	44	314	17
4	2,83	171	53	207	77
5	1,60	324	54	279	22
6	2,11	324	63	255	23
7	2,26	13	64	192	16
8	2,61	54	58	339	32
9	3,05	180	57	213	73
10	3,20	234	47	248	72
11	3,25	337	63	248	18
12	7,09	324	40	311	27
13	9,45	360	40	33	10
14	9,47	81	75	190	40
15	10,26	?	?		
16	14,55	36	62	168	23
17	14,76	315	76	232	31
18	18,87	324	80	224	32
19	20,91	360	71	213	21

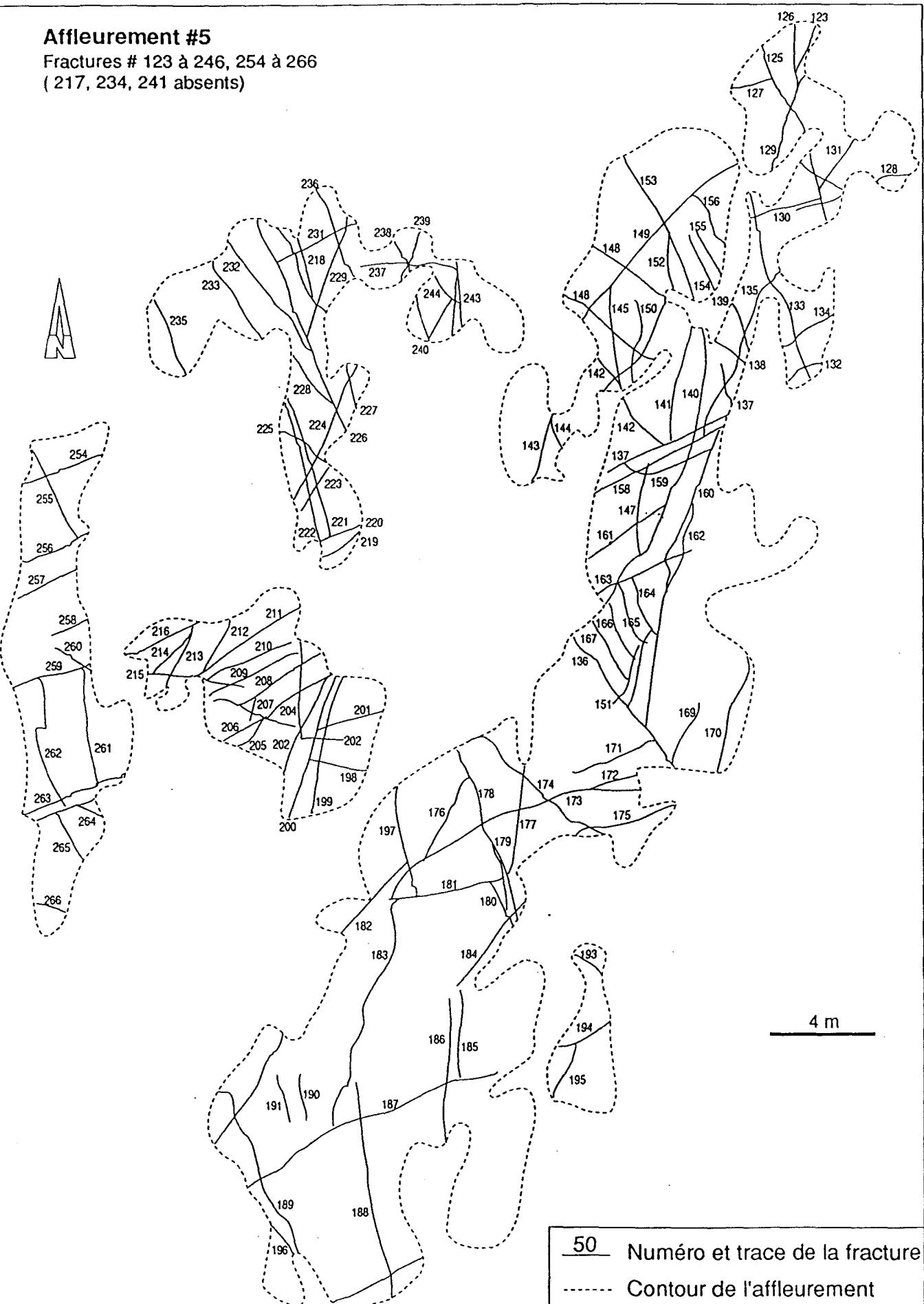
ANNEXE III

SCHÉMAS DES AFFLEUREMENTS ET REGISTRE DE MESURE DE FRACTURE SUR AFFLEUREMENT



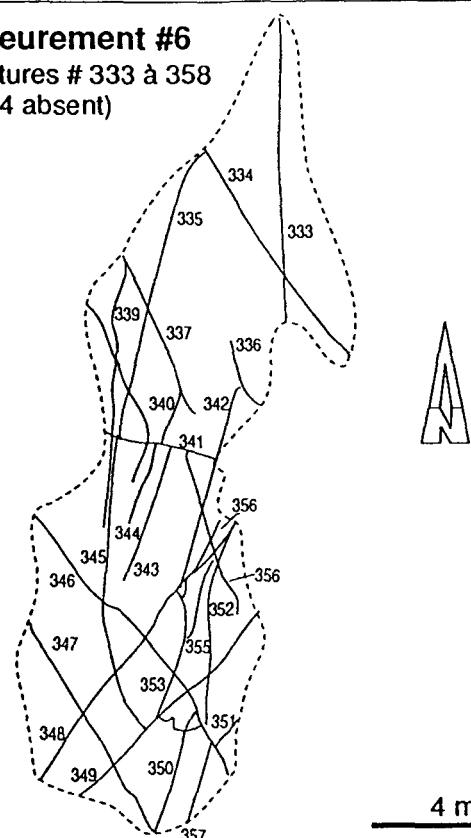
Affleurement #5

Fractures # 123 à 246, 254 à 266
 (217, 234, 241 absents)

