Université des Sciences et Technologies de LILLE Laboratoire de Mécanique de LILLE Équipe Matériaux Fragiles

Soutenance de

50376

1995 363

#### M. Christophe SIMON

pour l'obtention de la thèse de Doctorat en Génie Civil de l'Université de LILLE sur le thème

# Étude et réalisation d'un système de reconnaissance à l'avancement devant un tunnelier

Soutenue en juin 1995

8111195

Rapporteur

Rapporteur

devant le jury composé de :

MM. R. KASTNER J. RAGOT F. CREMOUX J.P. HENRY C. MIGNONAT A. SCHWENZEFEIER INSA Lyon INPL Nancy Université de Bordeaux I EUDIL FCB CETu



## TABLE DES MATIERES

| Liste des illustrations  |
|--|
| Bibliographie  |
| I – INTRODUCTION   |
| I 1 – Présentation des tunneliers, domaine d'utilisation14                     |
| I 2 – Position et but du projet16  |
| II – ETAT DE L'ART   |
| II 1 – Reconnaissance qualitative, techniques utilisées et modéles déterminés  |
| II 1 a – Aptitude au forage des roches22                                       |
| II 1 b – Dureté d'une roche24  |
| II 1 c – Abrasivité d'une roche26  |
| II 2 – Reconnaissance géotechnique, techniques utilisées et modéles déterminés |
| II 2 a – Approche du travail d'un pic29  |
| II 2 b – Etudes de l'interaction outil / sols                                  |
| II 3 – Relation théorique entre les efforts de coupe et les caractéristiques   |
| geolechniques ues sols excuves   |
| II 3 a - Inversion de la théorie de ERNST et MERCHANT                          |
| II 4 – Synthèse46  |
| III – DISPOSITIF INSTRUMENTAL  |
| III 1 – But recherché et proposition de méthode                                |

| III 2 – Description du système adopté | 51 |
|---------------------------------------|----|
| III 3 – Mise en oeuvre                | 55 |
| III 4 – Résultats obtenus             |    |

### IV - DECOUPAGE EN ZONES HOMOGENES PAR L'ENTROPIE...... 60

| IV1 – Approche théorique | 61 |
|--------------------------|----|
|--------------------------|----|

| IV 2 – Application sur un signal simple | 63 |
|---|----|
| IV 2 a – Courbe en cloche               | 63 |
| IV 2 b – Courbe (sin x / x)             |    |
| IV 2 c – Signal réel                    | 72 |

### 

| VI | - Approche théoriqu | e7 | '9 |
|----|---------------------|----|----|
|----|---------------------|----|----|

| V2 – Application sur un signal simple | 82 |
|---------------------------------------|----|
| V 2 a – Courbe en cloche              | 82 |
| V 2 b – Courbe (sin x / x)            |    |
| V 2 c – Signal réel                   |    |

| VI - TRAITEMENT COMPARATIF DE PLUSIEURS SIGNAUX |     |
|---|-----|
| VI 1 – Signal 1                                 | 97  |
| VI 2 – Signal 2                                 |     |
| VI 3 – Signal 3                                 | 101 |
| VI 4 – Signal 4                                 |     |
| VII – SYNTHESE GENERALE                         |     |

## LISTE DES ILLUSTRATIONS

#### Chapitre 1 - Introduction

| Figure I-1 : Disque de coupe d'un tunnelier FCB – KHI équipé de différents outils d'abattage, molettes, scarificateurs et couteaux. Doc. FCB   |
|--|
| Figure I-2 : Origines et évolutions des tassements sous un tunnelier. Doc. FCB   |
| <u>Chapitre 2 – Etat de l'art</u>  |
| Figure II-1 : Volume Elémentaire Représentatif et échelle d'observation  |
| Figure II-2 : Type d'action d'un outil (molette) sur une roche   |
| Figure II-3 : Diminution de la pénétration du foret au cours du temps du à l'accumulation de débris,<br>et définition de la dureté   |
| Figure II-4 : Relation dureté / effort de refoulement pour différentes roches  |
| Figure II-5 : Ajustement dureté / Résistance à la Compression  |
| Figure II-6 : Evolution de la pénétration d'un foret dans une roche en fonction du temps. A – roche tendre abrasive;<br>B – roche dure abrasive; C – roche dure peu abrasive   |
| Figure II-7 : Relation abrasivité / vitesse d'usure d'un outil   |
| Figure II-8 : Nocivité d'un terrain sur les performances d'une machine. Zone A : bonne adéquation machine / terrain;<br>Zone B : mauvaise utilisation de la machine; Zone C : évolution dans des terrains favorables |
| Figure II-9 : Différents outils d'abattage pour tunneliers   |
| Figure II-10 : Diférentes formes de dents de godets  |
| Figure II-11 : Principe d'un outil basculant   |
| Figure II-12 : Géométrie de coupe d'après ERNST & MERCHANT   |
| Figure II-13 : Décomposition des efforts (ERNST & MERCHANT)  |
| Figure II-14 : Différents modes de rupture des sols  |
| Figure II-15 : Evolution des modes de rupture des sols   |
| Figure II-16 : Géométrie de coupe d'après NISHIMATSU   |
| Figure II-17 : Type de signaux recueillis par NGUYEN et al   |
| Figure II-18 : Effort de coupe en fonction de l'angle de coupe γ   |
| Figure II-19 : Relation entre l'angle de frottement outil - matériau et les forces appliquées  |
| Figure II-20 : Probléme classique de la butée  |
| Figure II-21 : Prisme de COULOMB   |
| Figure II-22 : Position des efforts mesurés par NGUYEN et al   |

| Figure II-23 : Définition des surfaces d'application des forces.                  | 38 |
|---|----|
| Figure II–24 : Interaction entre outils.  | 39 |
| Figure II-25 : Position des efforts mesurés par SAMUEL & SEOW.                    | 40 |
| Figure II–26 : Comparaison pousée de la machine / effort sur l'outil              | 41 |
| Figure II–27 : Surface rectangulaire utilisée par NGUYEN et surface trapézoïdale. | 45 |

#### Chapitre 3 – Dispositif instrumental

| Figure III-1 : Plan de définition de l'instrumentation   | 52 |
|--|----|
| Figure III-2 : Schématisation des efforts s'exerçant sur l'instrumentation.  | 53 |
| Figure III-3 : Définition de la chaîne d'acquisition   | 54 |
| Figure III-4 : Log stratigraphique du bassin de Paris.   | 56 |
| Figure III-5 : Type de signal enregistré sur une voie de l'instrumentation.  | 57 |
| Figure III-6 : Analyse statistique : histogramme de la fréquence des amplitudes des signaux bruts  | 58 |
| Figure III-7 : Analyse statistique : histogramme de la fréquence des amplitudes de cinq signaux bruts sommés                                   | 59 |
| Figure III-8 : variation des efforts en chaque point de mesure sur une rotation du disque de coupe<br>et variation du coefficient de variation | 59 |

### Chapitre 4 - Découpage en zones homogènes par l'entropie

| Figure IV-1 : Courbe en cloche et entropie $E_1$  |
|---|
| Figure IV-2 : Courbe en cloche et entropie E2b  |
| Figure IV-3 : Courbe en cloche et entropie E2a  |
| Figure IV-4 : Courbe en cloche et somme des entropies E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi)   |
| Figure IV-5 : Courbe en cloche et somme des entropies E2 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi)   |
| Figure IV-6 : Courbe en cloche et somme des entropies E3 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi)   |
| Figure IV-7: Courbe en cloche et somme des entropies E5 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi)67  |
| Figure IV-8 : Courbe (sin x / x) et entropie E1 en lecture croissante (de xi à xn)  |
| Figure IV-9 : Courbe (sin x / x) et sommation des entropies E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi)68   |
| Figure IV-10 : Courbe (sin x / x) et différentes formes d'entropies en lecture croissante (de xi à xn)<br>a) E2 ; b) E3 ; c) E5   |
| Figure IV-11 : Courbe (sin x / x) et différentes formes d'entropies en lecture croissante (de xi à xn)<br>et décroissante (de xn à xi) sommées. a) E2 ; b) E3 ; c) E570 |

| Figure IV-12 : Courbe (sin x / x) et sommation des entropies E1 croissante (de xi à xn)<br>et décroissante (de xn à xi) selon différents coefficients directeur d'une dérive linéaire71   |
|---|
| Figure IV-13 : Signal réel et entropie E1 en lecture croissante (de xi à xn). A : entités pouvant être "visuellement"<br>isolées dans le signal ; B : bruit de fond ; C : paliers identifiés par le traitement à l'aide de l'entropie72 |
| Figure IV-14 : Signal réel et entropie E3 en lecture croissante (de xi à xn)  |
| Figure IV-15 : Signal réel et entropie E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi) sommées  |
| Figure IV-16 : Signal carré théorique et entropie E1 croissante (de xi à xn)<br>et décroissante (de xn à xi) (de xi à xn) sommées   |
| Figure IV-17 : Signal pré - traité résultant de la sommation de quatre signaux élémentaires   |
| Figure IV-18 : Sommation de quatre signaux élémentaires repositionnés74   |
| Figure IV-19 : Sommation de quatre signaux élémentaires et entropie résultante ER1  |
| Figure IV-20 : Signal réel et illustration de différentes dérives possibles   |
| Figure IV-21 : Intensité de l'effort de poussée appliqué sur un outil selon l'excentration du centre de poussée<br>et la position de l'outil sur le front de taille   |
| Figure IV-22 : Signal réel et excentricité du centre de poussée   |
| Chapitre 5 – Découpage en zones homogènes par séparation géométrique  |
| Figure V-1 : Définition d'un domaine de référence d'un espace à deux dimensions   |
| Figure V-2 : Répartition des formes d'une courbe en cloche dans un espace $\{x_i; x_{i-1}\}$ 83   |
| Figure V-3: Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degrés de discrétisation : A) 5 ; B) 15 ; C) 55. (pas d'échantillonnage : 0.1)83                          |
| Figure V-4 : Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.01)                                   |
| Figure V-5 : Répartition des formes d'une courbe en cloche dans un espace $\{ x_i-x_{i-1} ; (x_i+x_{i-1})/2\}$  |
| Figure V-6 : Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation<br>géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.1)                                 |
| Figure V-7 : Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.01)                                   |
| Figure V-8 : Graphe de sélection des facteurs à utiliser pour la méthode de la séparation géométrique   |
| Figure V-9: Répartition des formes d'une courbe (sin x / x) dans un espace $\{x_i; x_{i-1}\}$   |
| Figure V-10 : Courbe (sin x / x) et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode géométrique pour différents degrés de discrétisation : A) 5 ; B) 15 (pas d'échantillonnage : 0.1) ; C) 15 (pas d'échantillonnage : 0.01). 87    |
| Figure V-11 : Répartition des formes d'une courbe $(\sin x / x)$ dans un espace $\{ xi - xi-1 ; (xi + xi-1)/2\}$  |

| Figure V-12 : Courbe (sin x / x)                       | et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique  |
|--|---|
| avec un faible deg                                     | é de discrétisation (5) pour un pas d'échantillonnage de A) 0.1 ; B) 0.01   |
| Figure V-13 : Courbe (sin x / x)<br>avec un degré de d | et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique iscrétisation moyen (15) pour un pas d'échantillonnage de A) 0.1 ; B) 0.01 |
| Figure V-14 : Répartition des fo                       | rmes dans un espace A) $\{x_i; x_{i-1}\}$ ; B) $\{ x_i - x_{i-1} ; (x_i + x_{i-1})/2\}$   |
| Figure V-15 : Signal réel et déco                      | pupage en zones homogènes par la méthode de séparation géométrique.   |
| A) espace {x <sub>i</sub> ; x <sub>i-</sub>            | 1} avec un degré de discrétisation de 15 ; B) espace $\{ x_i-x_{i-1} ; (x_i + x_{i-1})/2\}$   |
| avec un degré de c                                     | discrétisation de 12  |
| Figure V-16 : Dissécation d'un s                       | ignal réel : bruit (A) + zones homogènes (B) = signal réel (C)90  |
| Figure V-17 : Sommation de qu                          | atre signaux réels correspondant à quatre tours consécutifs et approche   |
| visuelle des entités                                   | présentes   |
| Figure V-18 : Répartition des fo<br>dans un espace A)  | rmes du signal résultant de la sommation de quatre tours consécutifs ${x_i ; x_{i-1} }$ ; B) ${ x_i - x_{i-1}  ; (x_i + x_{i-1})/2}$ 92                     |
| Figure V-19 : Signal résultant de                      | e la sommation de quatre tours consécutifs et séparation en zones homogènes dans un   |
| espace {x <sub>i</sub> ; x <sub>i-1</sub> }            | avec un degré de discrétisation de 10. A) traitement brut ; B) traitement après   |
| suppression des zo                                     | nes d'ombre   |
| Figure V-20 : Comparaison de c                         | eux partitions. A) partition subjective ; B) partition automatique par la méthode   |
| de séparation géor                                     | nétrique  |
| Figure V-21 : Représentation su                        | chantier des efforts mesurés sur le système de reconnaissance   |

#### Chapitre 6 - Traitement comparatif de plusieurs signaux

Pour chaque signal présenté :

Le signal juxtaposé à l'entropie E et à l'entropie résultante ER

Le signal replacé en configuration d'acquisition

Traitement du signal par la séparation géométrique dans le plan  $\{x_i\,;\,x_{i-1}\}$ 

 $Traitement \ du \ signal \ par \ la \ séparation \ géométrique \ dans \ le \ plan \ \{|x_i - x_{i-1}|; \ (x_i - x_{i-1})/2\}$ 

## **BIBLIOGRAPHIE**

- A.F.T.E.S., Proposition relatives aux mesures et essais à effectuer dans le cadre d'un chantier de creusement mécanique.
- A.F.T.E.S., Texte des recommandations pour une description des massifs rocheux utile à l'étude de la stabilité des ouvrages souterrains.
- BINGHAM M.G., (1965), Une nouvelle méthode d'interprétation de la forabilité des roches, Oil & Gas Journal, novembre 1965.
- BONHEUR A., CREMOUX F., MALZAC J., (1990), Contribution à une meilleure utilisation des diagraphies de forage, Diagraphies et mécanique des terrains, Journée d'étude des 13 et 14 nov. 1990 à Bordeaux, 197-210.
- BORG J., FRIEDMAN M., HANDIN J., HIGGS D.V., (1979), Experimental Deformation of St Peter Sand : a Study of Cataclastic Flow, Mem. Geol. Soc. Am, 133–191.
- BRU J., LEDOUX J.L., MENARD J., WASCHKOWSKI E., (1983), Les diagraphies et les essais de mécanique des sols en place, Bulletin de l'Association Internationale de Géologie de l'Ingénieur, n°26-27, 25-32.
- CAILLEUX J.B., TOULEMONT M., (1983), La reconnaissance des cavités souterraines par méthodes diagraphiques, Bulletin de l'Association Internationale de Géologie de l'Ingénieur, n°26-27, 33-42.
- CHAPEAU C., (1991), Auscultation du sol pendant le creusement, Tunnels, n°107, Sept.-Oct. 1991, 235-244.
- CODER M., (1973), Etudes expérimentales sur le comportement des roches au forage. Thèse (cristallographie minéralogie), Univ. Paul Sabatier Toulouse.
- CODER M., PERAMI R., (1974), Aptitude au forage des roches essais de laboratoire, Annales ITBTP, n°322, Nov. 1974, 93–104
- CORBETTA F., DEMILECAMPS L., (1994), Accidents géologiques en travaux souterrains, Travaux, nº698, Mai 1994, 20–27.
- CORNEJO L., (1989), Instability at the Face : its Repercussions for Tunnelling Technology, Tunnels and Tunneling, April 1989, 69–74.
- CREMOUX F., MALZAC J., MORLIER P., (1990), Rapport d'activité du Laboratoire de génie civil de l'Université de Bordeaux I, Diagraphies et effet d'échelle.
- DAVIS L.S., (1975), A Survey of Edge Detection Technique, Computer Graphics and Image Processing, Vol. 4, 248–270.

- DUCHAMPS J.M., (1988), Apport des techniques statistiques pour l'exploitation des diagraphies instantanées en Génie Civil, Thèse Université de Bordeaux I, n°273.
- DUFFAUT P., (1967), Effet d'échelle dans l'écrasement de blocs de forme irrégulière, Colloque sur le fissuration des roches, Paris.
- FENN D, BOWLES B.A., DAVID J.F., PRUTHEROE B.E., (1981), The in-situ Measurement of Dynamic Cutter Forces on a Raiseborer earning Head. Mining Technology Laboratory, Chamber of Mines of South Africa, Research Rept N
  <sup>•</sup> 18/81.
- FOURMAINTRAUX D., (1972), Machines foreuses pour tunnels et galeries. Techniques et bases théoriques de l'abattage mécanique des roches. Lab. Des Ponts et Chaussées, Rapport de recherche n°20.
- GARNER W.E., (1967), Cutting Action of a Single Diamond under Simulated Borehole Conditions, Soc. Pet. Eng. I., juillet1967, 937 942.
- GAUTHIER G., BARON G., (1963), Classement des roches préliminaire à une étude de forabilité, Etude bibliographique, Revue de l'Institut Français du Pétrole, mars 1963.
- GIRARD H., MORLIER P., (1987), Exploitation des paramètres de forage en génie civil, Annales ITBTP, n°454, mai 1987, 83–107.
- GOBETZ F.W., (1973), Development of a Boring Machine Cutter Instrumentation Program, Final Rept, United Aircraft Research Laboratories to Dept of teh Interior, USBM contract H0122072 UARL Rept M.971373-10, juin 1973, 157 p.
- GUICHARD T., CHAMPETIER DE RIBES F., (1993), Creusement des tunnels en terrain karstique, Infrastructures souterraines de transports, Reith (ed.), Balkema, Rotterdam, 233-240.
- HABIB P., NGUYEN MINH D.,(1975), Augmentation de la dureté des roches sous l'effet des contraintes tangentielles, Cahier n°7, Comité Français de Mécanique des Roches, Rev. Ind. Min..
- HANDIN J., HAGER Jr R., FRIEDMAN M., FEATHER J.N., (1963), Experimental Deformation of Sedimentary Rocks under Deformation Pressure : Pore Pressure Test, Bull. Am. Ass. Petrol. Geol., 47, 717-755.
- HIGGINS R.J., HIGNETT H.J., (1975), Monitoring Forces on Rock Cutting Tools, Tunnels & Tunnelling, July 1975, 39-41.
- HIGNETT H.J., SNOWDON R.A., TEMPORAL J, (1977), Tunnelling Trials in Chalk : Rock Cutting Experiments. Dept of the Environnement/Transport.
- HOPKINS M.J., FODEN R.J., (1979), The In-situ Measurement of Dynmic Cutter Forces on Raiseborer reaming Heads, Int. Conference on Mining and Machinery, Brisbane, 2 6 July 1979, 335–338.
- HUSTRULID W.A., (1972), A Comparaison of laboratory Cutting Results and Actual Tunnel Boring Performance, RETC Proc., Vol. 2, 1299–1323.