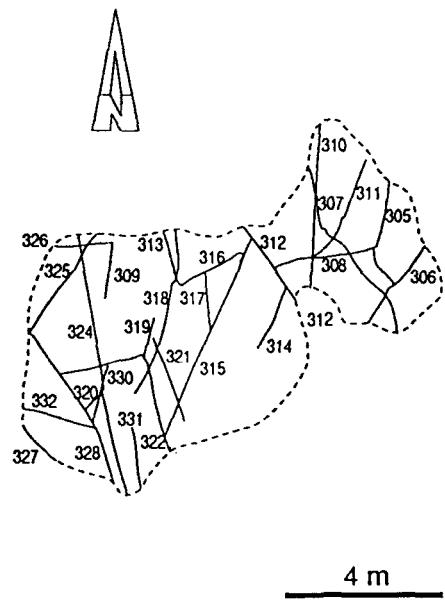


Affleurement #6

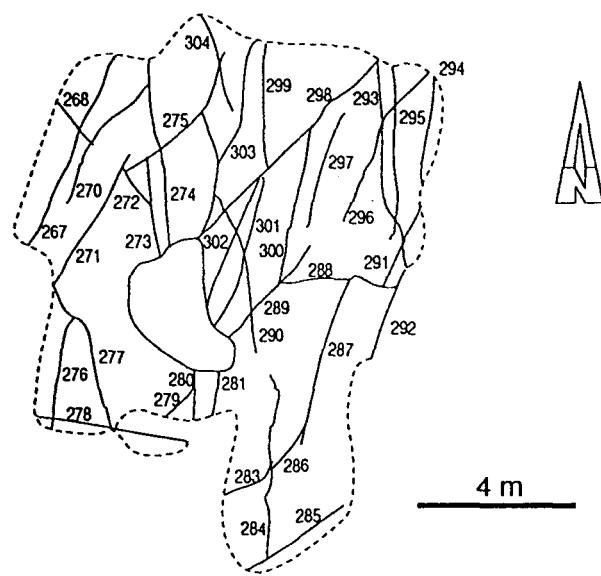
Fractures # 333 à 358
(#354 absent)

**Affleurement #7**

Fractures # 308 à 332

**Affleurement #8**

Fractures # 267 à 304



50 Numéro et trace de la fracture

----- Contour de l'affleurement

**EXPLICATION DES ABRÉVIATIONS UTILISÉES SOUS LA COLONNE
"TERMINAISONS"**

La terminologie utilisée pour noter le type de terminaison est définie par deux groupes de deux lettres, par exemple: NE-SR. Les premières lettres identifient dans quels cadrants géographiques se situe chacune des extrémités:

- N = nord;
- S = sud;
- E = est;
- O = ouest.

Les secondes lettres signifient le type de terminaison selon les conventions suivantes:

T: la fracture se termine sur une autre fracture

R: la fracture se termine dans le roc intact

15: la fracture joint une autre fracture dont le numéro est 15

E: la fracture n'a pas de terminaison visible

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
1	1	186	56	4.00	13	SE NE
1	2	189	65	10.80	7	SE NE
1	3	50	90	1.88	7	NE SE
1	4	102	87	3.90	3	OE E25
1	5	234	87	1.85	2	SE NT
1	6	232	88	2.50	2	SE NE
1	7	185	66	0.67	35	SE NE
1	8	114	76	1.20	2	OE EE
1	9	117	87	1.24	2	OE EE
1	10	64	86	1.60	9	OE ET
1	11	165	90	2.10	9	SE NE
1	12	52	88	0.76	2	SE NE
1	13	156	79	0.56	6	SE NE
1	14	74	74	3.50	9	SE NE
1	15	227	84	3.12	3	SE NE
1	16	120	86	1.88	2	SE NE
1	17	187	74	4.58	4	OE EE
1	18	240	90	1.33	2	SE NT
1	19	62	82	2.60	3	ST NR
1	20	206	69	6.00	12	SE NE
1	21	151	85	1.52	20	ST NE
1	22	162	69	0.73	4	SE NE
1	23	196	78	1.08	18	ST NE
1	24	140	74	1.28	2	SE NT
1	25	88	71	2.26	5	OE EE
1	26	51	88	2.80	1	SE N4
2	27	324	80	1.10	1	SE NT
2	28	50	90	1.53	2	SE NT
2	29	15	90	4.18	1	SR NR
2	30	15	89	2.81	2	ST NT
2	31	20	87	3.86	2	ST NT
2	32	57	87	3.64	2	ST N38
2	33	55	90	4.02	3	SR NE
2	34	54	89	3.93	1	SE NE
2	35	61	90	3.20	2	ST NE
2	36	200	87	1.95	6	SE NT
2	37	59	83	5.95	4	SE NE
2	38	162	73	4.10	10	SE NE
2	39	232	90	2.63	1	S31 NR
2	40	98	90	2.80	5	SR NE
2	41	236	88	1.90	2	OE EE
2	42	163	88	5.60	30	ST NT
2	43	310	62	1.80	2	OE EE
3	44	204	65	4.30	2	OE EE
3	45	200	60	3.50	5	SE NE

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
3	46	306	60	0.90	4	SE NR
3	47	112	80	0.95	4	OE EE
3	48	174	86	0.70	2	OE EE
3	49	162	88	1.31	3	OE EE
3	50	172	87	2.72	2	OE ER
3	51	200	78	3.92	2	OE EE
3	52	81	86	0.60	5	SE NR
3	53	150	76	0.55	3	OL EE
3	54	162	79	1.63	2	OE EL
3	55	228	89	1.25	2	OE EE
3	56	90	73	2.30	7	OE ET
4	57	174	75	6.30	5	SR NE
4	58	151	90	8.81	6	SE NE
4	59	315	85	2.71	10	SR NE
4	60	180	72	2.70	10	ST NE
4	61	118	82	2.42	4	OE ER
4	62	146	87	2.10	8	SR NT
4	63	244	90	3.23	4	OE EE
4	64	164	73	1.92	?	SE NE
4	65	179	78	2.10	1	ST NE
4	66	330	83	2.30	7	OE EE
4	67	161	86	2.31	2	OR EE
4	68	146	74	2.50	4	OE EE
4	69	219	83	5.23	1	SR NT
4	70	54	86	6.90	30	SE NE
4	71	142	73	4.20	6	OE ER
4	72	92	75	3.10	12	OT ET
4	73	173	86	4.85	20	SE NR
4	74	140	86	2.90	5	ST NE
4	75	155	82	7.70	7	ST NT
4	76	157	82	8.00	12	ST NE
4	77	82	85	4.05	10	OT ET
4	78	86	88	2.59	4	OE ET
4	79	aucune				
4	80	aucune				
4	81	128	80	6.10	3	OE ET
4	82	156	85	4.40	3	ST NE
4	83	290	80	2.67	1	OE EE
4	84	201	78	3.30	4	SE NE
4	85	178	65	2.75	10	ST NE
4	86	190	63	1.76	3	SR NE
4	87	190	65	2.43	10	ST NE
4	88	75	72	3.42	40	OE EE
4	89	150	67	2.85	2	SE NT
4	90	161	69	1.65	2	SE NT

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
4	91	160	70	0.71	5	SE NT
4	92	209	68	2.68	6	SE NE
4	93	89	77	1.21	5	OE ET
4	94	187	68	0.91	4	SE NT
4	95	195	69	1.70	4	SE NT
4	96	195	70	5.05	4	ST NR
4	97	125	70	1.20	3	OE EE
4	98	290	80	1.02	5	OE EE
4	99	162	76	2.04	2	SR NE
4	100	160	81	3.27	5	SE NE
4	101	125	5	1.85	2	OE ET
4	102	244	78	1.57	5	OE EE
4	103	290	90	2.47	6	OE EE
4	104	170	81	10.0	60	OE NE
4	105	208	85	1.00	30	ST NE
4	106	194	75	1.35	15	ST NE
4	107	175	74	3.10	5	ST NE
4	108	170	84	2.03	?	SE NE
4	109	55	88	3.87	3	SE NE
4	110	? 58	86	3.75	5	SE NE
4	110a	224	64	3.81	15	SE NE
4	111	180	65	8.00	6	ST NE
4	112	210	80	6.04	7	SR NE
4	113	90	88	4.61	10	OE EE
4	114	aucune				
4	115	240	90	5.77	8	SE NE
4	116	aucune				
4	117	291	85	2.16	10	OE OR
4	118	234	80	4.40	15	SE NE
4	119	65	90	2.26	3	SE NE
4	120	59	90	2.10	10	SE NE
4	121	203	76	3.11	15	ST NT
5	122	195	86	1.62	5	ST NT
5	123	200	70	2.87	4	ST NE
5	124	200	72	4.50	15	SE NE
5	125	164	75	7.62	3	SE NE
5	126	180	76	1.77	1	ST NE
5	127	255	90	1.18	3	OE EE
5	128	75	80	4.65	5	OR EE
5	129	305	90	2.03	5	OE EE
5	130	253	90	2.84	5	OE ET
5	131	220	90	2.20	10	ST NE
5	132	72	86	1.32	30	SE NE
5	133	158	78	7.61	4	SE NE
5	134	238	90	2.55	4	SE NE

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
5	135	214	80	7.72	5	ST NE
5	136	145	88	6.26	10	OE EE
5	137	180	70	1.70	2	SE NR
5	138	135	89	7.40	10	OE EE
5	139	161	87	2.00	3	OE EE
5	140	191	80	11.40	30	SE NE
5	141	199	88	5.52	10	ST NE
5	142	333	87	4.03	3	ST NE
5	143	197	88	2.81	3	SE NE
5	144	165	77	1.33	10	SE NE
5	145	177	90	3.75	3	ST NT
5	146	210	88	5.06	3	SE NE
5	147	10	90	3.74	25	SE NT
5	148	309	85	4.42	5	OE EE
5	149	225	87	8.61	10	SE NE
5	150	185	82	3.63	3	SE NR
5	151	195	78	2.20	4	ST NR
5	152	171	88	1.91	2	SE NR
5	153	153	87	6.31	1	SE EE
5	154	158	87	2.30	1	SE NR
5	155	152	87	2.34	1	SE NR
5	156	152	88	2.15	1	SE NT
5	157	245	83	4.91	8	OR EE
5	158	246	90	5.52	20	SE NE
5	159	60	88	3.87	2	OT EE
5	160	192	74	11.95	10	ST NE
5	161	54	78	3.48	4	OE ET
5	162	200	90	3.74	15	ST NT
5	163	240	80	4.00	2	OE ER
5	164	162	75	2.27	2	ST NT
5	165	156	72	1.78	2	ST NT
5	166	159	73	1.66	3	ST NT
5	167	152	67	1.85	1	NE ST
5	168	198	88	4.31	2	SR NR
5	169	197	80	2.85	15	SE NR
5	170	16	90	4.70	15	SE NE
5	171	70	90	3.38	1	OR ET
5	172	250	87	1.70	2	OT EE
5	173	155	79	10.70	8	OT EE
5	174	310	82	6.25	3	OE EE
5	175	252	90	3.54	3	SE NE
5	176	212	86	3.26	?	ST NT
5	177	193	90	4.31	10	NE ST
5	178	166	90	7.02	4	OE ET
5	179	166	88	4.11	1	SE NT

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
5	180	156	78	1.74	10	OT ET
5	181	82	77	5.73	20	OE EE
5	182	222	86	3.85	12	SE NT
5	183	194	80	10.08	?	ST NT
5	184	217	70	4.35	10	SE NE
5	185	184	82	3.62	10	ST NE
5	186	186	85	5.50	15	SE NE
5	187	243	65	10.60	50	OE ER
5	188	170	85	8.61	6	SE NE
5	188A	64	80	3.52	1	SE NE
5	189	155	85	7.95	1	SE NE
5	190	165	90	1.60	1	OR EE
5	191	165	90	1.84	1	OR ER
5	192	210	86	4.83	2	SE NE
5	193	310	83	1.36	10	OE EE
5	194	248	90	2.04	2	OE EE
5	195	206	90	2.52	1	SE NT
5	196	147	85	1.51	20	OE EE
5	197	174	80	3.91	25	ST NE
5	198	280	86	2.71	10	OT EE
5	199	194	84	5.84	10	SE NE
5	200	196	86	5.45	10	SE NE
5	201	71	86	3.10	8	OT EE
5	202	276	78	1.62	15	OT ER
5	203	204	75	4.08	50	SE NE
5	204	180	84	3.82	40	ST NE
5	205	237	90	4.68	25	SE NE
5	206	244	86	1.75	5	OE ET
5	207	190	85	1.33	12	OT ET
5	208	235	85	4.04	5	ST NE
5	209	242	86	4.90	8	OE EE
5	210	240	87	3.70	5	OT EE
5	211	234	88	5.05	5	OT EE
5	212	208	86	2.85	6	SE NE
5	213	236	87	3.11	2	SE NT
5	214	208	87	2.89	10	SE NE
5	215	97	80	3.14	6	OE ER
5	216	65	88	2.57	2	SE NT
5	217	aucune				
5	218	160	72	2.11	10	OE ET
5	219	60	90	1.75	3	OE EE
5	220	65	80	2.75	10	OE EE
5	221	166	85	6.45	10	SE NE
5	222	169	70	6.20	10	OE EE
5	223	244	84	2.10	6	SE NE