Inc. (1992), Les reconnaissances, Tunnels nº110, Mars-Avril 1992, 78-89.

Inc. (1992), Franchissement d'une zone karstique, Tunnels nº110, Mars-Avril 1992, 122-128.

- JUMIN P., (1989), Etudes statistiques et développement de l'entropie pour l'interprétation des diagraphies instantanées en génie civil, D.E.A. Université de Bordeaux I.
- MAGNAN J.P., BAGHERY S., (1982), Statistiques et probabilités en mécanique des sols, état des connaissances, Rapport de recherche LCPC n°109, janvier 1982.
- MANDEL J., (1962), Problèmes de déformation plane (et de contrainte plane) pour les corps parfaitement plastiques, Séminaire de plasticité, Ed. J. Mandel, PS. T, n°116.
- MORLIER P., (1971), Sur le comportement des roches fragiles avant la rupture, Symp. Soc. Int. Mécanique des roches, Nancy.
- MORLIER P., AMOKRANE K., DUCHAMPS J.M., (1989), L'effet d'échelle en mécanique des roches, recherche de dimensions caractéristiques, Rev. Franç. Géotech;, n°49, Oct. 1989, 5–13.
- MORRELL R.J, BRUCE W.E., LARSON D.A., (1970), Tunnel Boring Technology Disk Cutter Experiments in Sedimentary and Metamorphic Rocks, US Dept of the Interior, USBM RI 7410, July 1970.
- NGUYEN M. D., (?), Processus local de destruction des roches par un outil de forage, Revue Franç. Géotech. n°5, 57-62.
- NGUYEN M. D., (1975), Contribution à l'étude de la "taille" des roches, Revue de l'Institut Français du Pétrole, Vol. XXX, n°3, Mai Juin 1975, 473-498.
- NGUYEN M. D., KEBDANI S., (1990), Rapport de synthèse sur l'étude concernant l'argile de Roubaix, P.N. A.F.T.E.S. 85–90, thème 9 – Amélioration des outils d'abattage.
- NISHIMATSU Y., (1972), The Mechanics of Rock Cutting, Int. J. Rock Mech. Min. Sc., Vol. 9, 261-270.
- NISHITAKE S., (1990), Advanced Technologiy Realize High-performance Earth Pressure Balanced Shield, Franchissements souterrains pour l'Europe, LEGRAND (ed.), Balkema, Rotterdam, 291-302.
- POMEROY M.J., BURNEY A., (1963), A Laboratory Study of the Effect of Cutting Speed on the Performance of Two Coal Cutter Picks, Colliery ngng, 40,51–54, 111–114.
- POOLE D., (1987), The Effectiveness of Tunnelling Machines, Tunnels & Tunneling, Jan. 1987, 66-67.

POSTAIRE J.G., (1987), De l'image à la descision, ed. BORDAS.

- QUEBAUD S., MOREL E., HENRY J.P., (1992), Proposition of a Method for the Study of the Microtunnelling Machine Behaviour and the Soil – structure Interaction, Proc. of the Int. Conf. « No Trenches in Town », NO DIG 92, Paris, Henry et Mermet ed., Balkema, 11–14.
- ROCK I, (1975), Introduction to Perception, Macmillan, New-York.

SALENCON J., (1974), Théorie de la plasticité pour les applications à la mécanique des sols, Ed. Eyrolle.

- SAMUEL A.E., SEOW L.P., (1984), Disc Force Measurement on a Full-face Tunnelling Machine, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., Vol. 21, n<sup>•</sup>2, 83-96
- SCHREINER L., PETROVA O., (1958), Propriétés mécaniques et abrasives des roches, trad. Neyfor (t. 1534).
- SCHWENZFEIER, CHAPEAU, (1987), Reconnaissance du sous-sol et creusement au bouclier, journées d'études E.N.P.C. du 15 au 17 déc. 1987.
- SEKPEY N.K., (1990), Des recherches en eau souterraine du socle cristallin côtier du Ghana employant la méthode de géophysique électrique, 6ème Congrès International de AIGI, Balkema, Rotterdam, 1403-1408.
- SELLAMI H., FAIRHURST C., DELIAC E., DELBAST B., (1989), Le rôle des contraintes in-situ et de la pression de boue sur la vitesse de pénétration des outils PDC, Rock at Great Depth, Maury & Fourmaintraux (éd.), Balkema, Rotterdam, 769-777.
- SOMERTON W.H., ESFANDIARI F., SINGHAL A., (1969), Compléments d'études de la relation entre les propriétés physiques des roches et leur forabilité, Revue de l'Institut Français du Pétrole, janvier 1969.
- TAKAOKA S., HAYAMIZU H, MISAWA S., (1973), Studies on the Cutting of Rock by Rotary Cutters Part 1 : Rock Cutting by Disk Cutters. Tunnels & Tunnelling, March 1973.
- TILLARD S., GRIMAUD P., (1990), Détection d'anomalies géologiques par prospection RADAR, Diagraphies et mécanique des terrains, Journée d'étude des 13 et 14 nov. 1990 à Bordeaux, 133-150.
- VALANTIN A., (1974), Description des tests CERCHAR "dureté et abrasivité des roches", Annales ITBTP, n°322, Nov. 1974, 88–92.
- VAN KESTEREN W.G.M., BISSCHOP F., (1992), The Excavation Behaviour of Soils in Trenchless Tunnelling Techniques, No Trenches in Town, Henry & Mermet (ed.), Balkema, Rotterdam.
- VAN OS A.G., LEUSSEN W., (1987), Basic Research on Cutting in Saturated Sand, Journal of Geotechnical Engineering, Vol. 113, n°12, december 1987.
- VASSEUR C., POSTAIRE J.G., (1979), Convexité des fonctions de densité : application à la détection des modes en reconnaissance des formes, R.A.I.R.O. automatique / Systems Analysis and Control, Vol. 13, n°2, 171–188.
- VLADISVAEV N.S., (1959), Destruction des roches dans le forage des puits, Moscou, Trad. Neyfor (t. 1489).

WALLIS S., (1988), More Bite for less Money, Tunnels & Tunnelling, Nov. 1988, 43–46.

- WARREN T.M., (1981), Drilling Model for Soft Formation Bits, Journal of Petroleum Technologie, juin 1981.
- WHITTAKER B.N., (1990), Recent Advances in Mechanical Excavation, Word Tunnelling, Nov. 1990, 404–410.

# Chapitre I

## **INTRODUCTION**

#### **I – INTRODUCTION**

Avec le développement et la densification des réseaux urbains, les collectivités locales ou nationales, ainsi que les grands décideurs, sont amenés à émettre de nouveaux projets d'aménagement et de communication.

Sous les pressions conjuguées des contraintes environnementales et de la préservation de la qualité de vie des citadins, mais aussi en fonction des contraintes naturelles, la réalisation de ces projets est de plus en plus envisagée en intégrant des solutions techniques enterrées. En outre, si le projet est suffisamment profond, les risques d'interception de fondations, de réseaux anciens ou récents, de vestiges et de remblais sont limités ce qui permet de proposer des tracés quasi-optimums.

#### *I* 1 – PRESENTATION DES TUNNELIERS, DOMAINE D'UTILISATION

Jusque vers 1960, la nécessaire réparation des dommages nationaux résultant de la seconde guerre mondiale absorba la presque totalité des énergies.

Ces dommages de toute nature ont été de gravité très différentes. Certains pays avaient conservé leurs possibilités aux plans humain, industriel et financier. Les U.S.A. étaient dans ce cas. Nous pouvons alors comprendre que dans la compétition commerciale d'après guerre, ces pays furent en mesure d'imposer leur supériorité dans de nombreux domaines, notamment dans la mise au point de techniques innovantes.

Ce fut le cas pour les techniques relatives au creusement des tunnels. Les premières machines de creusement mécanisé pour tunnels, les tunneliers, vinrent donc d'Amérique. Ces matériels avaient alors des performances variables et leur domaine d'application était limité aux terrains moyennement durs. Il s'installa par conséquent une domination technique et commerciale des firmes américaines qui cessa à l'apparition des machines anglaises, allemandes et japonaises.

Le procédé japonais notamment était d'un type totalement différent. Dénommé "boucliers à pression de boue", il est particulièrement bien adapté aux terrains meubles et aquifères, mais assez homogènes, rencontrés au Japon. La dernière génération de machines, également d'origine japonaise, dénommée "boucliers à pression de terre", occupe à l'heure actuelle 60% du marché au Japon.

Ces types de tunneliers, à pression de boue ou de terre, ont la particularité de réaliser toutes les opérations essentielles du percement d'un tunnel telles que :

#### • l'abattage du terrain :

Il est réalisé à l'aide d'une tête de coupe circulaire (figure I-1). Cette tête supporte en général trois types d'outils :

- les outils de coupe ou couteaux (cutter bits) destinés à découper les terrains tendres (sols),
  les scarificateurs, disposés en avant des couteaux, qui déchiquetent le terrain,
- ♦ les molettes (roller bits) dont la fonction est de fracturer les roches, et qui sont placées en avant des scarificateurs.

Chapitre I - Introduction

• le soutènement du front de taille par l'application d'une pression :

La pression est générée soit par un fluide (tunnelier à pression de boue ou type "slurry"), soit par la terre excavée (tunnelier à pression de terre ou type "E.P.B.S."). Elle permet de maintenir une contrepression s'opposant à la poussée des terres du front de taille ainsi qu'à la poussée hydrostatique de l'eau contenue dans les sols.



Figure I-1 : Disque de coupe d'un tunnelier FCB – KHI équipé de différents outils d'abattage, molettes, scarificateurs et couteaux. Doc. FCB.

• l'évacuation des déblais à l'arrière de la machine :

Cette évacuation est assurée soit par des conduites hydrauliques dans le cas des tunneliers à pression de boue, soit par un transporteur à bande puis par des wagons pour les tunneliers à pression de terre.

#### • la pose du revêtement final du tunnel :

Ce revêtement est composé d'anneaux en béton préfabriqué ou métalliques, fractionnés en plusieurs parties (voussoirs) mises en place successivement par le tunnelier à l'abri de la jupe. Ce revêtement est ensuite bloqué dans le terrain par une injection de mortier qui va remplir le vide laissé par l'excavation et le diamètre extérieur de l'anneau.

Chapitre I - Introduction

#### • le maintient des terres sus-jacentes au tunnelier.

Cette fonction est réalisée par l'intermédiaire de la jupe (le corps circulaire du tunnelier) pour éviter les tassements en surface.

Pour les projets dont le tracé se déroule dans des terrains rocheux, la technique de creusement pourra être soit traditionnelle (explosifs), soit réalisée à l'aide de tunneliers "pleine face" adaptée aux roches (TBM : Tunnel Boring Machine), soit à l'aide de machines à "attaque ponctuelle", soit enfin par des techniques particulières (prédécoupage mécanique, nouvelle méthode autrichienne).

Mais en général, du fait de l'implantation des citées à proximité des cours d'eau, le sous-sol est souvent constitué de terrains alluvionnaires et aquifères. Dans ces conditions particulières, l'exécution du projet se fera inévitablement à l'aide de tunneliers à "front pressurisé" (pression de boue ou pression de terre). Ces méthodes de creusement de type "fermées" ont ainsi remplacées avantageusement les méthodes traditionnelles pour le franchissement des zones sensibles et délicates.

Cette technique du creusement d'ouvrages souterrains à l'aide de tunneliers s'est énormément développée au Japon, où il n'est plus possible de perturber les communications dans les grandes métropoles par des travaux importants. Or, parallèlement à la croissance des concentrations humaines, les besoins de communication augmentaient (nouvelle ligne de métro, développement des liaisons autoroutières, croissance des connexions filaires (téléphone, électricité), extension des réseaux d'adduction d'eau et d'assainissement. L'utilisation des tunneliers s'est alors imposée d'une part, sous la pression des autorités qui pénalisent fortement les travaux nécessitant de grandes surfaces pour se réaliser et d'autre part, par les initialisateurs des projets de communication qui peuvent désormais concevoir des projets très difficilement réalisables par d'autres techniques (Trans Tokyo Bay par exemple).

Ce n'est que tardivement que cette technique s'est implantée en France avec la construction entre autres des tunnels T.G.V. de Villejust et la construction de nouveaux réseaux de métro, à Lille, Lyon et Paris, mais surtout avec la concrétisation du tunnel sous la Manche.

le creusement mécanisé par tunnelier apporte des avantages indéniables sur les techniques de construction à ciel ouvert de part :

- ♦ la réduction de l'impact des travaux sur l'environnement urbain,
- ♦ la réduction des nuisances pour les riverains,
- ♦ le renforcement de la sécurité des travaux,
- la réduction des coûts et des délais des travaux.

#### *I 2 –POSITION ET BUT DU PROJET.*

Si les travaux à l'aide des tunneliers s'avèrent très sécurisant pour les hommes mais aussi pour l'ouvrage et la machine elle-même, il n'en demeure pas moins que ce type de foration apporte ses contraintes, notamment sur la conduite (Corbetta 1994, Guichard 1993). Cette dernière doit être maîtrisée pour éviter la génération de désordres importants, tel qu'un fontis par exemple (Cornejo 1989).

Un fontis est caractérisé par une convergence des terres vers le tunnelier. Cette convergence est provoquée par une décompression des terres devant la machine pouvant induire des désordres (tassements) très importants en surface (figure I-2).

Cette décompression peut avoir diverses raisons telle que la rencontre par le tunnelier d'une modification ponctuelle de la géologie (karst par exemple) à l'origine d'un déséquilibre entre les pressions d'excavation des terres du massif et le fluide de pression (boue ou terre).



Figure I-2 : Origines et évolutions des tassements sous un tunnelier. Doc. FCB.

Face aux désordres majeurs que peuvent provoquer les fontis (destruction de réseaux, ruine de bâtiments), il est nécessaire de stopper la machine pour permettre un traitement du terrain en consolidation, depuis la surface ou à partir de la machine, entraînant une perte de productivité du complexe homme/machine ainsi qu'un surcoût pour le chantier.

Le fait de travailler à l'intérieur de la jupe ne permet pas également d'avoir un contact visuel avec le terrain à excaver. Toute interprétation sur son type, sa qualité, son comportement sous la taille est étrangère à la connaissance du pilote et des responsables du fonctionnement de la machine. Or cette information est utile pour connaître les zones du front de taille susceptibles de permettent des venues d'eau, ou des fuites du fluide de forage, mais aussi les zones de plus ou moins forte résistance, surtout dans les secteurs où la géologie est très chahutée (zones faillées ou karstiques).

De la même manière, en caractérisant géotechniquement le front de taille il peut être possible d'optimiser par rapport au terrain le fluide de forage à utiliser en type (bentonite, mousse, eau,...), en qualité (pourcentage de fines, concentration en agent moussant,...) et en quantité (pourcentage d'injection).

Une autre conséquence de l'inaccessibilité du front de taille est l'impossibilité de connaître l'état d'usure des outils de coupe. Or, des outils trop usagés pénalisent le rendement de la machine. Il est donc nécessaire de prévoir des arrêts de travail pour pénétrer dans la chambre et changer les outils, sans savoir au préalable leur état d'usure. Les taux de remplacement des outils sont en effet difficile à prédire car ils nécessitent de combiner à la fois les caractéristiques géologiques et géotechniques des terrains, l'interaction outil / sol (ou roche) ainsi que les paramètres mécaniques de la machine.

Aujourd'hui, il n'existe pas de dispositifs permettant de répondre a la globalité de ces questions (Nishitake 1990). Différents procédés existent pourtant qui tentent d'apporter une réponse individuelle à chaque problème, mais il ne sont que très rarement mis en oeuvre de par leur difficulté de mise en place ou leur réponse différée.

L'objectif de cette thèse est de réaliser un dispositif de reconnaissance à l'avancement devant un tunnelier, basé sur la connaissance des efforts s'appliquant sur un outil de coupe. Ces efforts seront mis en relation avec les caractéristiques des terrains en cours d'excavation à l'aide d'une théorie mécanique.

Ce système est destiné à remplir simultanément quatre tâches :

- la première sera de reconnaître les différents terrains en cours d'excavation. Nous savons que les caractéristiques mécaniques des terrains vont influer sur les efforts supportés par un outil de coupe. La connaissance de leurs variations nous permettra de localiser et d'identifier les terrains en cours de creusement.
- la seconde consiste à assurer la détection de fontis devant la machine. Un fontis se caractérisant, comme il l'a été dit précédemment, par une décompression du terrain, il en résulte par conséquence une plus faible résistance à la coupe qui sera alors détectée et localisée sur tout le pourtour du disque de coupe. De plus, ce phénomène pourra être mis en évidence dés le début de sa formation entraînant une réaction plus rapide du pilote pour le contrer, ceci afin d'éviter les actions lourdes et coûteuses nécessaires lorsque les fontis sont détectés plus tardivement dans leur développement.
- ces deux précédentes tâches permettent de réaliser la troisième en fournissant les éléments nécessaires pour dresser un profil géologique (qualitatif) et géotechnique (quantitatif) de l'ouvrage en construction. Cette tâche sera exécutée en collectant et en archivant différentes "images" du front de taille données par le système. Cette fonctionnalité permettra au maître d'ouvrage d'obtenir un profil géologique détaillé sur lequel seront précisées les zones ayant eût tendance à évoluer en fontis, ce qui facilitera le suivi de la vie de l'ouvrage.
- la quatrième tâche du système sera d'évaluer l'usure des outils de coupe en quantifiant leur baisse de rendement, dans la mesure ou le terrain excavé et le terrain de référence sont identiques. Cette appréciation de l'usure sera utile pour déterminer la date optimale de remplacement des outils en la prévoyant suffisamment à l'avance pour l'intégrer dans la gestion du chantier.

Pour réaliser ces fonctions il a été défini un système particulier combinant deux outils de coupe classique type japonais supporté par un porte outil pivotant autour d'un axe instrumenté. Ce système est décrit dans le détail plus loin dans l'exposé.

Les chapitres suivants présenterons dans un premier temps un apperçu des connaissances sur le travail des outils. Les tentatives précédentes de mesure des efforts sur des outils seront analysées pour en sortir les informations nécessaires à notre démarche et une tentative de corrélation entre des efforts et des paramètres géotechniques sera présentée. Le système de reconnaissance sera ensuite présenté ainsi que l'environnement dans lequel il a été mis en oeuvre. La connaissance des caractéristiques géomécaniques à partir des efforts de taille passe par l'analyse de ces signaux, notamment en recherchant en leur sein les différentes entités homogènes qui les composent. Un chapitre sera donc consacré à chacunes des méthodes d'isolement des individualités d'un signal.

## Chapitre II

## ETAT DE L'ART

#### **II - ETAT DE L'ART**

La connaissance des efforts s'appliquant sur un outil de coupe n'est pas une idée nouvelle dans le domaine des travaux miniers (Bingham 1965), puis par la suite dans les travaux publics avec le développement des tunneliers dans ce secteur économique. Elle a été la base d'axes de recherche, plus ou moins confidentiels, visant à comprendre la rupture des outils, ainsi que leur usure, en adéquation avec les types de formations géologiques excavées. Ces informations servaient alors de base aux calculs de définition des machines d'excavation (Wallis 1988).

Ces études, initialisées dans les années 1970 – 1980, ont dans leur majorité été réalisées aux USA et en Afrique du Sud, en raison du fort développement de l'abattage mécanisé dans les mines. En France, c'est essentiellement au CERCHAR et à l'Ecole des Mines de Paris que l'on doit les principales recherches sur l'usure et la résistance des roches à la coupe.

Les résultats de ces recherches ont essentiellement été d'ordre qualitatif comme il sera détaillé plus loin: les formations géologiques étant appréhendées en fonction des effets que leur structure provoquait sur le comportement des machines. Les études ont ainsi portées sur l'état des roches dont :

- le degré de fracturation qui influe sur l'abattage ;
  la dureté qui conditionne la puissance à installer ;
- ♦ l'abrasivité liée à l'usure des outils.

Au fur et à mesure de l'avancement des connaissances il a ainsi pu être possible d'établir des classifications directement en rapport avec les procédés d'abattage mécanisé (classification AFTES, Gauthier 1963).

Ce n'est que plus tardivement, avec le développement de la technologie des tunneliers et leur implication croissante dans les travaux de génie civil, que l'aspect géotechnique des matériaux devant être excavés est apparu (Fourmaintraux 1972, Schwenfeier 1987). Cet axe de recherche doit permettre à terme, de relier les paramètres géotechniques des formations géologiques aux besoins exprimés pour la définition d'une machine d'abattage (Quebaud 1992) et la compréhension de son fonctionnement (Poole 1987).

Dans un domaine distinct, les pétroliers se sont également intéressés aux efforts s'appliquant sur un outil de forage (Vladisvaev 1959, Garner 1967, Nguyen 1975, Sellami 1989). Pour eux, l'objectif de leurs recherches n'était pas axé principalement sur la connaissance des effets produisant une usure ou une rupture de l'outil de foration, mais surtout sur la détermination à partir des efforts mesurés, de la qualité des roches traversées, de leur niveau de fracturation et de leur lithologie (Bonheur 1990). Cette démarche leurs permet de localiser les roches susceptibles de contenir du pétrole (Girard 1987), mais aussi de calculer la stabilité des forages de production.

Les pétroliers ont pour eux l'échelle à laquelle les outils pétroliers travaillent. En effet, ceux-ci ont une surface d'attaque de la roche très faible, voire nulle, comparée à la surface d'attaque d'un tunnelier pleine face. Ainsi, les paramètres (couple – poussée) sont considérés comme s'appliquant de façon égale sur toute cette surface. Pour les tunneliers, il est impossible de faire ce même postulat, la surface d'attaque étant de l'ordre du mètre carré et les bras de levier loin d'être négligeables (Hignett 1977).

En raison de la différence d'échelle dans l'abattage, la dimension des entités qui pourra être mise en évidence sera directement corrélée au type de machine réalisant la destruction de la formation

géologique : pour une destruction d'ordre centimétrique (forage pétrolier) il sera possible d'accéder à des informations d'échelle centimétrique et pour une destruction d'ordre métrique seule les informations voisine du mètre seront reconnues (Cremoux 1990, Morlier 1989).



Figure II-1 : Volume Elémentaire Représentatif et échelle d'observation.

Un Volume Elémentaire Représentatif (V.E.R.) ou encore dimension caractéristique peut donc être défini comme étant le volume (ou la dimension) le plus petit pouvant être mise en évidence. Ce paramètre étant fonction de l'échelle d'observation (figure II-1).

Toutefois, l'ensemble de ces recherches ont été menées avec pour objectif l'amélioration des machines minières d'abattage, la compréhension des formations géologiques traversées par les forages pétroliers et la stabilité des forages. Or, ces deux domaines ont un point commun : ils se déroulent dans des formations dures à très dures : les roches. Dans le domaine qui nous concerne, il sera nécessaire d'effectuer les mêmes démarches et de les appliquer à des formations tendres : les sols. C'est pour cette raison que nous nous attarderons donc dans les pages qui suivent sur les mécanismes, les démarches et les bases de réflexion plutôt que sur les résultats en eux mêmes.

#### II 1 - RECONNAISSANCE QUALITATIVE - TECHNIQUES UTILISEES ET MODELES DETERMINES

La dénomination de reconnaissance "qualitative" est ici utilisée pour décrire les méthodes qui permettent d'accéder à certaines caractéristiques d'un matériau à partir de l'étude de sa destruction. Ces caractéristiques ont pour objectif de quantifier des aspects subjectifs pour l'appréciation de la qualité des roches tels que la dureté ou l'abrasivité.

#### **II 1 a – APTITUDE AU FORAGE DES ROCHES**

Les essais de la mécanique des roches basés sur l'application de sollicitations pures, ainsi que ceux qui sont plus spécialement en usage dans les techniques minières traditionnelles (Bru 1983) sont très éloignés des conditions réelles de travail des machines foreuses pleine section comme les tunneliers. Il en résulte que les résultats fournis ne sont donc pas suffisamment significatifs. En partant de ce constat, des tests spécialement adaptés aux techniques de forage rotatif en souterrain ont été développés (Coder 1973). La première démarche effectuée a été d'analyser les modalités d'action des machines.

En analysant le front de taille réalisé par un tunnelier, on constate que malgré les grandes dimensions de la machine, l'action sur le terrain est quasi ponctuelle, localisée au niveau des contacts des outils de coupe avec la paroi (Fenn 1981). A ce contact, il est distingué qualitativement trois types d'action dont l'importance varie selon le type de machine, le type des outils et la nature du terrain traversé (figure II-2). Ces actions pour une molette sont :

- une action normale au front de taille. Elle produit un poinçonnement sur le terrain qui provoque des écrasements localisés et assure la pénétration initiale de l'outil ;
  une action tangentielle locale qui effrite le terrain à proximité immédiate de l'outil ;
- une action tangentielle globale qui tend à fragmenter la matière par éclatements d'éléments grossiers dans une zone relativement plus éloignée de l'outil.

L'importance de ces trois comportements est fonction tout d'abord de la conception même de la machine : géométrie de la tête de coupe, puissance installée, méthode de conduite (Whittaker 1990). Par exemple, l'effet d'écrasement peut être directement relié à la poussée axiale exercée par les vérins sur chaque outil. Par contre l'effritement et l'éclatement du terrain sont à relier directement aux efforts tangentiels qui sont eux mêmes fonction de la vitesse de rotation de la tête, de sa rigidité et de l'angle d'attaque des outils.

Ensuite, pour une machine donnée fonctionnant dans des conditions précises, la part de chaque action de destruction dépend du comportement intrinsèque de la roche. L'éclatement sera ainsi plus prédominant dans une roche fracturée que dans une roche saine (Somerton 1971, Duffaut 1967, Morlier 1971).

Ainsi, la facilité donnée par un terrain à être excavé sous l'action d'un tunnelier va dépendre non seulement de la dureté et de la cohésion des différents minéraux qui le compose, mais plus encore de son état de fracturation. En effet, les massifs rocheux, mais aussi les sols argileux relativement secs, contiennent un grand nombre de discontinuités à différentes échelles : de la faille qui intéresse le massif à l'échelle de la région aux microfractures qui vont influer sur l'effritement, en passant par les fissures et les

diaclases qui vont faciliter la fracturation à l'échelle du front de taille. Nous voyons donc apparaître ici la notion de Volume Elémentaire Représentatif (V.E.R.) avec son interaction sur le mode de fracturation de la roche.

Les essais ainsi mis au point n'ont vraiment de sens que lorsqu'ils concernent des roches. Pour les sols meubles, la décomposition donnée pour une molette pour la fracturation des roches peut être retenue ainsi que l'idée qu'un couteau équipant un tunnelier pour sols meubles engendrera deux actions sur ce dernier :

- une action normale au front de taille, directement reliée à la poussée de la machine et assurant la pénétration de l'outil dans le sol. C'est ce même phénomène qui a été mis en relation avec la dureté de la roche comme nous le verrons plus loin.
- une action tangentielle au front de taille, reliée au couple de foration de la machine appliqué au niveau de l'outil. Cette action réalise la taille qui, pour les sols, se concrétise par la formation d'un copeau se déroulant sur la face d'attaque de l'outil.



Figure II-2: Type d'action d'un outil (molette) sur une roche.

L'éclatement que provoque la poussée dans les roches est annihilé par la plasticité des sols qui va absorber l'énergie (Warren 1981). Il est toutefois envisagé le cas d'une argile raide sèche et microfracturée par son retrait. Ce type de terrain constitue un sol fragilisé dont certaines réactions peuvent être semblables à celles d'une roche tendre.

#### II 1 b - DURETE D'UNE ROCHE

La dureté d'une roche peut être définie comme la qualité qui fait que l'attaque par un outil demande un certain effort. Ainsi, l'analyse de la pénétration d'un foret de géométrie définie, dans un échantillon rocheux n'ayant subi aucune préparation particulière, avec une vitesse de rotation et une charge maintenues constantes, peut servir de définition à un essai (Coder 1974). Dans ces conditions, la pénétration du foret est d'autant plus aisée que la roche est moins résistante. Toutefois, si cet essai s'effectue sans la circulation d'un fluide de lubrification, des débris s'accumule sous le foret ce qui entraîne, au fur et à mesure du déroulement de l'essai dans le temps, une diminution de la vitesse de pénétration (figure II–3).

L'indice de dureté doit alors être défini par la vitesse initiale de pénétration, c'est à dire la pente à l'origine de la courbe donnant l'enfoncement en fonction du temps. Cette pente est définie par le nombre de secondes nécessaire pour obtenir un enfoncement d'un centimètre en supposant la vitesse initiale constante.



Figure II-3 : Diminution de la pénétration du foret au cours du temps du à l'accumulation de débris, et définition de la dureté.

Pour valider cet indice de dureté, le CERCHAR par exemple (Valantin 1974), a entreprit de le comparer aux efforts développés par un pic attaquant des roches dans des conditions fixées. Il a été constaté l'existence d'une relation linéaire entre les indices de dureté mesurés pour chaque roche et les efforts axiaux auxquels ont été soumis les pics (figure II-4).

Il peut être déduit de cette relation que plus une roche est dure, plus les efforts normaux à sa découpe vont être importants.

Une seconde corrélation a également été mise en évidence entre la dureté et la composante de l'effort de coupe (effort tangentiel à la découpe). Cette corrélation est toutefois plus dispersée car le travail de coupe fait intervenir plus particulièrement la résistance de la roche à la traction et au cisaillement et ces deux caractéristiques ne sont pas mobilisées au cours de cet essai.

Ce constat fourni une limite de l'essai de dureté tel que décrit précédemment. Cet essai, basé sur une mesure de la résistance à la pénétration d'une roche, n'est pas susceptible de donner des informations convenables sur sa fragilité.



Figure II-4 : Relation dureté / effort de refoulement pour différentes roches.

Par ailleurs, si on effectue une comparaison de la dureté avec la résistance à la compression Rc mesurée sur éprouvette, il est possible de mettre en évidence un ajustement statistique de forme logarithmique comme le montre la figure II-5.

Cette corrélation est normale car la résistance à la compression de la roche est la caractéristique qui s'oppose le plus à la pénétration d'un foret. L'inflexion de la relation vers les fortes valeurs de la résistance à la compression peut être expliquée par la croissance de l'influence d'autres caractéristiques intrinsèques aux roches telles que les forces d'attraction entre minéraux. Ces forces sont en effet nettement plus importantes pour des granites que pour un grès. On remarquera toutefois que pour des résistances à la compression inférieure à 80 MPa, la relation peut être considérée comme linéaire.

Les corrélations fournies par cet essai de dureté intéressent principalement les roches. Pour sa transposition vers les sols il est possible de retenir les éléments suivants :

- ♦ il existe une relation entre la dureté d'une roche et l'effort normal au plan de coupe (effort de refoulement de l'outil).
- ♦ l'effort de coupe, tangentiel au plan de taille, mobilise des caractéristiques autres que la dureté telle que la résistance à la traction et au cisaillement du matériau.
- ♦ la relation entre la dureté et la résistance à la compression peut être considérée comme linéaire lorsque cette résistance est faible.

Si il est difficile d'appréhender la dureté d'un sol, la résistance à la traction, à la compression (essai triaxial) et au cisaillement (essai à la boite de Casagrande) sont des données qu'il est aisé d'approcher sur des échantillons en laboratoire (Borg 1979, Handin 1963).



Figure II-5 : Ajustement dureté / Résistance à la Compression.

L'analyse des variations du refoulement d'un pic d'abattage d'une machine d'excavation du type d'un tunnelier doit pouvoir permettre de remonter à la dureté du terrain en cours d'excavation. Cette évaluation qualitative ne peut être réalisée dans de bonnes conditions, que dans la mesure ou de nombreux essais en fonctionnement réel auront permis un étalonnage fiable. Quant au V.E.R. il sera de l'ordre de la dimension de l'outil de taille : une discontinuité inférieure à cette dimension n'aura aucune influence sur le refoulement. Ainsi, les variations du refoulement est donc un phénomène susceptible de fournir des informations "locales" au niveau du front de taille d'un tunnelier.

#### II 1 c - ABRASIVITE D'UNE ROCHE

Il est certain que la connaissance de la résistance à la compression d'une roche n'est pas suffisante pour apprécier exactement l'intensité de l'usure que subissent les outils servant à la désagrégation du massif, des roches de même dureté pouvant conduire à des usures plus ou moins importantes (Schreiner 1958). Il est donc nécessaire d'introduire la notion d'abrasivité des roches, qui doit rendre compte de leur plus ou moins grande nocivité, c'est à dire de leur capacité à modifier la géométrie de l'outil de coupe. L'étude plus détaillée de la composition minéralogique des roches sur lesquelles ont été réalisés les essais de dureté, a montré que l'usure est liée non seulement à la résistance à la compression, qui détermine la valeur des efforts de coupe, mais aussi à la nature des composants de la roche. Dans le cas des roches sédimentaires, composées d'un ciment liant des grains, l'usure est fonction de la résistance de ce ciment mais aussi de la nature des grains. Il a été remarqué que les roches abrasives contiennent généralement des grains de quartz, et que leur abrasivité est d'autant plus élevée que la dimension de ces grains est importante.

Le fait que la teneur en quartz d'une roche soit en relation directe avec son abrasivité n'est pas une information étonnante. Le quartz est en effet le minéral le plus dur le plus répandu. Si l'on se réfère à l'échelle de dureté établie par Frédéric MOHS (1773 - 1839) et comportant 10 degrés, le quartz obtient l'indice 7 et n'est supplanté que par le topaze (8), le corindon (9) et le diamant (10) qui sont des minéraux nettement moins présent dans les sols.

Pour mesurer l'abrasivité et devant la complexité du phénomène d'usure, il est nécessaire de se rapprocher au plus près des conditions de travail réelles d'un outil de coupe. En particulier, les fabricants d'outils pour machines d'abattage apprécient l'abrasivité par l'usure de petites pièces métalliques frottant sur la roche, dans des conditions données. En s'inspirant de ces tests, l'abrasivité peut être caractérisée par la mesure de l'usure d'un foret venant frotter un échantillon rocheux sous une charge et avec une rotation fixées.

L'étude détaillée de ces essais d'abrasivité a montré l'existence de deux processus d'usure différents:

- dans la première partie de l'essai la roche est détruite : au contact outil roche apparaissent des cristaux à angles vifs fortement pressés contre l'outil. Il en résulte un enfoncement du foret associé à son usure rapide.
- dans un deuxième temps la destruction de la roche par l'outil cesse. L'outil glisse alors sur une surface polie et ne subit plus d'usure.



Figure II-6 : Evolution de la pénétration d'un foret dans une roche en fonction du temps A – roche tendre abrasive B – roche dure abrasive C – roche dure peu abrasive.

La pénétration du foret au cours de l'essai suit une évolution comparable. Dans la première phase d'usure il y a enfoncement, par contre, pendant la seconde phase, l'enfoncement devient négligeable voire nul.

Il apparaît en définitive que l'usure est liée à la pénétration du foret dans la roche (figure II-6). Cette pénétration s'arrête lorsqu'il y a équilibre entre la pression sur le méplat du foret formé par l'usure et la résistance à la compression de la roche. Il est même possible d'en déduire que la dimension finale de ce méplat sera fonction en tout premier lieu de la résistance à la compression, et non de l'abrasivité. Ainsi donc, un essai d'abrasivité, pour être valable, doit mesurer l'usure au cours de la première phase rapide pour que d'une part, la géométrie du foret puisse être considérée comme identique et d'autre part, que le foret soit toujours en contact avec des grains abrasifs non émoussés.

La méthodologie des essais, effectuée dans des roches de dureté identiques, à permis de corréler l'abrasivité mesurée par ce moyen et les vitesses d'usure pour un type de pic, dans des conditions de travail déterminées (figure II-7).

Il était intéressant par la suite de comparer les résultats d'essais effectués en laboratoire et ceux donnant la dureté et l'abrasivité d'échantillons de roche provenant d'un chantier en cours de réalisation et dont la connaissance des performances de la machine est accessible.



Figure II-7 : Relation abrasivité / vitesse d'usure d'un outil.

L'idée a été de caractériser la nocivité d'un terrain par le produit dureté – abrasivité mis en relation avec l'inverse de la vitesse d'avance de la machine (l'inverse de la vitesse est choisi pour obtenir une fonction croissante). La figure II-8 montre une évidente corrélation mettant en valeur les zones où la machine d'excavation a été utilisée au mieux de ses possibilités et d'autres où les caractéristiques des terrains ont soit retardé soit amélioré ses performances.

L'adaptation de ce type de test pour les terrains meubles est parfaitement réalisable si la dureté et l'abrasivité des sols ont pu être appréciées dans un premier temps par des essais de laboratoire puis par une étude des données de fonctionnement de plusieurs chantiers tests. Toutefois le Volume Elémentaire Représentatif (V.E.R.) qui peut être atteint par la corrélation de la vitesse d'avance d'un tunnelier avec le produit de la dureté par l'abrasivité est de l'ordre de la dimension de la machine d'excavation. En effet, la vitesse d'avance est influencée par un nombre important de paramètres extérieurs directement fonction de la taille du tunnelier tel que le frottement sur le bouclier. Il en résulte donc que ce phénomène ne peut apporter qu'une information "globale" sur le front de taille.