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
5	224	205	89	5.88	70	SE NE
5	225	127	90	2.81	8	OE EE
5	226	157	82	9.10	70	OE EE
5	227	166	77	1.55	4	OE EE
5	228	142	88	2.94	2	OE EE
5	229	20	90	5.22	15	ST NE
5	230	?130	90	4.21	70	SE NE
5	231	64	90	3.50	10	OT EE
5	232	316	82	4.08	3	ST NE
5	233	320	84	3.91	3	OE EE
5	234	aucune				
5	235	158	82	3.58	25	SE NE
5	236	160	75	3.21	6	SE NE
5	237	89	88	3.15	10	OR E246
5	238	348	90	1.72	10	SE NE
5	239	201	78	2.00	30	SE NE
5	240	167	83	1.78	12	SE NE
5	241	aucune				
5	242	209	82	2.05	3	SE NT
5	243	360	90	3.25	?	SE NE
5	244	147	59	1.71	3	SE NE
5	245	5	90	2.19	?	SE NE
5	246	116	88	0.88	80	O237 EE
4	247	350	85	2.70	3	OE EE
4	248	345	90	2.31	3	SE NE
4	249	202	90	1.84	1	SE NE
4	250	233	75	1.10	3	ST NE
4	251	214	80	2.85	5	SE NE
4	252	206	86	3.77	5	SE NE
4	253	65	90	2.36	2	SR NE
5	254	250	66	3.40	10	OE EE
5	255	153	68	4.20	6	SE NE
5	256	68	83	3.20	6	OE EE
5	257	65	90	2.45	1	OR EE
5	258	68	90	1.86	1	OE EE
5	259	74	86	3.04	4	OE EE
5	260	312	82	1.92	2	OE EE
5	261	174	79	4.64	10	SR NT
5	262	166	85	5.60	5	ST NT
5	263	246	90	4.10	5	OE EE
5	264	71	88	2.55	10	OE EE
5	265	154	81	2.30	5	SE NT
5	266	105	88	1.35	6	OE EE
8	267	205	84	5.42	12	SE NE
8	268	131	60	1.31	3	OE ET

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert. (mm)	Terminais.
8	269	230	83	1.95	6	S270 NT
8	270	205	60	2.10	10	SR N269
8	271	209	80	4.15	16	SE NR
8	272	322	53	1.34	?	ST NT
8	273	174	74	2.68	?	SE NT
8	274	173	84	4.80	70	SE NE
8	275	40	79	3.81	10	ST NR
8	276	188	86	3.11	3	ST NR
8	277	160	64	4.24	3	SE NE
8	278	290	65	4.06	?	OE EE
8	279	44	90	1.18	40	SE NT
8	280	182	74	1.25	50	SE NE
8	281	200	71	1.26	15	SE NE
8	282	260	74	0.75	2	OT ET
8	283	230	90	1.59	10	SE NT
8	284	5	85	4.70	25	SE NR
8	285	60	83	2.51	?	SE NR
8	286	224	85	1.28	5	ST NT
8	287	22	90	4.28	15	SR NT
8	288	65	88	3.11	20	OT EE
8	289	40	88	3.24	10	SE NR
8	290	345	90	4.40	40	SR NR
8	291	17	90	2.41	10	ST NE
8	292	20	88	2.73	?	SE NT
8	293	175	87	5.28	60	SE NE
8	294	186	81	2.72	15	SE NE
8	295	180	70	4.80	4	SR NE
8	296	206	81	4.53	7	SR NE
8	297	21	90	2.81	12	SR NR
8	298	43	84	6.28	12	ST NT
8	299	360	82	3.27	35	ST NE
8	300	194	81	4.32	10	ST NT
8	301	190	80	4.41	6	NT SE
8	302	203	80	3.75	9	NT SE
8	303	194	72	5.27	16	NE SE
8	304	166	82	2.62	16	NE SR
7	305	15	81	1.88	5	S308 NE
7	306	225	80	2.55	3	SE NE
7	307	150	60	5.11	4	SE NE
7	308	88	73	2.72	3	OT E305
7	309	190	90	1.45	4	SR N326
7	310	5	90	5.41	20	SE NE
7	311	30	80	2.52	10	ST NR
7	312	154	90	3.41	15	SE NE
7	313	163	88	1.51	20	OE E316

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert. (mm)	Terminais.
7	314	205	83	1.72	3	SR NT
7	315	203	90	5.75	30	ST NE
7	316	242	90	2.00	15	S313 NT
7	317	354	90	1.62	3	ST NT
7	318	196	87	4.38	10	SR NE
7	319	194	87	1.05	1	ST NR
7	320	217	48	0.85	?	ST NT
7	321	160	83	2.35	10	SR NR
7	322	169	90	2.61	50	SE N323
7	323	75	79	2.25	7	OT E322
7	324	350	90	4.16	5	ST NE
7	325	213	89	2.55	50	SE NE
7	326	84	66	1.67	1	OE E309
7	327	310	83	1.32	3	SE NE
7	328	154	68	4.13	20	SE NE
7	329	347	87	2.75	2	SE NT
7	330	196	76	1.48	12	ST NT
7	331	351	90	1.83	1	SE NR
7	332	105	85	1.91	1	OE ET
6	333	180	90	8.12	?	SE NE
6	334	146	90	6.71	20	SE NE
6	335	197	86	8.40	?	ST NE
6	336	184	82	1.77	20	SE NR
6	337	340	87	4.31	5	SR NE
6	338	335	85	4.47	5	SR NE
6	339	5	90	6.40	3	SR NE
6	340	13	90	1.77	10	ST NT
6	341	105	70	2.97	40	OE EE
6	342	200	79	5.71	12	ST NT
6	343	202	83	3.65	5	SR NT
6	344	200	85	2.27	5	SR NT
6	345	180	78	8.30	15	SR NT
6	346	143	76	8.30	3	OR EE
6	347	150	80	5.71	20	OE EE
6	348	212	80	8.32	6	SE NE
6	349	220	86	6.60	20	SE NE
6	350	195	73	3.30	5	SE NT
6	351	43	90	0.95	2	ST NE
6	352	190	68	5.05	6	ST NE
6	353	200	79	3.00	25	ST NT
6	354	aucune				
6	355	205	67	2.32	2	SR NT
6	356	161	86	4.29	2	SR NT
6	357	190	80	2.26	5	SE NT
6	358	205	87	1.90	7	ST NR