# *II 2 – RECONNAISSANCE GEOTECHNIQUE – TECHNIQUES UTILISEES ET MODELES DETERMINES*

Le terme de reconnaissance "géotechnique" est destiné à regrouper les études qui sont issues de la connaissance des paramètres géotechniques des matériaux pour pouvoir appréhender leur aptitude à la destruction et donc prédire, à partir de valeurs déterminées par des méthodes d'identification normalisées (ou au moins reconnues internationalement), les difficultés susceptibles d'être rencontrées par une machine d'excavation. Ces paramètres géotechniques ne quantifient plus un aspect qualitatif du matériau, mais plutôt la réponse de ce dernier à des contraintes, des déformations ou des changements d'état (Salencon 1974).

Pour réaliser cette reconnaissance, il est nécessaire auparavant de chercher à comprendre les modes d'action d'un pic (ou couteau) sur un massif. Or, il est délicat d'évaluer la part de chacune des actions qui rentrent en ligne de compte dans l'abattage d'un sol : anisotropie, fracturation, travail en trois dimensions. D'où la difficulté pour des modèles théoriques de "coller" à la réalité.

#### II 2 a – APPROCHE DU TRAVAIL D'UN PIC

Dans les années 1960 / 1970, beaucoup de travaux ont été menés pour perfectionner les tambours des machines haveuses (Gobetz 1973, Higgins 1975, Hopkins 1979, Morrel 1970, Pomeroy 1963). Ces travaux portaient principalement sur les pics d'abattage installés sur les têtes des machines à attaque ponctuelle, et dans des terrains de moyenne dureté.

Sur les têtes de coupe des tunneliers à confinement, utilisés dans les sols meubles, les caractéristiques des matériaux sont très nettement différentes : résistance à la compression simple et fragilité pour les roches, cohérence et plasticité pour les sols (Mandel 1962). Ce changement des conditions de travail a imposé une modification de la géométrie des outils d'abattage par rapport à ceux utilisés pour les machines à attaque ponctuelle : les pics (ou couteaux) des tunneliers à pleine section ont

été élargis pour permettre un meilleur abattage des formations meubles telles que les sables, les argiles ou les alluvions.

Les outils rencontrés le plus fréquemment sont issus de la technologie japonaise. Ils sont larges et présentent des géométries diverses selon les types de terrains dans lesquels ils sont destinés à fonctionner (figure II-9). De plus, pour tenir compte de l'usure induite par le frottement, ils peuvent être renforcés localement par des ajouts de carbure de tungstène.



Figure II-9 : Différents outils d'abattage pour tunneliers.

Certains constructeurs pour se démarquer des produits japonais, ont tentés d'utiliser d'autres types d'outils tel que de simples barres d'acier de section carrée. Devant leur faible rendement, ils se sont très vite réorientés vers les dents de godet de pelle hydraulique. Ces outils produits industriellement en grande quantité sont peu onéreux et ont l'avantage de posséder des formes diverses (figure II-10). Cependant, ils présentent l'inconvénient d'offrir une faible résistance à l'usure.



Figure II-10 : Diférentes formes de dents de godets.

A ce propos, il est à noter qu'un outil ne travaille que dans une direction de coupe (un seul sens de rotation du disque de coupe). Dans sa direction de taille, l'usure va s'effectuer sur son arrête de coupe et sur sa face d'attaque. Lors de l'inversion du sens de coupe, l'outil va alors subir une usure sur sa face de

dépouille, provoquant une altération prématurée. Certains fabriquants proposent des outils basculants qui ont l'avantage de fonctionner dans les deux sens de coupe et de toujours présenter à l'usure la même face d'attaque (figure II-11).



Figure II-11 : Principe d'un outil basculant.

#### II 2 b - ETUDES DE L'INTERACTION OUTIL / SOLS

Les premières études sur les pics d'abattage des tunneliers se sont déroulées sur la base d'essais de laboratoire effectués soit sur des modèles réduits soit sur de véritables pics replacés le mieux possible dans leurs conditions de fonctionnement. Le point commun de l'ensemble des essais est la mesure sur l'outil des efforts de coupe s'y appliquant lors de son travail, en l'occurrence :

- ♦ l'effort normal au plan de découpe,
- l'effort tangentiel à ce même plan dans la direction de la découpe,
- éventuellement l'effort tangentiel perpendiculaire à cette direction de découpe.



Figure II-12 : Géométrie de coupe d'après ERNST & MERCHANT.

Des différences se produisent sur les hypothèses prises en considération pour l'interprétation des résultats, dans le même objectif : déterminer à partir de la mesure des efforts de coupe les caractéristiques géomécaniques des terrains.

Pour les auteurs ERNST et MERCHANT, qui ont été dans les premiers à se pencher sur ce sujet (1941), l'hypothèse de départ est que la matière usinée est cisaillée selon une surface plane. Cette surface est inclinée d'un angle ( $\theta$ ) par rapport à l'horizontale. Il se produit alors un copeau qui se déroule sur la face d'attaque de l'outil (figure II-12).

Ces auteurs proposent par la suite une décomposition géométrique triple des efforts de coupe s'appliquant sur l'outil, lorsque ce dernier est à l'équilibre (figure II-13).

La décomposition géométrique ci-dessus fait apparaître le coefficient de frottement outil – copeau relié par les forces (F<sub>1</sub>) et (F<sub>2</sub>), la force de cisaillement (T) et la force normale (N) à la surface de rupture ainsi que la force de coupe (F<sub>t</sub>) et la force de refoulement (F<sub>n</sub>).



Figure II-13 : Décomposition des efforts (ERNST & MERCHANT).

Par des considérations géométriques élémentaires, il est donc possible de relier les efforts de coupe, de refoulement et de cisaillement en fonction de l'effort normal à la surface de cisaillement et de différents angles. Ces solutions sont les suivantes :

$$T = \frac{N}{tg(\theta + \theta_{f} - \beta)}.....(II - 1),$$
  

$$F_{t} = \frac{N.\cos(\theta_{f} - \beta)}{\sin(\theta + \theta_{f} - \beta)}....(II - 2),$$
  

$$F_{n} = \frac{N.\sin(\theta_{f} - \beta)}{\sin(\theta + \theta_{f} - \beta)}....(II - 3).$$

En introduisant une surface de cisaillement plane, les contraintes ( $\tau$ ) et ( $\sigma$ ) sur cette surface sont accessibles et peuvent être introduites dans le critère de rupture en cisaillement de MOHR – COULOMB :

$$\tau = C + \sigma tg \phi \dots (II - 4).$$

Ce critère fait apparaître les caractéristiques géomécaniques de cohésion (C) et d'angle de frottement interne des sols ( $\phi$ ). En couplant ce critère de rupture aux équations énoncées précédemment et en considérant que l'angle ( $\theta$ ) doit minimiser la puissance dissipée par les efforts de coupe, les auteurs obtiennent les résultats suivants :

$$F_{t} = \frac{2C_{0}S_{0}\cos\phi\cos(\theta_{f} - \beta)}{1 - \sin(\phi + \theta_{f} - \beta)} \dots (II - 5),$$
  
$$F_{n} = \frac{2C_{0}S_{0}\cos\phi\sin(\theta_{f} - \beta)}{1 - \sin(\phi + \theta_{f} - \beta)} \dots (II - 6).$$

Ainsi, connaissant les paramètres géotechniques des sols, la géométrie de l'outil réalisant la coupe (angle d'attaque), l'angle de frottement outil – copeau et la surface de cisaillement il est possible d'accéder aux efforts de coupe puis à la puissance qu'il sera nécessaire à la machine pour découper le terrain.

Cette conclusion implique plusieurs remarques :

- tout d'abord, l'angle de frottement outil copeau est loin d'être connu parfaitement. Il est même supposé en constante évolution durant le creusement. Au cours du travail, et sous l'influence de l'abrasivité des matériaux, la surface de l'outil va évoluée en devenant de plus en plus rugueuse. De plus, l'ajout de fluides de forage (eau, bentonite, mousse) ne va pas être sans conséquences sur le frottement. Ces deux remarques rendent l'approche de la valeur (θ<sub>f</sub>) très aléatoire.
- ♦ la géométrie de l'outil de coupe ne reste pas constante durant la totalité du chantier de par l'usure. Celle-ci va émousser l'outil et modifier ses facultés à attaquer le terrain.
- ♦ enfin, une surface d'attaque plane n'est pas universellement présente dans tous les types de sols comme nous le montre le Delft Hydraulics (figure II-14) (Vankesteren 1992). Selon l'angle d'attaque de l'outil, un même sol peut changer son mode de rupture (figure II-15).
- ♦ la surface de cisaillement à une largueur égale à celle de l'outil. Il en résulte que le phénomène d'écaillage n'est pas pris en compte.



Figure II-14 : Différents modes de rupture des sols.



Figure II-15 : Evolution des modes de rupture des sols.

Avec les mêmes hypothèses de surface de cisaillement plane et avec un critère de rupture de MOHR – COULOMB, NISHIMATSU développe en 1972 un modèle théorique qui aboutit sensiblement aux mêmes résultats que ERNST et MERCHANT. Il obtient une valeur d'effort de coupe (F), somme vectorielle de l'effort de coupe (F<sub>n</sub>) et de l'effort de refoulement (F<sub>t</sub>) (figure II-16) égale à :

$$F = \frac{2.C.\cos\phi.P.B}{\left(\left(1-\sin\left(\phi+\alpha+\theta_{f}\right)\right)N+1\right)}.....(II-7).$$

Dans cette relation :

(C) et  $(\phi)$  sont les paramètres géotechniques des sols,

(B) la largueur de l'outil de coupe,

 $(\theta_{f})$  l'angle de frottement outil – copeau,

(N) un paramètre caractérisant la concentration des contraintes,

( $\alpha$ ) l'angle de coupe de l'outil,

(P) la profondeur de passe de l'outil.



Figure II-16 : Géométrie de coupe d'après NISHIMATSU.

Les mêmes remarques que celles formulées pour le modèle de ERNST et MERCHANT s'appliquent ici. L'auteur précise par ailleurs que les paramètres ( $\theta_f$ ) et (N) ne sont pas directement calculables et sont à rechercher par l'expérimentation.

Pour s'affranchir des conditions de fiabilité draconiennes qu'imposent les essais en vraie grandeur, NGUYEN (1975) a réalisé une étude expérimentale du processus de destruction d'un matériau par un outil de forage rotatif (forage pétrolier). L'auteur a alors examiné l'influence respective de la forme de l'outil, de la rugosité du contact outil – copeau et de la ductilité du matériau.



Figure II-17: Type de signaux recueillis par NGUYEN et al.

En observant qualitativement ses essais, l'auteur a remarqué que les efforts appliqués sur l'outil en fonction du temps avaient une allure très chaostique (figure II-17). Il a mis cette allure fluctuante en relation avec la nature discontinue de la rupture, l'outil formant des éclats. Au fur et à mesure de l'annulation de l'angle de coupe (redressement de la surface d'attaque jusqu'à devenir perpendiculaire au plan de taille), l'allure chaotique du signal est devenue de moins en moins prononcée. Le matériau ne forme plus alors d'éclats mais se retrouve broyé sous l'outil, l'écoulement ne se faisant plus "vers le haut" mais "vers l'arrière". Il en conclu que la ductilité apparente d'un matériau, donc sa facilité à être découpé, dépend de l'angle de l'outil réalisant la découpe.



Figure II-18 : Effort de coupe en fonction de l'angle de coupe  $\gamma$ .

En reportant sur un graphique la valeur des efforts de coupe en fonction de l'angle d'attaque de l'outil (figure II-18), il est possible de constater logiquement que le rendement d'un outil est nettement moindre avec une surface d'attaque perpendiculaire au plan de taille. Ce graphe fait dire à NGUYEN qu'il existe deux modes de rupture du matériau. Le premier mode, qualifié "de coupe" est caractérisé par une relation proportionnelle entre l'effort et l'angle de coupe. Le second mode, dénommé "d'abrasion", est, à l'inverse, indépendant de l'angle de coupe mais fonction de la vitesse de l'outil lors de la découpe et de la géométrie de ce dernier.

Quant à l'influence de la rugosité de l'outil, elle a été facilement montrée en modifiant l'état de la surface au contact avec le matériau. Une relation croissante a ainsi put être mise en évidence entre l'angle de frottement outil – matériau et les efforts appliqués (figure II-19).



Figure II-19 : Relation entre l'angle de frottement outil - matériau et les forces appliquées.

Pour son approche théorique, NGUYEN a pris pour hypothèse un comportement plastique du matériau, ce dernier répondant aux lois de COULOMB. Cette étude s'est effectuée selon deux modèles :

- ♦ le premier est celui du problème classique de butée (figure II-20),
- ♦ le second est l'étude du glissement d'un "prisme de COULOMB" (figure II-21).



Figure II-20 : Probléme classique de la butée.

Les résultats de cette double approche ont une forme très complexe et nécessiteraient une explication soutenue, ce qui n'est pas le cadre de cette rédaction. Par contre, l'approche expérimentale est extrêmement intéressante et NGUYEN et al., en 1990, l'ont appliquée aux outils de tunneliers pleine section.


Figure II-21 : Prisme de COULOMB.

L'expérience s'est également déroulée sur un modèle réduit pour s'affranchir des aléas de l'expérimentation réelle. NGUYEN et al. ont réalisés de nombreux essais de coupe sur une argile (argile de ROUBAIX) (1990), avec des géométries d'outil différentes. Le but de ces essais a été de rechercher l'influence, sur différentes composantes des efforts de coupe, des paramètres suivants :

- ♦ vitesse linéaire,
- ♦ profondeur du sillon,
- ◆ rayon de la trajectoire de l'outil,
- ♦ angle de coupe (ou d'attaque) de l'outil,
- ◆ angle de dépouille de l'outil,
- ♦ angle d'obliquité (pour une coupe oblique),
- pression de confinement (coupe sous charge d'eau).

Après quelques essais préliminaires, la totalité des outils ont été modifiés pour leur donner un angle de dépouille latéral. Cet angle est destiné à supprimer tout frottement parasite sur les flancs latéraux. De même, des brise copeaux ont été installés pour éviter le développement excessif d'un copeau sur la face d'attaque de l'outil.

Ce sont les efforts selon les axes X, Y, et Z qui ont été enregistrés au cours de ces essais (figure II-22), et pour permettre leur comparaison l'auteur a traité l'ensemble des résultats sous la forme adimensionnelle suivante :

$$X^{*} = \frac{X}{F_{0}} \dots (II - 8),$$
  

$$Y^{*} = \frac{Y}{F_{0}} \dots (II - 9),$$
  

$$Z^{*} = \frac{Z}{F_{0}} \dots (II - 10),$$

avec (figure II-23):

$$F_0 = S_0 \cdot 2 \cdot C_0 \dots \dots (II - 11),$$

dans laquelle  $(2.C_0)$  représente la résistance à la compression simple du matériau de cohésion  $C_0$ .



Figure II-22 : Position des efforts mesurés par NGUYEN et al.



Figure II-23 : Définition des surfaces d'application des forces.

Il ressort de ces essais les résultats résumés dans le tableau suivant :

|         | Profondeur du sillon |        | Angle    | Angle de  |           |
|---------|----------------------|--------|----------|-----------|-----------|
|         | Faible               | Forte  | 0° à 15° | 15• à 30• | dépouille |
| Fl (X*) | Indep.               | Indep. | Indep.   | Indep.    | Indep.    |
| Ft (Y*) | Indep.               | Indep. | croît    | décroît   | Indep.    |
| Fn (Z*) | Indep.               | croît  | Indep.   | décroît   | croît     |

| Indicum II - 1 . Conclusion scion NOUTEN et a | Tableau II-1 | : | Conclusion | selon | NGUYE | N | et al |
|---|--------------|---|------------|-------|-------|---|-------|
|---|--------------|---|------------|-------|-------|---|-------|

L'intérêt de cette étude, outre qu'elle est l'une des rares à avoir été menée dans le domaine d'application des tunneliers à confinement pleine face, est la comparaison quantitative des résultats avec la théorie de ERNST et MERCHANT précédemment évoquée. Cette comparaison s'est effectuée par la relation :

$$F = \frac{F_t}{S_0.2.C_0} = \frac{\cos\phi.\cos(\theta_f - \beta)}{1 - \sin(\phi + \phi_f - \beta)}.....(II - 13);$$

où :

 $\phi$  = angle de frottement interne de l'argile.

 $\theta_{f}$  = angle de frottement copeau – outil.

 $\beta$  = angle de coupe de l'outil.

Les valeurs expérimentales se sont avérées être deux fois plus élevées que les valeurs théoriques. NGUYEN avance alors les explications suivantes:

- ♦ l'angle de frottement interne de l'argile ayant servit aux essais ne serait pas nul contrairement à ce qu'indiquaient les essais de caractérisation.
- ♦ le modèle élaboré par ERNST et MERCHANT serait trop simpliste, en ce sens qu'il ne prend pas en compte l'écoulement réel du copeau. La surface de cisaillement ne serait plus alors une surface plane de la largueur de l'outil mais une zone plus large. Il serait alors nécessaire de considérer l'interaction que provoquerait le passage d'un outil sur les efforts d'un outil proche, et vis versa (figure II-24). En effet, lors du passage simultané d'une rangée d'outils, le travail de chaque outil va faciliter le travail de ses voisins, provoquant une baisse de l'énergie spécifique, sous réserve d'un espacement adapté.



Figure II-24 : Interaction entre outils.

Une étude très intéressante a été menée par SAMUEL et SEOW (1984). Son objectif n'était pas la reconnaissance des terrains, mais la corrélation entre les efforts s'appliquant sur un axe de chape d'une molette avec les performances d'un TBM travaillant dans un basalte. Ici, l'intérêt se trouve dans l'analyse des signaux d'efforts.

Après avoir enregistré différentes composantes des efforts s'appliquant sur l'outil (figure II-25), les auteurs ont réalisés une analyse spectrale de ces signaux. Dans une première analyse, avec une bande passante de 1 kHz, il n'a été trouvé aucune énergie spectrale au-delà de 10 Hz. Par la suite, la bande passante a été limitée à 10Hz ce qui a permis de constater que l'énergie principale est concentrée dans un intervalle de 0 Hz à 2 Hz.

Pour poursuivre l'analyse des efforts, et devant le caractère très perturbé des signaux, trois statistiques principales ont été utilisées pour la caractérisation des résultats : la moyenne des forces, la moyenne des pics, la fréquence des forces.

La première analyse statistique sur les efforts permet de constater que la moyenne des forces de coupe augmente avec une poussée de la machine croissante. De plus, la vitesse de rotation de la tête de coupe n'apparait n'avoir aucune influence sur le niveau moyen des forces moyennes. Cette indication est confirmée par ailleurs par NISHIMATSU. A l'inverse, la porosité du massif rocheux semble avoir un effet significatif sur les forces de coupe. Il a été observé que les forces moyennes étaient plus importantes lors de la foration d'un basalte compact, en comparaison avec celles enregistrées lors de l'excavation d'un basalte vacuolaire.