Numéro d'affleur.	Numéro de fracture	Direction (degré)	Pendage (degré)	Longueur trace(m)	Ouvert.	Terminais. (mm)
6-52	359	aucune				
6-52	360	240	84	N.M	1	SR NT
6-52	361	18	70	N.M	20	SE NE
6-52	362	105	90	N.M	7	OE ET
6-52	363	230	86	N.M	7	ST NE
6-52	364	174	80	N.M	8	ST NR
6-52	365	258	73	N.M	5	OE EE
6-52	366	145	88	N.M	2	OE ER
6-52	367	125	90	N.M	5	OR EE
6-52	368	56	83	N.M	12	ST NT
6-52	369	195	68	N.M	3	ST NT
6-52	370	184	84	N.M	6	ST NT
6-52	371	172	76	N.M	7	SE NE
6-52	372	240	87	N.M	2	SE NE
6-52	373	235	76	N.M	12	SE NE
6-52	374	aucune				
6-52	375	62	90	N.M	5	SE NE
6-52	376	aucune				
6-52	377	170	77	N.M	10	SE NE
6-52	378	60	88	N.M	1	OT ER
6-52	379	187	84	N.M	10	SE NT
6-52	380	175	75	N.M	10	SE NE
6-52	381	58	90	N.M	5	ST NR
6-52	382	64	90	N.M	6	ST NE
6-52	383	181	74	N.M	1	SR NT
6-52	384	244	80	N.M	1	OT EE
6-52	385	85	87	N.M	3	OT EE
6-52	386	74	76	N.M	2	SE NT

ANNEXE IV

RÉSULTATS DES ESSAIS DE CHOC HYDRAULIQUE

ABRÉVIATIONS UTILISÉES

ADM : Aucun débit mesurable avec l'équipement utilisé

TLI : Temps de lecture insuffisant pour permettre une interprétation

AA : Aucun abaissement du niveau dans le tube de PCV pendant le temps de lecture.

ANN : Annulé; résultats trop douteux.

_ : Aucun essai réalisé

No. de l'intervalle	FORAGE 6-50	Cooper (1967)			Hvorslev (1951)
		K1 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K2 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K_{moy} $\times 10^{-7}$ (m/s)	
1	19.86-23.08	-	-	-	-
2	22.87-26.09	-	-	-	-
3	25.87-26.09	2.7	4.1	3.4	2.4
4	28.89-32.11	TLI	TLI	TLI	TLI
5	31.90-35.12	TLI	TLI	TLI	TLI
6	34.91-38.13	3.3	4.8	4.1	2.0
7	37.92-41.14	3.9		3.9	2.3
8	40.93-44.15	27.0		27.0	72.0
9	43.94-47.16	TLI	TLI	TLI	TLI
10	46.95-50.17	TLI	TLI	TLI	TLI
11	49.96-53.13	13.7	10.8	12.3	4.8
12	52.97-56.19	TLI	TLI	TLI	TLI
13	55.98-59.20	TLI	TLI	TLI	TLI
14	58.99-62.21	TLI	TLI	TLI	TLI
15	62.00-65.22	TLI	TLI	TLI	TLI
16	65.01-68.23	TLI	TLI	TLI	TLI
17	68.02-71.24	TLI	TLI	TLI	TLI
18	71.03-74.25	TLI	TLI	TLI	TLI
19	74.04-77.26	TLI	TLI	TLI	TLI
20	77.05-80.27	TLI	TLI	TLI	TLI
21	80.06-83.28	TLI	TLI	TLI	TLI
22	83.07-86.29	TLI	TLI	TLI	TLI
23	86.08-89.30	TLI	TLI	TLI	TLI
24	89.09-92.31	TLI	TLI	TLI	TLI
25	92.10-95.32	0.5		0.5	TLI
26	95.11-98.33	TLI	TLI	TLI	TLI
27	98.12-101.34	TLI	TLI	TLI	TLI
28	101.13-104.3	TLI	TLI	TLI	TLI
29	104.14-107.3	TLI	TLI	TLI	TLI
30	107.15-110.3	TLI	TLI	TLI	TLI
31	110.16-113.3	TLI	TLI	TLI	TLI
32	113.17-116.3	TLI	TLI	TLI	TLI
33	116.18-119.4	TLI	TLI	TLI	TLI
34	119.19-122.4	TLI	TLI	TLI	TLI
35	122.20-125.4	TLI	TLI	TLI	TLI
36	125.21-128.4	TLI	TLI	TLI	TLI
37	128.22-131.4	TLI	TLI	TLI	TLI
38	131.23-134.4	TLI	TLI	TLI	TLI
39	134.24-137.4	TLI	TLI	TLI	TLI
40	137.25-140.4	TLI	TLI	TLI	TLI
41	140.26-143.4	TLI	TLI	TLI	TLI

No. de l'intervalle	FORAGE 6-51	Cooper (1967)			Hvorslev (1951)
		Localisation de l'intervalle (m)	K1 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K2 $\times 10^{-7}$ (m/s)	
1	6.31-9.53	10.3	13.2	11.8	
2	9.32-12.54	TLI	TLI	TLI	5.8
3	12.33-15.55	TLI	TLI	TLI	TLI
4	15.34-18.56	TLI	TLI	TLI	TLI
5	18.35-21.57	AA	AA	AA	TLI
6	21.36-24.58	AA	AA	AA	AA
7	24.37-27.59	AA	AA	AA	AA
8	27.38-30.60	AA	AA	AA	AA
9	30.39-33.61	TLI	TLI	TLI	AA
10	33.40-36.62	TLI	TLI	TLI	TLI
11	36.41-39.63	2.0	3.3	2.7	TLI
12	39.42-42.64	TLI	TLI	TLI	1.3
13	42.43-45.65	TLI	TLI	TLI	TLI
14	45.44-48.66	Ann	Ann	Ann	TLI
15	48.45-51.67	27.4		27.4	Ann
16	51.46-54.68	TLI	TLI	TLI	9.8
17	54.47-57.69	AA	AA	AA	TLI
18	57.48-60.70	18.7		18.7	AA
19	60.49-63.71	AA	AA	AA	9.7
20	63.50-66.72	AA	AA	AA	AA
21	66.51-69.73	AA	AA	AA	AA
22	69.52-72.74	AA	AA	AA	AA
23	72.53-75.75	TLI	TLI	TLI	AA
24	75.54-78.76	Ann	Ann	Ann	TLI
25	78.55-81.77	TLI	TLI	TLI	Ann
26	81.56-84.78	TLI	TLI	TLI	TLI
27	84.57-87.79	AA	AA	AA	TLI
28	87.58-90.80	AA	AA	AA	AA
29	90.59-93.81	Ann	Ann	Ann	AA
30	93.60-96.82	5.1	7.5	6.3	Ann
31	96.61-99.83	AA	AA	AA	3.6
32	99.62-102.84	AA	AA	AA	AA
33	102.63-105.8	AA	AA	AA	AA
34	105.64-108.8	AA	AA	AA	AA
35	108.65-111.8	AA	AA	AA	AA

AA

No. de l'intervalle	FORAGE 6-52	Cooper (1967)			Hvorslev (1951)
		Localisation de l'intervalle (m)	K1 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K2 $\times 10^{-7}$ (m/s)	
1	1.04-3.14	-	-	-	-
2	2.55-4.65	-	-	-	-
3	4.05-6.15	ATR	ATR	ATR	ATR
4	5.56-7.66	ATR	ATR	ATR	ATR
5	7.06-9.16	42.2		42.2	12.1
6	8.57-10.67	12.7		12.7	46.0
7	10.07-12.17	ATR	ATR	ATR	ATR
8	11.58-13.68	9.0	14.4	14.4	4.4
9	13.08-15.18	57.5		57.5	18.1
10	14.59-16.69	22.6	31.6	27.1	14.1
11	16.09-18.19	AA	AA	AA	AA
12	17.60-19.70	AA	AA	AA	AA
13	19.10-21.20	AA	AA	AA	AA
14	20.61-22.71	AA	AA	AA	AA
15	22.11-24.21	AA	AA	AA	AA
16	23.62-25.72	AA	AA	AA	AA
17	25.12-27.22	AA	AA	AA	AA
18	26.63-28.73	AA	AA	AA	AA

ANNEXE V

RÉSULTATS DES ESSAIS D'INJECTION À CHARGE CONSTANTE

**RÉSULTATS DES ESSAIS D'INJECTION
FORAGE 6-50**

No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	K1 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K2 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K3 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K4 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K5 x 10 ⁻⁷ (m/s)
1	19.86-23.08	-	-	-	-	-
2	22.87-26.09	36.65	-	-	-	-
3	25.87-26.09	7.92	2.23	0.94	1.71	4.40
4	28.89-32.11	6.08	ADM	ADM	-	-
5	31.90-35.12	ADM	ADM	0.36	-	-
6	34.91-38.13	ADM	ADM	0.30	-	-
7	37.92-41.14	1.58	0.37	8.50	0.91	5.85
8	40.93-44.15	18.06	16.79	16.57	15.28	16.09
9	43.94-47.16	ADM	ADM	0.73	-	-
10	46.95-50.17	10.10	3.29	5.94	-	-
11	49.96-53.13	11.38	5.13	5.94	8.51	7.30
12	52.97-56.19	2.34	ADM	0.60	ADM	ADM
13	55.98-59.20	4.00	ADM	ADM	-	-
14	58.99-62.21	5.12	2.87	ADM	2.37	4.447
15	62.00-65.22	8.16	2.87	ADM	2.59	9.58
16	65.01-68.23	4.44	0.93	ADM	2.12	7.97
17	68.02-71.24	11.06	2.70	ADM	3.49	10.60
18	71.03-74.25	18.89	3.45	ADM	2.92	18.35
19	74.04-77.26	15.26	2.75	ADM	2.45	10.39
20	77.05-80.27	2.58	2.58	ADM	2.04	ADM
21	80.06-83.28	12.17	4.21	ADM	1.68	3.24
22	83.07-86.29	8.99	2.04	ADM	1.92	7.92
23	86.08-89.30	ADM	ADM	ADM	-	-
24	89.09-92.31	ADM	ADM	ADM	5.22	ADM
25	92.10-95.32	ADM	1.99	0.84	ADM	-
26	95.11-98.33	ADM	ADM	ADM	-	7.89
27	98.12-101.34	6.03	ADM	1.39	2.51	9.99
28	101.13-104.3	11.46	2.50	ADM	2.50	11.04
29	104.14-107.3	9.89	2.09	ADM	2.29	ADM
30	107.15-110.3	10.10	2.54	0.42	1.04	4.01
31	110.16-113.3	9.14	1.13	1.23	1.44	3.26
32	113.17-116.3	2.81	2.17	ADM	1.75	3.20
33	116.18-119.4	-	1.50	1.22	1.25	3.31
34	119.19-122.4	4.09	1.33	0.64	0.52	7.45
35	122.20-125.4	8.38	0.31	ADM	0.58	4.26
36	125.21-128.4	3.80	ADM	0.27	ADM	-
37	128.22-131.4	6.29	ADM	0.32	1.40	3.48
38	131.23-134.4	3.84	0.66	ADM	1.17	1.03
39	134.24-137.4	1.83	0.33	ADM	0.85	2.42
40	137.25-140.4	2.19	ADM	0.32	ADM	1.85
41	140.26-143.4	1.67	ADM	0.68	ADM	