Pour aller plus en avant dans leur analyse, les auteurs ont mis en parrallèle les efforts s'appliquant sur les molettes avec le couple et la poussée de la machine dans le but d'estimer une valeur empirique de l'efficacité de la transmission des efforts totaux sur le front de taille. Même si il est impossible d'obtenir une estimation précise de la poussée exercée par les molettes sur le front, deux d'entre elles seulement étant instrumentée, une estimation peut être obtenue en postulant que chaque molette supporte une charge normale moyenne égale. Cette supposition a été en partie suggérée par l'observation des forces moyennes qui étaient très similaires en magnitude sur les outils instrumentés. (Takaoka 1973) Les résultats ainsi obtenus n'apportent pas de réponse précise (figure II-26), mais ils mettent en valeur différentes tendances qui pourront être avantageusement comparées avec celles fournies par d'autres essais (Hustrulid 1972).



Figure II-25 : Position des efforts mesurés par SAMUEL & SEOW.

Le spectre de fréquence du signal de l'effort normal (qui est le signal le mieux représenté), représente de nombreux pics de fréquence. Ces pics sont attribués par les auteurs aux fréquences fondamentales composant les forces de coupe elles mêmes associées à la fragmentation ou à la fracturation de la roche. Ils définissent ainsi une fréquence d'écaillage, fréquence à laquelle les pics du spectre de puissance des forces agissant sur la molette se produisent, et apparentée avec la fréquence caractéristique de ces forces.

L'intérêt de l'étude de SAMUEL et SEOW est double :

- elle donne les valeurs hautes des types de signaux qu'il est possible d'enregistrer. En effet, cette étude s'est déroulée dans des roches très dures. Lors d'une excavation dans des sols les efforts dynamiques seront moins perturbés en raison de la plasticité du matériau découpé.
- elle montre tout l'intérêt que peut apporter une telle instrumentation, non seulement à la connaissance du travail même de l'outil instrumenté, mais aussi et surtout à toute l'extrapolation réalisée à partir de ces mesures pour analyser les performances des machines d'excavation pleine face. Ce point met en évidence la possibilité de déterminer les performances d'une machine à partir d'une information locale à la condition de connaître l'ensemble des paramètres de fonctionnement de la machine ainsi que d'avoir procédé à une évaluation de l'impact des fluides de forages sur ces mêmes caractéristiques.



Figure II-26 : Comparaison pousée de la machine / effort sur l'outil.

# *II 3 – RELATION THEORIQUE ENTRE LES EFFORTS DE COUPE ET LES CARACTERISTIQUES GEOTECHNIQUES DES SOLS EXCAVES*

La possibilité d'isoler automatiquement dans un signal d'effort les diverses zones homogènes qui le compose, constitue une approche qualitative déterminante qui permet à un système de reconnaissance de répondre à la majeure partie de ses attributions.

La seconde étape va tenter de coupler à chaque zone homogène identifiée, des paramètres géotechniques. Ceux-ci doivent permettre de caractériser d'un point de vue mécanique, les différents terrains en cours d'excavation.

L'étude sommaire des connaissances actuelles a montré la difficulté d'isoler dans un processus de destruction des sols, les caractéristiques physiques pures mises en oeuvre. En effet, les différentes résistances sont mobilisées de façon complexe : action en trois dimensions, variation des caractéristiques du forage, modification de la géométrie de l'outil de taille, sont autant de variations, difficile à prendre en compte, qui viennent modifier la perception du phénomène de la taille.

Dans notre démarche de l'étude du phénomène de la taille, nous nous sommes limité à une approche pratique autour de la corrélation entre les démarches théoriques existantes et les informations qu'il est possible de mesurer in-situ à l'aide de notre système de reconnaissance.

#### II 3 a – INVERSION DE LA THEORIE DE ERNST & MERCHANT

Ces auteurs ont développé leur théorie dans le sens prédictif. Ils ont donc établi un couple de formule donnant les efforts de taille en fonction des dimensions géométriques de l'outil de coupe et des paramètres géotechniques (C) (la cohésion) et ( $\phi$ ) (l'angle de frottement interne). Ces relations sont :

$$F_{t} = \frac{2.C.\cos\phi.\cos(\theta_{f} - \beta)a.l}{1 - \sin(\theta - \beta + \theta_{f})}.....(II - 14),$$
  
$$F_{n} = \frac{2.C.\cos\phi.\sin(\theta_{f} - \beta)a.l}{1 - \sin(\theta - \beta + \theta_{f})}....(II - 15),$$

dans lequel (a), (l), ( $\beta$ ), ( $\theta_f$ ) sont les caractéristiques géométriques de l'outil.

Pour notre démarche, c'est une relation inverse qu'il nous faut utiliser : déterminer les paramètres géotechniques selon les efforts appliqués sur l'outil de coupe.

En reprenant la figure géométrique ayant servi de point de départ à la théorie de ERNST & MERCHANT (figure II – 13) la relation suivante peut être déduite :

$$N = T.tg\theta + \frac{F_n}{\cos\theta}.....(II - 16),$$

que nous pouvons transformer en :

$$T = \frac{N}{tg\theta} - \frac{F_{n}.S}{a.1}.....(II - 17),$$

à l'aide de la relation :

$$\sin\theta = \frac{a.l}{S}\dots(II-18).$$

Dans ces différentes relations, (S) représente la surface de cisaillement (surface de rupture du copeau), (Ft) et (Fn) les efforts de taille respectivement tangentiel et normal au front de taille, ( $\theta$ ) l'angle de rupture du copeau, (a) l'avance de l'outil (profondeur de coupe), (l) la largeur de l'outil, (N) et (T) les efforts normal et tangentiel à la surface de rupture.

Le critère de rupture de MOHR-COULOMB donne pour sa part :

$$T = N.tg\phi + C.S....(II - 19).$$

En comparant les formules (II-17) et (II-19) et en procédant par analogie, il est possible d'écrire :

$$tg\phi = \frac{1}{tg\theta}$$
.....(II – 20),  
 $C = \frac{F_n}{a.1}$ .....(II – 21).

L'angle ( $\theta$ ), angle de rupture du copeau, peut être considéré comme dépendant de plusieurs paramètres tels que :

- ♦ l'angle de frottement interne du matériau ;
- $(\theta_f)$ , l'angle de frottement outil-copeau ;
- les angles de la géométrie de l'outil de coupe que nous exprimerons par une partie de  $(\pi)$ ;
- les efforts de taille  $(F_t)$  et  $(F_n)$  exprimés par la relation angulaire:

$$tg\xi = \frac{F_t}{F_n}$$
.....(II – 22).

Nous pouvons supposer que chacun de ces paramètres à une influence particulière sur ( $\theta$ ) que nous pouvons exprimer sous la forme :

$$\theta = \mathbf{x}.\boldsymbol{\xi} + \mathbf{y}.\boldsymbol{\phi} + \mathbf{z}.\boldsymbol{\pi}....(\mathbf{II} - 23).$$

La relation (II-20) peut alors s'exprimer sous la forme :

$$tg\phi = \frac{1}{tg(x.\xi + y.\phi + z.\pi)}\dots(II - 24)$$

transformée en :

$$\phi = \frac{\left(\pi\left(\frac{1}{2} - z\right)\right)}{1 - y} - \left(\frac{x \cdot \xi}{1 - y}\right) \dots \dots (II - 25).$$

Ces résultats appellent quelques commentaires, notamment en ce qui concerne la détermination de la cohésion. Celle-ci est directement liée à l'effort normal appliqué sur le front de taille par un outil. Cet effort est lui même fonction de la poussée exercée par la machine sur le front de taille. Ce résultat n'est pas paradoxal : un effort de pénétration mobilise la résistance à la compression d'un sol qui peut être relié à la cohésion par la corrélation :

$$RCS = 2.C_u....(II - 26).$$

Cette corrélation empirique communément admise fait intervenir  $C_u$ , la cohésion non drainée, qui représente une caractéristique de court terme. C'est ce type de caractéristique qui est mobilisée lors d'une excavation mécanique qui s'effectue pendant un temps extrêmement bref vis à vis du temps de réaction géotechnique des sols. Ce résultat est en accord avec les conclusions du Cerchar qui relie l'effort normal à la dureté puis à la résistance à la compression (RCS).

En ce qui concerne la relation permettant de connaître l'angle de frottement interne, lorsque le rapport  $(F_t / F_n)$  devient inférieur ou égal à zéro, l'angle ( $\phi$ ) devient négatif, c'est à dire lorsque  $(F_n)$  devient égal ou supérieur à  $(F_t)$ . Ce cas de figure est improbable, ce qui est par ailleurs confirmé par les essais de laboratoire de NGUYEN et al.

### **II 3 b – DISCUSSION SUR LES RELATIONS**

Pour avoir une idée de la qualité des résultats fournis par le développement énoncé ci-avant, nous nous sommes servi des conclusions des travaux de NGUYEN et KEBDANI effectués sur de l'argile.

Ces auteurs ont mené une étude expérimentale destinée à comparer les efforts mesurés lors de la coupe d'un copeau d'argile à ceux calculés avec la théorie de ERNST & MERCHANT.

Les caractéristiques géotechniques de l'argile utilisée sont les suivantes :

- ♦ type d'argile : argile de ROUBAIX ;
- ♦ Cohésion : 85 kPa ;
- ◆ Angle de frottement interne : 0<sup>•</sup>.

Les paramètres dimensionnels de l'outil et les efforts qui ont été mesurés sont les suivants :

- ◆ Largeur de coupe : 2 cm ;
- ♦ Avance : 5 mm ;
- ♦ Angle de la face d'attaque : 0<sup>•</sup>.
- $F_n = 30 N$ ;
- $F_{f} = 50 N$ ;
- x = 1/2;
- ♦ y = -2;
- } ♦ z = 3/8.

coefficients estimés en première approximation.

Pour pouvoir effectuer cette comparaison, il est nécessaire de pratiquer une estimation de l'angle de frottement entre l'outil et le copeau. Selon DELIAC et al., cet angle est compris entre 8° et 13°. Les valeurs des efforts selon ERNST & MERCHANT ont été calculés en prenant ces deux angles extrêmes. Cela donne les résultats suivants :

|          | $\theta f = 8^{\bullet}$ | $\theta f = 13^{\bullet}$ | mesuré |
|----------|--------------------------|---------------------------|--------|
| $F_t(N)$ | 23                       | 25                        | 50     |
| $F_n(N)$ | 3.2                      | 5.8                       | 30     |

Comme le montre le tableau ci-dessus, les résultats calculés sont de deux à dix fois inférieurs à ceux mesurés.

Selon NGUYEN et al., deux hypothèses peuvent être avancées pour expliquer ces différences :

- ♦ la première est que l'angle de frottement interne de l'argile n'est pas nul. Mais un angle de frottement non nul aurait pour conséquence de diminuer les valeurs calculées.
- ♦ la seconde est la sous estimation de l'importance de la surface cisaillée. Cette hypothèse est la plus probable car une augmentation de cette surface conduit à une augmentation des efforts nécessaires à la découpe d'un copeau.

Nous retrouvons avec notre relation inverse les mêmes écarts entre les valeurs mesurées et les valeurs estimées :

| mesuré   |       | calculé |       |
|----------|-------|---------|-------|
| C (kPa)  | φ (•) | C (kPa) | φ (•) |
| 85 à 100 | 0     | 300     | 7     |

Ces écarts conduisent à rechercher la surface qui permettrait d'approcher par le calcul les résultats obtenus par l'expérience de NGUYEN et al., tout en conservant l'hypothèse de la rupture plane (COULOMB). Dans ces conditions, la surface rectangulaire des calculs précédents se transforme en une surface trapézoïdale selon la figure (II-27).



Figure II-27 : Surface rectangulaire utilisée par NGUYEN et surface trapézoïdale.

La formule (II-17) se transforme alors en :

$$T = \frac{N}{tg\theta} - \frac{F_{n}.S}{3.a.l}.....(II - 27).$$

En rapprochant cette formule de (II-19) nous pouvons écrire que :

$$C = \frac{F_n}{3.a.l}$$
.....(II – 28).

Cette solution donne une valeur de (C) estimée de 100 kPa.

Physiquement, la prise en compte d'une surface de rupture trapézoïdale oblige à considérer une action de l'outil de coupe qui dépasse largement sa trace en interagissant avec l'outil voisin. Ce phénomène est celui qui est utilisé pour la fracturation des roches par les molettes et l'on peut émettre l'hypothèse qu'il existe une telle interaction entre les outils dans les sols. Nous rejoignons en ce sens les conclusions que NGUYEN avait émises à l'issue de ses essais.

Toutefois, cette interaction est probablement moins importante que celle prise en compte dans le calcul de la surface trapézoïdale (débord de deux fois la largeur de l'outil). En effet, un outil dans son travail n'a jamais à abattre un matériau massif, mais vient entamer le sol le long de la saignée faite par l'outil qui le précède. Cette géométrie facilite l'évacuation du copeau qui n'est plus comprimé sur la face d'attaque de l'outil. Une énergie plus grande est donc utilisée pour la taille ce qui diminue les efforts sur l'outil. De plus, lorsqu'un outil excave un matériau massif, il est nécessaire de prendre en compte les surfaces de rupture latérales qui fournissent un supplément d'effort. Cette influence a été indirectement mise en évidence par NGUYEN qui a constaté des augmentations importantes des efforts de coupe en fonction de la profondeur de taille, et malgré la modification des outils par la réalisation de dépouilles latérales, ces efforts n'ont pas diminués en proportion. Au-dessus d'un certain rapport (profondeur de taille / largeur de l'outil) les efforts mobilisés par les surfaces de rupture latérales semblent devenir suffisamment importants pour ne plus être négligés.

Une autre solution pour se rapprocher par le calcul des efforts mesurés par l'expérience de NGUYEN consiste à prendre en compte un autre critère de rupture que celui de MOHR-COULOMB, tel que le critère de TRESCA, utilisé préférentiellement dans les sols plastiques du type de l'argile et qui se traduit par la relation :

$$T = C_u . S.....(II - 29).$$

En se reportant à la figure (II-13), l'effort tangentiel à la surface de rupture T peut s'exprimer de la manière suivante :

$$T = \cos\theta \cdot \left(F_t - F_n tg\phi\right) \dots \dots (II - 30).$$

Or, dans le cas d'un sol cohérent, l'angle de frottement interne ( $\phi$ ) est égal à zéro. Ceci donne un angle ( $\theta$ ) égal à :

$$\theta = \frac{\pi}{4} - \frac{\theta_{\rm f}}{2} + \frac{\beta}{2} \dots \dots ({\rm II} - 31).$$

En égalisant les formules (II-30) et (II-31) la valeur de la cohésion devient :

$$C_{u} = \frac{F_{t} \cdot \cos\theta \cdot \sin\theta}{a \cdot l} \dots \dots (II - 32),$$

dans le cas d'une surface rectangulaire, et :

$$C_{u} = \frac{F_{t} \cdot \cos\theta \cdot \sin\theta}{3.a.1} \dots \dots (II - 33),$$

dans le cas d'une surface trapézoïdale.

Cette approche avec un nouveau critère nous conduit aux résultats suivants :

| θf (•)                             | 8   | 13   |
|------------------------------------|-----|------|
| θ(•)                               | 41  | 38.5 |
| C <sub>u</sub> (rectangulaire) kPa | 248 | 244  |
| C <sub>u</sub> (trapézoïdale) kPa  | 82  | 81   |

A la vue de ces résultats, trois éléments peuvent être mis en évidence :

- le premier montre que l'angle de frottement outil copeau (θ<sub>f</sub>) n'a que peu d'influence sur les résultats;
- ♦ le second est la sur estimation des valeurs avec l'utilisation d'une surface de rupture rectangulaire;
- ♦ le troisième indique que la surface trapézoïdale utilisée est légèrement sur estimée car elle conduit a des valeurs situées dans la zone basse de la fourchette des résultats expérimentaux.

### II 4 – SYNTHESE

Le creusement mécanisé en roche dure constitue à l'heure actuelle un domaine dans lequel il est possible de faire des prévisions de performances assez réalistes pour peu que les études géologiques du massif traversé soient précises : état de la fracturation détaillé à différentes échelles, résistance à la compression simple, abrasivité de la roche, existence d'une charge hydraulique. Dans ce sens, les essais sommairement présentés ci-avant, remplissent parfaitement leur rôle en apportant des réponses simples et efficaces aux questions que se posent les concepteurs lors de la définition des machines d'excavation.

Les auteurs s'accordent en effet pour corréler l'effort normal qui s'applique sur un outil d'une part, à la pénétration que le pilote de la machine désire obtenir (sous la forme d'une vitesse d'avance) et d'autre part, à la dureté de la roche.

Par contre, en sol meuble de nouveaux paramètres viennent se greffer tel que le bourrage, le collage, la plasticité des sols ou l'absence de cohésion. Il en résulte que la théorie existante n'apporte pas d'éléments suffisants pour s'affranchir de ces aléas notamment en ne fournissant pas de méthodes fiables pour leur détermination.

De plus, toutes les actions visant à la reconnaissance qualitative du front de taille devront tenir compte de l'utilisation des fluides de forages. Ces fluides vont venir modifier la viscosité apparente des sols excavés, induisant une diminution de l'énergie déployée à leur marinage, et par conséquence un gain de puissance pour la fonction de taille et de pénétration. D'où la nécessité également de connaître la répartition de la puissance totale sur les fonction d'abattage, de propulsion et de marinage.

La reconnaissance du front de taille d'un tunnelier travaillant dans un environnement géologique composé de roches meubles à très meubles s'avère donc être une entreprise délicate qui devra respecter les conditions suivantes :

- réaliser un dispositif de mesure robuste, au niveau du V.E.R. d'un outil de coupe, pour obtenir une image suffisamment fine permettant d'appréhender la structure du sol en cours de taille (la fissuration peut être un moyen d'identification, ainsi que son absence). Un V.E.R. plus grand nuirait à la précision de la reconnaissance, un plus petit apporterait un luxe de précision difficilement interprétables (bruit).
- ce dispositif de mesure devra être répété de machine en machine, dans les mêmes dimensions géométriques et d'utilisation. Cette condition doit permettre la comparaison objective des signaux de mesure : seules doivent évoluer les caractéristiques intrinsèques des sols.
- ♦ intégrer l'ensemble des paramètres de fonctionnement d'une machine pour avoir la possibilité d'effectuer différentes corrélations, les recouper entres elles, et aller au-delà de la "simple" reconnaissance qualitative au fur et à mesure de l'évolution des connaissances.

La recherche d'une corrélation entre les efforts de coupe appliqués sur un outil et les caractéristiques géotechniques d'un sol peut se concevoir selon deux approches.

La première se propose d'analyser le processus de rupture des sols dans le cadre de plusieurs modèles rhéologiques, et selon le type du matériau et la forme de l'outil de taille, de fournir des efforts qui doivent théoriquement s'appliquer sur l'outil. Cette démarche doit s'effectuer en laboratoire, seul lieu où les chercheurs pourront tenter de maîtriser les paramètres qu'ils ont identifié comme représentatifs de la taille d'un matériau.

Selon la qualité des modèles mis en oeuvre, les résultats seront plus ou moins proches de la réalité, mais tous feront appel à la prise en compte de paramètres difficiles, voire impossible à déterminer : c'est notamment le cas du coefficient de frottement outil – copeau dont personne ne connaît les variations sous l'effet d'un changement du fluide de forage par exemple. Ces modèles vont donc fournir des résultats très précis à la condition de connaître les différents paramètres pris en compte dans leur analyse, ce qui n'est jamais le cas sur un chantier.

C'est une démarche inverse qui est appliquée dans la seconde approche et que nous avons utilisée. C'est à partir des efforts mesuré in-situ que nous avons recherché des formulations simples à partir de modèles rhéologiques prenant en compte que peu de paramètres de contrôle autre que des efforts de taille ou des dimensions. Les résultats obtenus sont par nature plus grossiers mais peuvent avoir le mérite de pouvoir être appliqués de façon universelle, moyennant l'utilisation de coefficients de calage.

# Chapitre III

# **DISPOSITIF INSTRUMENTAL**

# III – DISPOSITIF INSTRUMENTAL

## III 1 – BUT RECHERCHE ET PROPOSITION DE METHODE

Nous avons défini dans le chapitre précédent trois grands principes pour la réalisation d'un dispositif instrumental visant à reconnaître les types de terrain en cours d'excavation par un tunnelier :

- réaliser un dispositif robuste basé sur l'instrumentation d'un outil de coupe classique ;
- pousser très en avant l'industrialisation du dispositif pour pouvoir l'insérer avec le maximum de facilité sur un nombre croissant de machine;
- intégrer l'ensemble des paramètres de fonctionnement d'une machine dans l'acquisition des mesures.

Pour l'élaboration d'une instrumentation, il nous faut avant tout adapter le système de reconnaissance à la précision que l'on désire obtenir. En effet, un massif géologique n'étant pas homogène, l'échelle la plus fine pour laquelle il sera possible d'extraire des paramètres mesurés, dépendra de l'influence conjuguée de l'ensemble des hétérogénéités de ce massif sur ces paramètres.

L'enregistrement des paramètres de fonctionnement d'une machine (poussée, couple, vitesse d'avance) permet au plus d'obtenir une idée de la réponse de l'ensemble du front de taille vis à vis de son abattage, ce dernier pouvant être une composition de terrains différents. En outre, ces paramètres intègrent non seulement le comportement des terrains sous la taille, mais aussi les frottements terrain – machine ainsi que ceux internes à la machine elle même. Leur analyse ne sera donc susceptible de fournir qu'une information globale sur la qualité du front de taille, polluée par les réactions mécaniques de la machine d'excavation. D'où l'idée de mesurer des paramètres le plus proche possible de l'abattage pour mieux s'affranchir du fonctionnement mécanique de la machine.

Le but recherché que nous nous sommes fixé, à savoir déterminer les variations de qualité d'un terrain en cours de taille, peut être abordé selon deux grands principes. Le premier consiste à observer les variations d'amplitudes dans un train d'ondes ayant traversé une portion du front de taille, le second à mesurer les variations des efforts mécaniques provoqués par ces terrains lors de leur excavation.

L'analyse des variations d'amplitudes peut être appliquée avec les cinq grandes familles génératrices d'ondes :

- ◆ la sismique, la plus développée de toutes et beaucoup utilisée dans le génie pétrolier,
- l'acoustique, se différenciant de la sismique par les longueurs d'ondes utilisées,
- l'electromagnétisme (RADAR), qui concentre actuellement une part importante des objectifs de recherche (Tillard 1990),
- l'électrique, de loin la plus ancienne des méthodes utilisées en reconnaissance des terrains (Sekpey 1990),
- le nucléaire, très délicate à mettre en oeuvre.

Chacune de ces méthodes a bien évidemment ses avantages et ses inconvénients, mais ces derniers deviennent quelquefois des obstacles infranchissables lorsqu'il s'agit d'appliquer une technique au domaine du tunnelier pour la reconnaissance des terrains au front de taille.

#### Chapitre III – Dispositif instrumental

Si l'excavation se fait sans boue de forage, la méthode sismique, mais également la méthode acoustique, nécessite un couplage étroit entre le terrain et le récepteur de l'onde. Or ce couplage est très difficilement réalisable, sur le plan technique, lorsque le disque de coupe du tunnelier est entraîné en rotation. Ce phénomène rend alors les interprétations sur les signaux recueillis extrêmement aléatoires.

Les ondes électromagnétiques (RADAR) présentent quant à elles l'inconvénient d'être amorties par l'eau, ainsi que par les terrains très conducteurs (telles que les argiles). Or, le but fixé est l'adaptation d'un système sur des tunneliers à confinement qui travaillent principalement dans des sols (où l'argile est en majorité présente) situés sous la surface de la nappe phréatique, ce qui rend l'utilisation d'une méthode electromagnétique totalement inadaptée.

L'examen de la propagation des courants électriques autour d'un tunnelier présente beaucoup d'avantages en terme de facilité d'instrumentation, de mesure, de qualité de pénétration (l'eau dans les sols est un bon conducteur), à condition de s'affranchir des phénomènes induits par l'importante masse métallique que représente le tunnelier.

Les méthodes nucléaires sont quant à elles, à éliminer de par le risque que présenterait une défaillance d'un tel système.

Ainsi, les méthodes d'évaluation de la qualité du front de taille d'un tunnelier à confinement, par des procédés d'analyse d'onde, à chaque instant de la foration, ne permettent pas encore de s'affranchir des problèmes techniques d'adaptation qui nuisent au bon déroulement des processus mathématiques d'analyse instantanés.

Nous en venons alors à l'idée d'utiliser les variations des efforts de la taille, induites par les variations de résistance mécanique des diverses roches composant le front de taille, pour caractériser ce dernier. Cette méthode est à l'origine mise en oeuvre dans la technique des diagraphies (instantanées ou différées) par les pétroliers pour analyser les différents "logs". Il a en effet été constaté qu'une entité géologique provoquait des variations d'amplitudes différentes en fonction non seulement de sa résistance mécanique, mais aussi selon son degré de fracturation, de l'orientation de sa schistosité ou bien encore de sa plus ou moins grande plasticité (roche ou sol).

De plus, l'avantage de travailler sur des signaux d'efforts issus de la taille permet d'en extraire directement, à l'aide des diverses méthodes mathématiques, des caractéristiques mécaniques. Ce qui n'est pas le cas si nous devions travailler sur des signaux issus d'une injection de courant ou du retour d'une onde, pour lesquels il serait nécessaire de pratiquer une interpolation afin de revenir aux caractéristiques mécaniques (formule de WILLIE en électricité par exemple). Or, ce type d'interpolation à pour désavantage de faire introduire des coefficients approximatifs, résultant de l'expérience, et qui nuisent à la précision de ces méthodes.

### III 2 - DESCRIPTION DU SYSTEME ADOPTE

Deux options s'offrent à nous pour mesurer les variations dans les efforts de coupe au niveau du front de taille. La première consiste à créer un système spécialement dédié à cette reconnaissance. La seconde revient à utiliser au maximum la géométrie actuelle des outils de coupe.

La première option n'est pas une solution envisageable car elle ne saurait rendre compte des véritables efforts de coupe s'appliquant sur un outil, et par là, à toute la structure du tunnelier. Un tel système ne serait alors destiné (et limité) qu'à la seule détermination de paramètres qualitatifs du front de

taille (plus ou moins forte dureté). Eventuellement, si l'on connaît parfaitement son mécanisme de destruction (taille), nous pourrions accéder à des caractéristiques géotechniques, mais cette interprétation ne pourrait se concevoir qu'après avoir réalisé des essais de quantification en laboratoire. Or, de tels essais de quantification ont déjà été effectués sur différentes géométries d'outil de coupe. L'utilisation de ces acquis permettra également de reporter les résultats sur le fonctionnement global de la machine d'excavation.

De plus, la mesure des efforts s'exerçant réellement sur un outil de coupe commun permet d'accéder à une plus grande variété d'informations. La première d'entre elles est l'appréciation de l'usure de l'outil. Sous réserve que la machine d'excavation travaille dans un terrain homogène est constant tout le long du profil de l'ouvrage, il est possible de considérer que la valeur moyenne des efforts s'exerçant sur l'outil va évoluer au cours du temps du fait du changement progressif de la géométrie de ce même outil sous l'effet de l'usure. Pour une vitesse de pénétration identique, la force moyenne à exercer sur l'outil va être plus importante. L'élaboration pendant l'exécution du chantier, d'un graphique montrant l'évolution de la force moyenne de coupe en fonction de la longueur excavée permettra de définir un seuil au delà duquel il sera jugé nécessaire de remplacer les outils de coupe. Il devrait alors s'en suivre une baisse de la force moyenne de coupe.

Le retour d'information sera aussi très instructif pour ce qui concerne le dimensionnement des machines d'excavation. En mesurant les efforts réels de coupe qui s'exercent sur un outil, et à la condition que l'on possède ce type d'information à différents rayons, la simple multiplication de ces efforts par le nombre d'outils va permettre de mesurer les efforts totaux absorbés par la fonction de taille, indépendant des efforts de frottement mécanique. En faisant le rapport avec les efforts globaux mis en oeuvre par la machine, il sera alors possible aux bureaux d'études d'affiner le dimensionnement des futures machines d'excavation.

Ainsi, la solution adoptée pour la réalisation d'un système de reconnaissance des terrains au front de taille d'un tunnelier à confinement a été la suivante :

⇒ tout d'abord, il était souhaitable que l'instrumentation puisse avoir lieu selon les deux sens de rotation de la tête de coupe du tunnelier. Pour cela il a été choisi d'utiliser un outil de coupe double, placé sur un axe. Cet outil peut alors pivoter pour se mettre en position de coupe selon le sens de rotation (figure III.1). Cette instrumentation apporte l'avantage supplémentaire de ne nécessiter qu'un seul est unique axe instrumenté pour la mesure des efforts dans les deux sens de rotation.



Figure III-1 : Plan de définition de l'instrumentation.

⇒ l'outil de mesure expérimental a été défini pour pouvoir mesurer deux efforts perpendiculaires : l'effort tangentiel au front de taille (de coupe ou de taille), dénommé ( $F_c$ ) et l'effort normal (de poussée ou de refoulement), dénommé ( $F_p$ ) (figure III.2). Ces deux efforts se répercutent sur l'axe de chape instrumenté selon deux composantes ( $F_h$ ) et ( $F_v$ ). L'étude théorique permet de restituer les efforts de coupe et de poussée exercés sur l'outil en fonction des efforts mesurés sur l'axe, soit :

$$F_{c} = 1.532 F_{v} - 2.915 F_{h},$$
  
$$F_{p} = 0.285 F_{v} - 1.607 F_{h}.$$



Figure III-2 : Schématisation des efforts s'exerçant sur l'instrumentation.

Sachant que l'axe de chape instrumenté est dimensionné pour supporter une charge nominale de 100 kN selon ( $F_v$ ) et 100 kN selon ( $F_h$ ), nous obtenons les efforts maximum suivants :

|Fc max | = 138.3 kN, |Fp max | = 132.2 kN.

Ces efforts maximum théoriques sont à comparer avec les efforts moyens supposés s'appliquer sur un outil de coupe. Ceux ci sont estimés lors du dimensionnement de la puissance à installer sur une machine en tenant compte des couples mis en oeuvre ainsi que de la géométrie de la machine d'excavation. Dans l'application qui a été étudiée les efforts de coupe moyens estimés sont les suivants :

avec le couple nominal : Fc = 36 kN ;
avec le couple maximum : Fc = 48 kN.

Pour l'effort de poussée, celui-ci est estimé en divisant la poussée maximale de la machine d'excavation par le nombre total d'outil, abstraction faite de l'ensemble des frottements. Cet effort estimé est dans notre cas :

$$- Fp = 210 kN.$$

Il doit être considéré comme un maximum car il est déterminé sans tenir compte des frottements qui se produisent sur le pourtour du corps d'un tunnelier, ni de la part de poussée supportée par le disque de coupe en lui même, ni des frottements mécaniques internes à la machine.

Nous pouvons donc constater que les efforts mesurables grâce à l'axe de chape instrumenté couvrent la plage des efforts estimés lors du dimensionnement d'une machine.

Pour connaître les efforts, il est nécessaire de placer une chaîne d'acquisition derrière l'axe instrumenté. Cette chaîne se doit de ramener les signaux issus de l'axe vers un système d'enregistrement qui récupère également les paramètres de fonctionnement de la machine en vue de corréler l'ensemble de ces données entre elles.

Cette chaîne (figure III.3) se compose :

- d'un collecteur électrique permettant de faire transiter les courants d'un support mobile (le disque de coupe) vers un support fixe (le tunnelier),
- d'un convertisseur de courant (un par voie de mesure) transformant les courants de très faible intensité en des courants d'intensité calibrée (4 à 20 mA),
- d'une carte électronique d'acquisition permettant la lecture par l'automate programmable,
- d'une carte de communication de l'automate vers le système d'enregistrement,
- un PC industriel constituant le système d'enregistrement des données de l'axe et du tunnelier,
- un modem transmettant l'ensemble des informations vers un site central où elles seront traitées.



Figure III-3 : Définition de la chaîne d'acquisition.

L'ensemble de cette chaîne d'acquisition possède un temps d'échantillonnage de 0.3 s soit une fréquence d'échantillonnage de 3.3 Hz. Il en résulte que la fréquence maximale qui pourra être reconnue

#### Chapitre III – Dispositif instrumental

sera égale à 1.65 Hz. Cette valeur peut être considérée comme suffisante si l'on se réfère aux résultats énoncés par SAMUEL et SEOW et décrits au chapitre précédent. Ces auteurs affirment que lors de la taille de roches (basaltes) l'énergie principale était comprise dans un intervalle de 0 à 2 Hz. Pour les sols, nous avons émis l'hypothèse que la plasticité de ces derniers aurait pour conséquence de limiter l'énergie de taille dans un intervalle bien inférieur à 2 Hz.

### III 3 – MISE EN OEUVRE

L'instrumentation a été mise en oeuvre sur un tunnelier à pression de terre devant réaliser un collecteur d'eau usée dans la région parisienne. Les caractéristiques de la machine sont les suivantes :

- Poussée maximale : 1000 tonnes répartie sur 10 vérins,
- Couple nominal : 90 tonnes \* mètres,
- Couple de déblocage : 120 tonnes \* mètres,
- ♦ Vitesse d'avance maximale : 6 cm / minute.

L'ouvrage souterrain à exécuter a une longueur totale de 1400 mètres à une profondeur moyenne de 30 mètres. Il est réalisé avec des voussoirs préfabriqués posés au fur et à mesure de l'avancement, ce qui lui confère un diamètre intérieur de 2.60 mètres (diamètre de creusement 3.14 mètres).

Le collecteur se trouve dans deux horizons géologiques typiques de la région parisienne (figure III.4) :

- ◆ Les Sables de Beauchamp,
- ♦ Les Marnes et Caillasses.

Les Marnes et Caillasses est un horizon appartenant au Lutétien, dans son faciès laguno – continental. C'est une alternance de marnes blanches magnésiennes, de bancs de dolomie beige et de bancs de calcaires coquilliers. Dans les quartiers nord de Paris, on y retrouve des niveaux gypseux. Cette formation a été décrite comme une alternance de bancs marneux et de bancs compacts de 20 cm à 50 cm d'épaisseur. Les caillasses sont de couleur grisâtre, très dures, à cassures écailleuses, et sont en majorité des dolomies massives. Elles contiennent parfois des concrétions siliceuses vacuolaires ("morilles") et des cristaux de leucite (variété fibreuse de quartz). Elles peuvent se présenter en bancs de petites plaquettes disjointes verticalement et délitées horizontalement.

Des tests de résistance à la compression simple (R.C.S.) ont été réalisé sur des échantillons de Caillasses fracturés par le tunnelier et récupérés dans les déblais. Les résultats obtenus sont les suivants :

RCS maximale : 127 MPa, RCS minimale : 76 MPa, RCS moyenne : 96 MPa b.

Ces valeurs sont plus élevées que celles qu'il est possible de trouver dans la littérature. Cette dernière fait état d'une résistance à la compression simple voisine de 30 MPa à 50 MPa.

La partie marneuse de cet horizon possède une perméabilité à l'eau très variable qui dépend essentiellement de l'hétérogénéité de la formation, et qui oscille entre  $10^{-3}$  et  $10^{-8}$  m/s. La teneur en eau varie de 20 à 35 % et les essais de limites d'Atterberg donnent une limite de liquidité comprise entre 30% et 60% pour un indice de plasticité de 7 à 30. Les essais de caractérisation triaxiaux non drainés font état de valeurs très diverses dont les moyennes sont de l'ordre de 30° pour  $\Phi_u$  et 0.05 MPa pour  $C_u$ .

| PERIODES    | EPOQUES     | ETAGES        | FORMATIONS                      |  |  |
|-------------|-------------|---------------|---------------------------------|--|--|
|             | HOLOCENE    |               | Alluvions modernes              |  |  |
|             |             | Würm          | Alluvions anciennes             |  |  |
| QUATERNAIRE | PLEISTOCENE | Riss          | Limons des plateaux, loess      |  |  |
|             |             | Mindel        | Cailloutis de Sénart            |  |  |
|             | PLIOCENE    |               | Sables de Lozère                |  |  |
|             | MIOCENE     |               |                                 |  |  |
|             |             |               | Meulière de Montmorency         |  |  |
|             |             | Stampien s.s. | Sables de Fontainebleau         |  |  |
|             | OLIGOCENE   |               | Marnes à huîtres                |  |  |
|             |             | Sannoisien    | Calcaires de Brie et de Sannois |  |  |
|             |             |               | Argile verte de Romainville     |  |  |
|             |             |               | Marnes blanches                 |  |  |
|             |             | Ludien        | Marnes bleues                   |  |  |
|             |             |               | Masses et marnes du gypse       |  |  |
|             |             |               | Marnes à Pholadomies            |  |  |
| TERTIAIRE   |             |               | 4 <sup>•</sup> masse de gypse   |  |  |
|             |             |               | Calcaire de Noisy-le-sec        |  |  |
|             |             | Marinésien    | Sables de Monceau               |  |  |
|             |             |               | Calcaire de Saint Ouen          |  |  |
|             |             |               | Horizon de Mortefontaine        |  |  |
|             |             |               | Calcaire de Ducy                |  |  |
|             | EOCENE      | Auversien     | Sables de Beauchamp             |  |  |
|             |             | Lutetien      | Marnes et caillasses            |  |  |
|             |             |               | Calcaire grossier               |  |  |
|             |             | Sparnacien    | Sables supérieurs               |  |  |
|             |             |               | Fausses glaises                 |  |  |
|             |             |               | Sables d'Auteuil                |  |  |
|             |             |               | Argile plastique                |  |  |
|             |             |               | Conglomérat de Meudon           |  |  |
|             | PALEOCENE   | Montien       | Calcaires et marnes de Meudon   |  |  |
| MESOZOIQUE  | CRETACE SU. | Campanien     | Craie blanche à silex           |  |  |

Figure III-4 : Log stratigraphique du bassin de Paris.