**RÉSULTATS DES ESSAIS D'INJECTION
FORAGE 6-51**

No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	K1 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K2 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K3 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K4 x 10 ⁻⁷ (m/s)	K5 x 10 ⁻⁷ (m/s)
1	6.31-9.53	6.79	-	-	-	-
2	9.32-12.54	ADM	-	-	-	-
3	12.33-15.55	2.10	-	-	-	-
4	15.34-18.56	ADM	ADM	-	-	-
5	18.35-21.57	ADM	-	-	-	-
6	21.36-24.58	ADM	ADM	ADM	-	-
7	24.37-27.59	ADM	ADM	ADM	-	-
8	27.38-30.60	ADM	2.91	6.77	3.02	ADM
9	30.39-33.61	ADM	ADM	ADM	-	-
10	33.40-36.62	ADM	ADM	ADM	-	-
11	36.41-39.63	ADM	0.21	0.78	0.86	ADM
12	39.42-42.64	ADM	ADM	3.61	ADM	ADM
13	42.43-45.65	ADM	ADM	ADM	-	-
14	45.44-48.66	ADM	ADM	ADM	-	-
15	48.45-51.67	4.15	4.23	5.93	6.58	6.87
16	51.46-54.68	ADM	ADM	ADM	-	-
17	54.47-57.69	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
18	57.48-60.70	2.86	3.10	2.86	3.05	2.97
19	60.49-63.71	ADM	ADM	ADM	-	-
20	63.50-66.72	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
21	66.51-69.73	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
22	69.52-72.74	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
23	72.53-75.75	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
24	75.54-78.76	0.28	ADM	0.28	-	-
25	78.55-81.77	ADM	ADM	ADM	-	-
26	81.56-84.78	0.26	4.37	0.26	-	-
27	84.57-87.79	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
28	87.58-90.80	ADM	ADM	ADM	-	-
29	90.59-93.81	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
30	93.60-96.82	1.46	1.48	1.46	1.24	ADM
31	96.61-99.83	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
32	99.62-102.84	ADM	ADM	ADM	ADM	ADM
33	102.63-105.8	ADM	ADM	ADM	-	-
34	105.64-108.8	ADM	ADM	ADM	-	-
35	108.65-111.8	ADM	ADM	ADM	-	-

RÉSULTATS DES ESSAIS D'INJECTION FORAGE 6-52						
No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	K1 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K2 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K3 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K4 $\times 10^{-7}$ (m/s)	K5 $\times 10^{-7}$ (m/s)
1	1.04-3.14	-	-	-	-	-
2	2.55-4.65	108.34	52.65	-	-	-
3	4.05-6.15	83.72	73.46	-	-	-
4	5.56-7.66	110.66	129.28	-	-	-
5	7.06-9.16	6.37	14.15	13.68	11.79	-
6	8.57-10.67	23.17	23.27	21.53	21.46	20.80
7	10.07-12.17	43.69	37.75	27.47	25.66	69.64
8	11.58-13.68	ADM	ADM	ADM	-	-
9	13.08-15.18	13.23	10.83	10.02	10.29	8.94
10	14.59-16.69	10.46	10.61	10.61	10.80	11.23
11	16.09-18.19	ADM	ADM	ADM	-	-
12	17.60-19.70	ADM	2.05	2.05	-	-
13	19.10-21.20	ADM	ADM	ADM	-	-
14	20.61-22.71	ADM	1.18	1.118	-	-
15	22.11-24.21	ADM	ADM	ADM	-	-
16	23.62-25.72	ADM	ADM	ADM	-	-
17	25.12-27.22	ADM	ADM	ADM	-	-
18	26.63-28.73	ADM	ADM	ADM	-	-

ANNEXE VI

TABLEAU SOMMAIRE DES RÉSULTATS D'ESSAI HYDRAULIQUE

FORAGE 6-50				
No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	Choc hydraulique ⁽¹⁾ K_{MOYEN} (m/s)	Injection charge cte ⁽²⁾ K_{MOYEN} (m/s)	Meilleure estimation ⁽³⁾ K (m/s)
1	19.86-23.08	-	-	-
2	22.87-26.09	-	3.6×10^{-6}	3.6×10^{-6}
3	25.87-26.09	2.9×10^{-7}	3.4×10^{-7}	3.2×10^{-7}
4	28.89-32.11	TLI	6.1×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
5	31.90-35.12	2.0×10^{-8}	4.0×10^{-8}	3.0×10^{-8}
6	34.91-38.13	3.0×10^{-7}	3.0×10^{-8}	1.7×10^{-7}
7	37.92-41.14	3.1×10^{-7}	3.4×10^{-7}	3.3×10^{-7}
8	40.93-44.15	4.9×10^{-6}	1.7×10^{-6}	3.3×10^{-6}
9	43.94-47.16	TLI	7.0×10^{-8}	7.0×10^{-8}
10	46.95-50.17	TLI	6.4×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
11	49.96-53.13	8.5×10^{-7}	7.7×10^{-7}	8.0×10^{-7}
12	52.97-56.19	TLI	1.5×10^{-7}	1.5×10^{-7}
13	55.98-59.20	TLI	4.0×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
14	58.99-62.21	TLI	3.7×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
15	62.00-65.22	TLI	5.8×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
16	65.01-68.23	TLI	3.9×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
17	68.02-71.24	TLI	7.0×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
18	71.03-74.25	TLI	10.9×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
19	74.04-77.26	TLI	7.7×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
20	77.05-80.27	TLI	1.8×10^{-7}	1.8×10^{-7}
21	80.06-83.28	TLI	5.3×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
22	83.07-86.29	TLI	5.2×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
23	86.08-89.30	TLI	ADM	$10^{-10} \text{ à } 10^{-8}$
24	89.09-92.31	TLI	5.2×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-8}$
25	92.10-95.32	TLI	1.4×10^{-7}	1.4×10^{-7}
26	95.11-98.33	TLI	ADM	$10^{-10} \text{ à } 10^{-8}$
27	98.12-101.34	TLI	4.5×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
28	101.13-104.3	TLI	6.6×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
29	104.14-107.3	TLI	6.3×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
30	107.15-110.3	TLI	2.8×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
31	110.16-113.3	TLI	3.4×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
32	113.17-116.3	TLI	2.5×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
33	116.18-119.4	TLI	1.8×10^{-7}	1.8×10^{-7}
34	119.19-122.4	TLI	2.0×10^{-7}	2.0×10^{-7}
35	122.20-125.4	TLI	4.2×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
36	125.21-128.4	TLI	2.8×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
37	128.22-131.4	TLI	2.7×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
38	131.23-134.4	TLI	2.3×10^{-7} (?)	$10^{-10} \text{ à } 10^{-7}$
39	134.24-137.4	TLI	1.0×10^{-7}	1.0×10^{-7}
40	137.25-140.4	TLI	1.6×10^{-7}	1.6×10^{-7}
41	140.26-143.4	TLI	1.4×10^{-7}	1.4×10^{-7}

(1) Calculé selon la relation donnée à la section 5.4.1.