Les Sables de Beauchamp appartiennent à l'étage géologique du Bartonien. Ce sont des sables quartzeux fins, vert-bleu ou jaunes, avec des niveaux argileux ou gréseux. Ils contiennent également des bancs de calcaires plus ou moins gréseux et des bancs de gypse, dont l'épaisseur et la disposition sont très irrégulières dans l'ensemble de la région.

La perméabilité à l'eau de ces sables est de l'ordre de  $10^{-5}$  m/s, mais elle peut être localement plus importante. La teneur en eau est voisine de 17% et les limites d'Atterberg sont de 25% pour la limite de liquidité et de 7 pour l'indice de plasticité. Des essais triaxiaux non drainés ont permis de déterminer une valeur moyenne de 33° pour  $\Phi_u$  et de 0.2 MPa pour C<sub>u</sub>.

Globalement, l'ouvrage débute dans la formation des Marnes et Caillasses pendant environ 540 mètres, puis se déroule dans une zone de transition composée de marnes et de sables pendant 180 mètres, viennent ensuite les Sables de Beauchamp sur 720 mètres.

Chapitre III – Dispositif instrumental

Les perméabilités à l'eau de ces sols sont très variables, et peuvent s'avérer importantes (perméabilité de fissure probablement). De plus, l'ouvrage est situé en bordure de la Seine, avec une charge d'eau estimée à 20 mètres. En raison de cette charge d'eau élevée, nous pouvons considérer que la perméabilité va être un phénomène à prendre en compte, non seulement dans la conduite de la machine pour prévenir d'éventuels débourrage, mais aussi dans l'analyse des efforts de coupe, car il est possible d'imaginer qu'une arrivée importante d'eau va agir, à l'image d'un fluide de coupe en mécanique, en diminuant les frottements, donc les efforts sur les outils.

### III 4 – RESULTATS OBTENUS

Cette instrumentation s'est avérée très difficile à réaliser de par la contrainte induite par l'exploitation du tunnelier. Il était en effet impossible de mettre en oeuvre des opérations de contrôle ou de réparation si celles-ci conduisaient à une interruption de la bonne marche de la machine d'excavation.

La première conséquence de ces contraintes à été l'allongement du temps de mise en conformité de l'instrumentation, chaque élément de chaîne d'acquisition devant être testé pendant les périodes de non production. La seconde est de n'avoir pas pu effectuer les réparations utiles au bon fonctionnement de l'instrumentation. En effet, il s'est trouvé qu'une voie de mesure ne transmettait pas d'informations et les différentes procédures de tests nous ont permis de constater qu'une partie du câble reliant l'axe instrumenté au collecteur électrique tournant était rompu. Sa réparation ne pouvant se réaliser sans une interruption prolongée de la production, il n'a donc été possible de mesurer qu'une seule voie de mesure, celle correspondant à l'effort ( $F_V$ ). Un exemple du type de signal enregistré sur cette voie est donné sur la figure III–5.

C'est sur ce type de signal que nous allons tenter, à l'aide de différents moyens de traitements, de faire ressortir le maximum d'informations sur l'état du front de taille.



Figure III-5 : Type de signal enregistré sur une voie de l'instrumentation.

Une première analyse statistique (Magnan 1982) montre deux modes très prononcés se chevauchant fortement (figure III – 6), chacun de ces modes peut être assimilé à une feuille de paramètres,

donc a deux types de sols. Les modes de plus faible amplitude sont pour leur part, significatifs du bruit de fond présent sur les signaux.



Figure III-6 : Analyse statistique : histogramme de la fréquence des amplitudes des signaux bruts.

Cette approche statistique fait resortir la difficulté qui y aura à distinguer chacun de ces deux modes représentatifs chacun d'un type de terrain, si les méthodes de ségrégation automatique ne peuvent s'affranchir du bruit.

Si ces méthodes ne peuvent pas, de façon intrinséque, annihiler l'influence du bruit, il sera indispensable d'effectuer une épuration préalable du signal. L'une des méthodes de filtrage qui pourra alors être utilisée est la sommation de plusieurs signaux consécutifs et représentant chacun les efforts enregistrés durant une révolution entière de la tête de coupe du tunnelier. Cette méthode est inspirée des procédés de traitement préliminaire des signaux utilisés en prospection géophysique pétrolière. Dans ce domaine, lui aussi confronté au problème du bruit dans les traitements, une méthodologie très simple est employée pour diminuer l'importance de ce dernier. Son principe utilise le caractère aléatoire du bruit superposé à des entités constantes de séquence en séquence. Les géophysiciens ont constaté que des sommations de séquences consécutives vont amplifier et mettre en valeur les entités, qui se répètent identiques à elles mêmes à chaque séquence, et annihiler les perturbations dues au bruit. En effet, une amplitude du bruit à de très faible probabilités d'avoir la même polarité au même instant ( $t_i$ ) de chaque séquence. Le signal résultant de cette sommation va ainsi présenter des entités fortement marquées et très peu influencées par le phénomène du bruit.

En réalisant l'histogramme de la fréquence des amplitudes de cinq signaux consécutifs, deux modes très distinct se dégagent alors, confirmant ainsi la présence de deux familles de paramètres. De même, les modes secondaires dus au bruit sont fortement atténués (figure III–7).

Pour réaliser des sommations de plusieurs signaux successifs, il est utile de s'interroger sur la validité d'une telle procédure. En considérant un tunnelier possédant un disque de coupe équipé d'outils montés en une configuration simple passe de 2 cm/tour, cinq tours représente une profondeur d'excavation totale de 10 cm.



Figure III-7 : Analyse statistique : histogramme de la fréquence des amplitudes de cinq signaux bruts sommés.

Il est possible de considérer qu'une profondeur d'excavation de cet ordre de grandeur ne sera pas le siège de variations géologiques brutales. En réalisant une analyse de la variation des efforts en chaque point de mesure sur une rotation du disque de coupe comme représenté sur la figure III-8, l'hypothèse de variations progressives peut être retenue. En chacun de ces points, le coeficient de variation est dans la majorité des cas, inférieur à 15% ce qui est très acceptable.



Figure III-8 : variation des efforts en chaque point de mesure sur une rotation du disque de coupe et variation du coefficient de variation.

Ainsi, pour les méthodes de séparation en zones homogènes qui seront développées dans les chapitres qui suivent, soit les démarches seront effectuées sur le signal brut, soit sur un signal pré – traité possédant un rapport signal / bruit moindre.

# **Chapitre IV**

# DECOUPAGE EN ZONES HOMOGENES PAR L'ENTROPIE

## IV – DECOUPAGE EN ZONES HOMOGENES PAR L'ENTROPIE

Dans l'analyse d'une diagraphie, le géotechnicien interprète chaque variation d'un ou plusieurs paramètres comme un changement de lithologie. Pour cela, il a à sa disposition différentes méthodes de traitement du signal allant des techniques d'analyses statistiques aux méthodes numériques complexes. Le but de ces méthodes étant de réaliser un découpage des signaux en zones homogènes, donc de dégager une structure, que l'on doit ensuite caractériser. Dans cette recherche de caractérisation, les méthodes classiques trouvent leurs limites en n'offrant pas de moyens d'identification multi-critères performants. Pour cette raison nous avons cherché à appliquer pour la séparation en zones homogènes d'un signal, deux nouvelles méthodes, dont une issue d'un domaine scientifique extérieur à la géologie : la reconnaissance des formes et des images appelée Vision Assistée par Ordinateur.

La première, l'entropie, doit nous permettre de marquer dans un signal les points qui peuvent être considérés comme des séparateurs entre deux entités. La seconde est quant à elle, destinée à faciliter l'extraction automatique de ces mêmes zones.

Avant de chercher à faire ressortir des zones homogènes dans un signal issu d'une expérience, il est utile de pouvoir dégager sur un signal simple les effets de chaque type de traitement. Le but est alors de reconnaître les formes du traitement mettant en valeur les limites des zones homogènes, ainsi que les moyens de caractérisation de chacune d'elle. Deux signaux ont été choisis : une courbe en cloche et une courbe (sin x / x). La courbe en cloche nous permettra d'apprécier le résultat des différents traitements sur une variation d'amplitude simple. La courbe (sin x / x) fera elle ressortir des formes particulières, résultantes de ces mêmes traitements, sur une succession de variations d'amplitudes différentes.

### **IV 1 – APPROCHE THEORIQUE**

Ce principe de calcul s'appuie sur la notion d'entropie mathématique évaluant la quantité d'agitation d'un signal qui évolue en fonction de la nature des entités géologiques traversées (Duchamps 1988, Jumin 1989). L'entropie est définie mathématiquement à partir d'une courbe D de longueur définie L et du périmètre C de l'enveloppe convexe de D :



soit H(D) l'entropie de D définie par :

$$H(D) = \log\left(\frac{2L}{C}\right)\dots(IV - 1).$$

Dans le cas d'un signal enregistré de manière discrète et régulière comme c'est le cas pour les diagraphies, la longueur L du signal peut être exprimée de la façon suivante :



$$L = \sum_{i=1}^{N} |x_{i+1} - x_i| \dots (IV - 2).$$

Il est alors possible de tracer L en fonction de la longueur forée. Une fonction régulièrement croissante (de  $x_i a x_n$ ) composée de paliers de pentes plus ou moins grandes est obtenue, chacune d'entre elles délimite les diverses zones homogènes.



La pente des divers paliers caractérise l'agitation : plus la pente est élevée, plus la courbe est chaotique.

Cette méthode permet donc un découpage en zones homogènes d'un signal avec une rapidité d'exécution et une grande simplicité qui lui confère un grand intérêt. Toutefois, pour obtenir une caractérisation des zones ainsi définies, il est nécessaire de faire intervenir la notion de dimension caractéristique (DC), elle même reliée au Volume Elémentaire Représentatif (V.E.R.). La dimension caractéristique est destinée à remplir les mêmes fonctions que la distance d'autocorrélation (DA) qui exprime le décalage du signal par rapport à lui même au-delà duquel il nous est possible de considérer les valeurs comme non corrélées. En d'autres termes, une valeur mesurée au point (x+DA) et représentative d'une caractéristique quelconque, est supposée n'avoir subi aucune influence de la caractéristique mesurée au point (x). Par conséquent, ces deux caractéristiques sont considérées comme indépendantes l'une de l'autre, donc appartenant à deux entités (géologiques) différentes.

Ainsi, pour chaque palier du graphe représentant l'entropie, la dimension caractéristique s'exprime par le rapport :

$$DC = \frac{\sigma}{p} \dots (IV - 3),$$

dans lequel ( $\sigma$ ) représente l'écart type des valeurs du paramètre et (p) la pente du palier.

De nombreux essais sur des paramètres de forage ont effectivement montré (Morlier 1989) que cette dimension caractéristique (DC) était très bien corrélée avec la distance d'autocorrélation (DA) selon un rapport ( $\alpha$ ) tel que :

$$\alpha = \frac{DA}{DC} \dots (IV - 4).$$

Pour améliorer le découpage d'un signal en zones homogènes à l'aide de l'entropie, de nouvelles formes d'entropies adimensionnelles ont été développées. Ces différentes formes sont :

$$E_{2} = \log_{2} \left( \frac{\sum_{i=1}^{n-1} |x_{i+1} - x_{i}|}{x_{max} - x_{min}} \right) \dots (IV - 5);$$
$$E_{3} = \log_{2} \left( \frac{\sum_{i=1}^{n-1} |x_{i+1} - \overline{x}|}{x_{max} - x_{min}} \right) \dots (IV - 6);$$

(Remarque : le logarithme est utilisé ici pour avoir comme unité le bit. Le logarithme n'a comme effet que d'amplifier les variations au voisinage de zéro et de les diminuer vers les grandes valeurs. Il en résulte que les mêmes discontinuités apparaissent avec ou sans logarithme, donc les mêmes zones homogènes. Il est alors possible de travailler sans le logarithme de base 2).

$$E_{4} = \frac{\sum_{i=1}^{|X_{i} - X|}}{\frac{X_{max} - X_{min}}{2}} \dots (IV - 7);$$

$$E_{5} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{1} (x_{i} - \overline{x})^{2}}{\left(\frac{x_{\max} - x_{\min}}{2}\right)^{2}} \dots (IV - 8)}.$$

Avec l'aide de ces différentes entropies, nous allons tenter de séparer les différentes zones homogènes qui composent des signaux théoriques dans un premier temps, puis plusieurs signaux réels.

#### **IV 2 – APPLICATION SUR UN SIGNAL SIMPLE**

#### IV 2 a – COURBE EN CLOCHE

Avec ce type de courbe nous sommes en présence d'une variation d'amplitude isolée sur laquelle chacune des cinq entropies à notre disposition a été testée.

La figure IV-1 représente l'entropie de la formule (IV-2). Il est alors possible de constater différents signes particuliers :

- il existe une symétrie de part et d'autre du sommet ;
- sur chaque versant nous pouvons observer deux paliers correspondants à deux pentes distinctes ;

• le sommet est marqué par une pente nulle.



Figure IV-1: Courbe en cloche et entropie  $E_1$ .

Le calcul d'une dimension caractéristique peut permettre d'attribuer à chaque zone ainsi définie une valeur représentative du Volume Elémentaire Représentatif, et de relier entre elles toutes les zones de même caractère (dimension caractéristique sensiblement égale), à la condition de pouvoir marquer automatiquement les limites de ces zones. Cette fonction n'est pas acquise car il est complexe de définir une limite sur une variation très progressive.



Figure IV-2 : Courbe en cloche et entropie E2b.

L'entropie E2 exprimée par la formule (IV-5) présente une allure totalement différente, d'autant plus qu'elle peut être exprimée de deux manières distinctes : soit les mini et maxi sont ceux du signal total à analyser (E2b – figure IV-2), soit ils sont évolutifs au cours de la lecture du signal (E2a – figure IV-3).

Ces deux entropies ne sont plus symétriques et présentent le désavantage de fournir des pentes différentes selon le versant du pic ce qui conduit à des interprétations divergentes. Il en est également ainsi des entropies E3, E4 et E5.



Figure IV-3 : Courbe en cloche et entropie E2a.

Ces différentes entropies ont alors été retravaillées pour obtenir de nouveau des courbes symétriques, plus facilement exploitables, et pour lesquelles les limites des zones homogènes soient plus marquées.

Pour ce faire, une entropie résultante ER a été formulée à partir de la sommation d'une entropie calculée avec une lecture croissante (de  $x_i$  à  $x_n$ ) du signal et une entropie calculée à partir d'une lecture décroissante (de  $x_n$  à  $x_i$ ). Appliqué aux entropies précédemment évoquées, ce concept nous permet de retrouver une symétrie dans le signal résultant, ainsi que des rebroussements dans le calcul de certaines entropies, délimitant ainsi plus nettement des zones homogènes. Cette entropie résultante ER s'exprime par la relation :

ER1 = 
$$\sum_{i=1}^{n} |\mathbf{x}_{i+1} - \mathbf{x}_{i}| + \sum_{i=n}^{1} |\mathbf{x}_{i+1} - \mathbf{x}_{i}|$$
.....(IV - 9).

Cette entropie énoncée en IV-9, permet d'isoler deux zones, l'une correspondant au sommet du pic, l'autre à la base de ce dernier. Chacune d'elle peut être caractérisée par une pente qui lui est propre (figure IV-4).



Figure IV-4 : Courbe en cloche et somme des entropies E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi).

La délimitation ainsi obtenue n'est pas identique à celle fournie par le simple calcul de l'entropie E1 en lecture croissante (de  $x_i a x_n$ ) (figure IV-1) : dans le cas d'une double lecture, la limite entre ces deux zones s'est déplacée vers le sommet. Cela conduit à une interprétation différente, ainsi qu'a un recalibrage du coefficient ( $\alpha$ ) reliant la distance d'autocorrélation à la dimension caractéristique, du fait de la modification des pentes (formule IV-4).

L'intérêt des entropies suivantes est d'obtenir une précision plus grande dans la délimitation des diverses zones homogènes, en marquant plus fortement leurs limites, soit par un rebroussement soit par un sommet.

Ainsi, pour la sommation en lecture croissante (de  $x_i \ge x_n$ ) et décroissante (de  $x_n \ge x_i$ ) de l'entropie E2 correspondante  $\ge$  la formule (IV-5), nous pouvons observer les phénomènes suivants (figure IV-5) :

- à un sommet du signal brut correspond un creux de l'entropie résultante (1),
- deux pentes plus marquées peuvent être discernées sur chaque versant (2),
- l'entropie résultante tend à présenter un pic important lorsque le signal tend vers une amplitude faible (3).



Figure IV-5 : Courbe en cloche et somme des entropies E2 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi).

L'entropie E3 de la formule (IV-6) donne les mêmes résultats que l'entropie E4 de la formule (IV-7). Ceux-ci nous montrent (figure IV-6) :

- le sommet du signal brut est marqué par un creux de faible amplitude,
- chaque versant est découpé en trois zones de pente bien distincte,
- l'entropie E3 tend, à l'image de l'entropie E2, vers de fortes valeurs lorsque le signal brut tend vers des amplitudes faibles.

Enfin, l'entropie E5 illustrée par la formule (IV-8) présente comme caractéristiques (figure IV-7) :

- un sommet du signal brut marqué également par un sommet de l'entropie ;
- trois zones pouvant être identifiées ;
- l'entropie tend brutalement vers zéro pour les faibles amplitudes du signal brut.



Figure IV-6 : Courbe en cloche et somme des entropies E3 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi).



Figure IV-7: Courbe en cloche et somme des entropies E5 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi).

## IV 2 b – COURBE (SIN X / X)

La même démarche d'analyse que celle énoncée ci-dessus a été répétée sur un signal présentant des variations dont les amplitudes varient et s'enchaînent les unes après les autres.

Une interprétation par le biais d'une entropie en lecture croissante (de xi à xn) montre alors les limites d'un tel calcul (figure IV-8). Celles-ci résident dans la difficulté à évaluer les diverses pentes destinées à caractériser les zones homogènes. Cette démarche est relativement aisée lorsque les variations sont importantes, mais nettement moins dans le cas de variations d'amplitudes peu différentes et peu prononcées.



Figure IV-8: Courbe (sin x / x) et entropie E1 en lecture croissante (de xi à xn).