(2) Moyenne arithmétique des valeurs de conductivité hydraulique obtenues pour des pressions d'injection différentes.

(3) Moyenne arithmétique entre (1) et (2), ou valeur de (2) si aucun résultat disponible en (1), ou estimation selon les critères illustrés à la figure 27.

FORAGE 6-51				
No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	Choc hydraulique ⁽¹⁾ K _{MOYEN} (m/s)	Injection charge cte ⁽²⁾ K _{MOYEN} (m/s)	Meilleur estimé ⁽³⁾ K (m/s)
1	6.31-9.53	8.8 x 10 ⁻⁷	6.8 x 10 ⁻⁷	7.8 x 10 ⁻⁷
2	9.32-12.54	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
3	12.33-15.55	TLI	2.1 X 10 ⁻⁷ (?)	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁷
4	15.34-18.56	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
5	18.35-21.57	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
6	21.36-24.58	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
7	24.37-27.59	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
8	27.38-30.60	AA	4.2 x 10 ⁻⁷ (?)	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
9	30.39-33.61	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
10	33.40-36.62	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
11	36.41-39.63	2.0 X 10 ⁻⁷	8.0 x 10 ⁻⁸	1.4 x 10 ⁻⁷
12	39.42-42.64	TLI	3.6 x 10 ⁻⁷ (?)	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁷
13	42.43-45.65	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
14	45.44-48.66	Ann	ADM	< 1 x 10 ⁻⁸
15	48.45-51.67	1.9 X 10 ⁻⁶	1.6 x 10 ⁻⁶	1.7 x 10 ⁻⁶
16	51.46-54.68	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
17	54.47-57.69	AA	5.9 x 10 ⁻⁷ (?)	10 ⁻¹⁴ à 10 ⁻¹⁰
18	57.48-60.70	1.4 x 10 ⁻⁶	3.0 x 10 ⁻⁷	8.6 c 10 ⁻⁷
19	60.49-63.71	AA	ADM	10 ⁻¹⁴ à 10 ⁻¹⁰
20	63.50-66.72	AA	5.0 x 10 ⁻⁷ (?)	10 ⁻¹⁴ à 10 ⁻¹⁰
21	66.51-69.73	AA	1.0 x 10 ⁻⁸	1.0 x 10 ⁻⁸
22	69.52-72.74	AA	1.0 x 10 ⁻⁸	1.0 x 10 ⁻⁸
23	72.53-75.75	TLI	1.0 x 10 ⁻⁸	1.0 x 10 ⁻⁸
24	75.54-78.76	Ann	3.0 x 10 ⁻⁸	3.0 x 10 ⁻⁸
25	78.55-81.77	TLI	ADM	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁸
26	81.56-84.78	TLI	2.3 x 10 ⁻⁷	10 ⁻¹⁰ à 10 ⁻⁷
27	84.57-87.79	AA	5.0 x 10 ⁻⁸	5.0 x 10 ⁻⁸
28	87.58-90.80	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
29	90.59-93.81	Ann	6.4 x 10 ⁻⁷	Aucune
30	93.60-96.82	4.9 x 10 ⁻⁷	2.6 x 10 ⁻⁷	3.8 x 10 ⁻⁷
31	96.61-99.83	AA	5.0 x 10 ⁻⁸	5.0 x 10 ⁻⁸
32	99.62-102.84	AA	4.0 x 10 ⁻⁸	4.0 x 10 ⁻⁸
33	102.63-105.8	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
34	105.64-108.8	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰
35	108.65-111.8	AA	ADM	5 x 10 ⁻¹² à 10 ⁻¹⁰

(1) Calculé selon la relation donnée à la section 5.4.1.

(2) Moyenne arithmétique des valeurs de conductivité hydraulique obtenues pour des pressions d'injection différentes.

(3) Moyenne arithmétique entre (1) et (2), ou valeur de (2) si aucun résultat disponible en (1), ou estimation selon les critères illustrés à la figure 27.

FORAGE 6-52				
No de l'intervalle	Localisation de l'intervalle (m)	Choc hydraulique ⁽¹⁾ K _{MOYEN} (m/s)	Injection charge cte ⁽²⁾ K _{MOYEN} (m/s)	Meilleur estimé ⁽³⁾ K (m/s)
1	1.04-3.14	-	-	-
2	2.55-4.65	-	8.1×10^{-6}	8.1×10^{-6}
3	4.05-6.15	ATR	7.9×10^{-6}	7.9×10^{-6}
4	5.56-7.66	ATR	1.2×10^{-5}	1.2×10^{-5}
5	7.06-9.16	2.7×10^{-6}	1.2×10^{-6}	1.9×10^{-6}
6	8.57-10.67	2.9×10^{-6}	2.2×10^{-6}	2.6×10^{-6}
7	10.07-12.17	ATR	4.1×10^{-6}	4.1×10^{-6}
8	11.58-13.68	8.0×10^{-7}	ADM (?)	8.0×10^{-7}
9	13.08-15.18	3.8×10^{-6}	1.1×10^{-6}	2.4×10^{-6}
10	14.59-16.69	2.1×10^{-6}	1.1×10^{-6}	1.6×10^{-6}
11	16.09-18.19	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$
12	17.60-19.70	AA	2.1×10^{-7}	2.1×10^{-7}
13	19.10-21.20	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$
14	20.61-22.71	AA	1.2×10^{-6}	1.2×10^{-7}
15	22.11-24.21	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$
16	23.62-25.72	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$
17	25.12-27.22	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$
18	26.63-28.73	AA	ADM	$5 \times 10^{-12} \text{ à } 10^{-10}$

(1) Calculé selon la relation donnée à la section 5.4.1.

(2) Moyenne arithmétique des valeurs de conductivité hydraulique obtenues pour des pressions d'injection différentes.

(3) Moyenne arithmétique entre (1) et (2), ou valeur de (2) si aucun résultat disponible en (1), ou estimation selon les critères illustrés à la figure 27.