L'intérêt de la sommation de l'entropie calculée avec une lecture croissante (de  $x_i a x_n$ ) du signal puis avec une lecture décroissante (de  $x_n a x_i$ ) apparaît très clairement ici (figure IV-9), avec des succès différents selon le type d'entropie mise en oeuvre. En effet, chaque extremum du signal est marqué par un rebroussement de l'entropie résultante ER1 et a chaque point d'inflexion correspond un sommet.



Figure IV-9: Courbe (sin x/x) et sommation des entropies E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi).

Les pentes nécessaires à la caractérisation de chaque zone homogène sont ainsi beaucoup plus prononcées et ainsi mieux identifiables.

Les autres formes de l'entropie présentent non plus des paliers mais des rebroussements. Toutefois, comme il l'a été observé sur la courbe en cloche, il n'y a plus de symétrie lors des calculs d'entropie issus de la lecture croissante (de  $x_i a x_n$ ) du signal (figure IV-10). La sommation des entropies calculées en lecture croissante (de  $x_i a x_n$ ) et décroissante (de  $x_n a x_i$ ) s'avère ici indispensable pour acquérir de nouveau une symétrie.

Quelles que soient les formes d'entropie alors utilisées, il est possible de constater que les différents rebroussements, qui sont les seuls points de repère pour les interprétations sur le signal brut, ne marquent aucuns phénomènes particuliers de ce dernier. Ils ne correspondent ni à un extremum ni à un point d'inflexion. Ils présentent de plus un décalage entre le point qu'ils marquent sur le signal et l'extremum de plus proche de celui-ci (figure IV-11).



Figure IV-10 : Courbe (sin x / x) et différentes formes d'entropies en lecture croissante (de xi à xn). a) E2 ; b) E3 ; c) E5.



Figure IV-11 : Courbe (sin x / x) et différentes formes d'entropies en lecture croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi) sommées. a) E2 ; b) E3 ; c) E5.

Mais un signal peut également présenter une dérive. Pour apprécier son influence sur le calcul des entropies, une dérive linéaire à la courbe (sin x / x) a été ajoutée soit :

$$y = \frac{\sin(x)}{x} + ax + b.....(IV - 10)$$

Sur les deux paramètres (a) et (b), seul (a) apporte une influence sur l'aspect des entropies. Sur la sommation des calculs de l'entropie E1 effectués par ordre croissant (de xi à xn) et décroissant (de xn à xi), une perte de la symétrie est observée ainsi que l'apparition d'un double rebroussement au niveau de l'amplitude la plus forte. Ces rebroussements étant de plus en plus importants au fur et à mesure que le paramètre (a) prend également de l'importance, en valeur absolue (figure IV-12).

Sur les autres types d'entropies, la présence d'une dérive élimine toutes les possibilités d'interprétation en lissant les rebroussements.

Toutes ces constatations invitent à définir un protocole de traitement des signaux par la méthode des entropies. Celui-ci devra éliminer la dérive du signal pour retrouver des entropies symétriques présentant des formes (rebroussements, sommets) facilement reconnaissables d'un signal à un autre. Ceci, dans la perspective de pouvoir transposer les acquis vers toutes les formes de signaux géotechniques, mais aussi de cumuler l'expérience et pouvoir former une base de données solide nécessaire à toute bonne interprétation. De même, ce protocole devra privilégier l'utilisation de l'entropie E1 (formule IV-2) qui présente des formes plus faciles à interpréter que les autres types d'entropies.



Figure IV-12 : Courbe (sin x / x) et sommation des entropies E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi) selon différents coefficients directeur d'une dérive linéaire.

#### IV 2 c – SIGNAL REEL

Les tentatives de traitements d'un signal issu de l'expérimentation menée sur le chantier de la région parisienne, confortent l'idée qu'une analyse par le calcul d'une entropie est difficile à interpréter.

La figure IV-13 présente une entropie E1 calculée en lecture croissante (de xi à xn) ainsi qu'un signal acquis sur un tour de rotation de la tête de coupe.



Figure IV-13 : Signal réel et entropie E1 en lecture croissante (de xi à xn). A : entités pouvant être "visuellement" isolées dans le signal ; B : bruit de fond ; C : paliers identifiés par le traitement à l'aide de l'entropie.

La théorie d'une interprétation par cette entropie veut qu'à chaque palier corresponde une zone homogène caractérisée par sa pente. Une telle analyse est loin d'être innée et les "zones" qui peuvent être isolées aisément ne semblent pas correspondre "visuellement" à des entités homogènes sur le signal. Quant aux autres formes d'entropies, elles démontrent de nouveau leurs faiblesses d'analyse en lissant les différents paliers (figure IV-14).



Figure IV-14 : Signal réel et entropie E3 en lecture croissante (de xi à xn).

L'analyse à l'aide de la sommation de l'entropie E1 en lecture croissante (de xi à xn) et en lecture décroissante (de xn à xi) apporte toutefois une plus grande satisfaction en permettant de délimiter les contours de chacune des "zones visuelles" du signal (figure IV-15).


Figure IV-15 : Signal réel et entropie E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi) sommées.

Toutefois, l'existence d'un bruit de fond important sur l'entropie, crée des artefacts dans le calcul qui se présentent alors sous forme d'indéterminations dans une logique de séparation automatique en zones homogènes. Dans cette configuration, il est à noter qu'il n'est plus possible de caractériser chaque zone ainsi contourée dans la mesure où le domaine compris entre deux pics de l'entropie ne présente pas de pente. Ce phénomène est très bien montré sur la figure IV-16 qui présente un signal carré théorique. Chaque limite de zone sur ce signal est marquée par un pic de l'entropie, mais chaque zone n'est absolument pas caractérisable ni en les comparant une à une ou les unes par rapport aux autres : quelle que soit l'amplitude du signal la valeur de la sommation est la même.



Figure IV-16 : Signal carré théorique et entropie E1 croissante (de xi à xn) et décroissante (de xn à xi) sommées.

Etant donné que le bruit provoque des artefacts dans le calcul de l'entropie lorsque celui-ci est réalisé sur un signal brut, il est interressant de les pratiquer sur un signal pré – traité. Cette démarche a été faite sur des signaux résultants de la sommation de quatre signaux élémentaires (figure IV-17).



Figure IV-17 : Signal pré - traité résultant de la sommation de quatre signaux élémentaires.

En replaçant chaque valeur mesurée en lieu et place de son acquisition, deux zones peuvent se distinguer. Une première en partie haute et en partie basse présente des efforts plus importants en amplitude par rapport à une zone centrale présentant des efforts moindres (figure IV-18).



Figure IV-18 : Sommation de quatre signaux élémentaires repositionnés.

L'application du calcul de l'entropie résultante ER1 (formule IV-9) n'apporte pas de facilité de traitement. Cette entropie ER1 fait preuve d'une agitation importante qui ne permet pas une séparation en zones homogènes (figure IV-19).



Figure IV-19 : Sommation de quatre signaux élémentaires et entropie résultante ER1.

Dans l'interprétation à l'aide de l'entropie, s'ajoute également le problème de la dérive. Avec les signaux théoriques, le type et la valeur des dérives ont été fixés arbitrairement. Dans le cas d'un signal réel, rien ne certifie que cette dérive est constante sur un tour de rotation de la tête de coupe. La figure IV-17 présente un signal réel sur lequel il est possible d'apprécier plusieurs types de dérives possibles.

Une telle incertitude sur le type de la dérive n'est évidemment pas un facteur favorable à une automatisation du procédé de séparation en zones homogènes à l'aide d'une entropie. Pour pallier à cet inconvénient, il est nécessaire de trouver dans les paramètres de fonctionnement de la machine, les informations pouvant conduire à une correction du signal de mesure des efforts de taille sur un outil instrumenté.



Figure IV-20 : Signal réel et illustration de différentes dérives possibles.

L'un ce ces paramètres peut-être l'excentricité du centre de poussée de la machine par rapport à son centre géométrique. Pour permettre le guidage d'un tunnelier, la poussée n'est pas exercée au centre géométrique de la machine, mais en un point excentré. A ce centre de poussée est ainsi appliqué la poussée

totale exercée par l'ensemble des vérins de propulsion en activité. Cette poussée totale se répartie sur l'ensemble du front de taille selon une répartition triangulaire du fait de cette excentricité. Dans ces conditions, l'effort appliqué sur un outil sera différent selon la position de celui-ci sur le front (figure IV-21).

En effectuant une correction selon l'excentricité du centre de poussée, cela revient à recalculer le signal d'effort sur un outil en considérant un effort de poussée uniforme au cours de sa rotation.



Effort de poussée Position de l'outil

Figure IV-21 : Intensité de l'effort de poussée appliqué sur un outil selon l'excentration du centre de poussée et la position de l'outil sur le front de taille.



Figure IV-22 : Signal réel et excentricité du centre de poussée.

Mais s'il est aisé de connaître la valeur de l'excentricité à partir des données acquises sur le site de l'expérimentation (figure IV-22), la connaissance de la répartition de l'effort de poussée sur le front de taille est impossible. En effet, cette dernière est influencée non seulement par l'amplitude de l'effort de poussée mais aussi par les contraintes exercées par le terrain sur le pourtour de la machine, ainsi que par la conception mécanique de la machine. Seule est accessible à notre connaissance la répartition théorique de l'effort sur le front de taille : elle est égale à la pression des terres au repos augmentée de la pression hydrostatique. Cette répartition est valable en statique, à l'arrêt du tunnelier, mais en dynamique, lors de l'excavation des terres, son application n'est pas certaine.

Dans ces conditions, il s'avére très difficile de proposer le principe soit de l'entropie naturelle E1 (formule IV-2), soit de l'entropie résultante ER1 (formule IV-9) dans un processus de séparation en zones homogènes.

Une seconde méthode de séparation en zones homogènes doit donc être mise en oeuvre sur un signal quelconque dans le but :

- d'isoler un ensemble de valeurs constituant l'entièreté d'une zone et non pas seulement ses limites;
- de s'affranchir des problèmes de dérive ;
- de maîtriser les phénomènes dus au bruit.

# Chapitre V

### DECOUPAGE EN ZONES HOMOGENES PAR SEPARATION GEOMETRIQUE

# V – DECOUPAGE EN ZONES HOMOGENES PAR SEPARATION GEOMETRIQUE

Dans une optique de séparation des zones homogènes présentes dans un signal, une approche développée à partir de l'analyse automatique des images numériques peut-être une solution pour résoudre ce problème. Cette approche consiste à considérer le signal dans son ensemble comme un mélange de différentes populations. Ces dernières sont alors, dans un espace défini à priori par l'utilisateur, des familles (ou modes) qu'il faut détecter et isoler dans un premier temps, pour ensuite en déterminer leurs caractéristiques spécifiques.

Pour le domaine de la Vision Assistée par Ordinateur (V.A.O.), l'analyse d'une image est souvent envisagée comme une procédure de décomposition en régions homogènes qu'il s'agit de reconnaître (Vasseur 1979). Cette technique de segmentation s'appuie sur des décisions prises au niveau des pixels (points unité d'une image) sur la base de leurs propriétés (intensité, contraste), de leur voisinage et de leur arrangement spatial (Rock 1975, Davis 1975). Elle fait appel à des modèles décisionnels de nature statistique permettant de regrouper les pixels d'une même image en classes statistiquement homogènes. La simplification de l'image s'acquiert par une partition en régions distinctes.

### V1 – APPROCHE THEORIQUE

L'algorithme proposé ici est basé sur l'hypothèse que l'ensemble des paramètres est distribué selon une densité de probabilité multimodale et qu'à chaque mode est associée une classe (Postaire 1987). Dans ce cas, l'étude de la convexité de la fonction de distribution est un des outils capable d'isoler les différents modes. La procédure décrite ici est basée sur deux notions très naturelles, la convexité et la concavité, et fait appel à une certaine intuition. Elle fait en outre intervenir des fonctions de comptage et de décisions logiques qui procurent une grande économie de temps dans les calculs implantés sur ordinateur.

Posons maintenant quelques définitions de vocabulaire :

- un paramètre est une information mesurée lors du processus de destruction d'un terrain, comme par exemple la vitesse d'avance, la poussée ou le couple. Il peut être représenté également par une valeur calculée sur ces informations comme une moyenne, un écart-type ou un travail.
- une forme est un point défini dans un espace des paramètres qui servent à la caractériser. Si (c) est le nombre de paramètres caractérisant une forme, nous pouvons assimiler l'espace des formes à un espace euclidien (F<sup>C</sup>) de dimension (c), dont chaque point (f) représente une forme.
- **p(f)** est la fonction de distribution d'un ensemble de formes dans (F<sup>C</sup>).

Le problème posé est donc de réaliser une partition de l'espace ( $F^c$ ) en différents sous-ensembles ( $F_i^c$ ) (i=1,...,n) de telle sorte qu'à l'intérieur de chacun de ces sous-ensembles la fonction p(f) soit unimodale. Nous dirons alors que (n) est le nombre de classes de l'ensemble des formes caractérisé par ( $F^c$ ) et p(f).

La fonction p(f) étant inconnue, la seule information disponible est un échantillon de (N) formes extraites de l'ensemble à partitionner ; extraites car l'acquisition n'est pas continue mais discrète. C'est donc sur une estimation q(f) de p(f) que la méthode est basée. Il apparait alors que la fonction d'estimation q(f)peut être choisie convexe au voisinage de ses modes et concave dans les vallées séparant ces modes. Cette observation nous conduit non plus à rechercher une fonction d'estimation q(f), mais simplement de tester la forme de cette fonction (concave ou convexe). La séparation découle alors des tests de convexité.

Un test de convexité est fondé sur l'analyse des variations de la valeur moyenne de la densité de probabilité calculée sur des domaines d'observation de dimensions variables. VASSEUR et POSTAIRE (1987) donnent les définitions d'un domaine d'observation et de l'évaluation de la valeur moyenne de la fonction de densité (figure V-1) :

- Domaine d'observation : soit (Dr) un domaine convexe de (F<sup>c</sup>) appelé domaine de référence. Il est possible d'associer à chaque formes (f) de (F<sup>c</sup>) une famille de domaines D(f, $\alpha$ ) centrés en (f) et homothétiques du domaine de référence (Dr) également centré en (f). Les domaines D(f, $\alpha$ ) sont appelés domaine d'observation.
- Valeur moyenne de la fonction de densité p(f) : la valeur moyenne p(f) sur un domaine D(f,a) est donné par l'expression :



Figure V-1 : Définition d'un domaine de référence d'un espace à deux dimensions.

Ces auteurs donnent une explication mécanique à l'expression de la valeur moyenne de p(f). Si on assimile p(f) à une masse volumique, le numérateur de la formule (V-1) peut s'interpréter comme la masse  $M{D(f,\alpha)}$  du domaine  $D(f,\alpha)$  tandis que le dénominateur représente alors la masse volumique moyenne  $\rho{D(f,\alpha)}$  de  $D(f,\alpha)$ :

$$\operatorname{Moy}\left\{p(f)\right\}_{D(f,\alpha)} = \rho\left\{D(f,\alpha)\right\} = \frac{M\left\{D(f,\alpha)\right\}}{V\left\{D(f,\alpha)\right\}} \dots (V-2).$$

Ils démontrent également deux théorèmes définissant les propriétés fondamentales des domaines d'observation :

théorème 1 : Le volume V{D(f, $\alpha$ )} du domaine d'observation D(f, $\alpha$ ) est donné par l'expression : V{D(f, $\alpha$ )}=a<sup>c</sup>.V(Dr),

dans laquelle (c) et V(Dr) représentent respectivement, la dimension de l'espace ( $F^{C}$ ) et le volume du domaine de référence (Dr).

théorème 2 :  $\rho$ {D(f, $\alpha$ )} est une fonction monotone décroissante (resp. croissante) de  $\alpha$ >0, pour tout domaine D(f, $\alpha$ ) inclus dans une portion (D) de (F<sup>C</sup>) à l'intérieur de laquelle p(f) est convexe (resp. concave).

Le principe de la procédure de séparation des modes (zones homogènes) découle de ces deux théorèmes. Il s'articule autour de la scrutation de l'espace ( $F^c$ ) en associant à chaque forme (f) une famille de domaines d'observation D(f, $\alpha$ ). L'étude des variations de  $\rho$ {D(f, $\alpha$ )} dans un voisinage donné de (f) rend alors compte de la convexité de p(f) dans ce voisinage.

Plus exactement, si  $\rho$ {D(f, $\alpha$ )} est décroissante dans le voisinage de V(f) de (f) correspondant à des valeurs de ( $\alpha$ ) variant de (0) à ( $\alpha$ f), alors il est possible d'adopter une estimation de p(f) convexe dans V(f).

De manière analogue, si  $\rho$ {D(f, $\alpha$ )} est décroissante, l'estimation de p(f) peut être choisie concave dans V(f).

Les régions unimodales sont obtenues par regroupement de voisinages convexes non séparés par des voisinages concaves. Par nature, ce regroupement (ou chaînage) permet la détection de régions de tailles et de contours très variés.

En pratique, la séparation géométrique nécessite de fixer deux éléments indispensables au calcul :

- ♦ le nombre de domaines d'observation. Il va définir la précision de la séparation des zones homogènes. Plus ce nombre sera élevé, plus la définition des zones sera précise dans leur contour.
- ♦ les paramètres permettant de définir les formes. Leur nombre donnera la dimension de l'espace (F<sup>C</sup>) et de leur type dépendra l'efficacité de la séparation.

Ces deux éléments ne sont pas totalement indépendants. De bons paramètres de formes, représentatifs des zones que l'on désire isoler, nécessiterons une discrétisation assez faible pour obtenir des résultats acceptables. A l'inverse, des paramètres de formes peu représentatifs imposeront un nombre élevé de domaines d'observation.

Dans tous les cas, on cherchera à travailler avec un nombre de domaines d'observation pas trop élevé pour éviter d'augmenter exagérément le nombre de zones "homogènes" détectées. Le risque est de noyer les entités majeures comprises dans le signal dans un découpage excessif de leur zones de transition, ou de multiplier le nombre de domaines d'observation indéfinis, c'est à dire pour lesquels le nombre de formes qu'ils contiennent n'est pas suffisant pour effectuer les tests de convexité, ce qui génère ainsi des zones "d'ombre" dans le signal.

### V 2 – APPLICATION SUR UN SIGNAL SIMPLE

#### V 2 a - COURBE EN CLOCHE

Sur les mêmes types de courbes simples qu'auparavant, le traitement de séparation en zones homogènes à l'aide de la séparation géométrique a été testé.

Pour montrer l'influence du nombre de domaines d'observation, deux extrêmes ont été choisi :

- un nombre de domaines très faible mais donnant toutefois un découpage d'au moins trois classes distinctes;
- un nombre de domaines le plus élevé possible pour apprécier l'ampleur de la dissection du signal ou des zones d'ombre.

Le choix des paramètres de séparation du signal s'est porté sur :

- une application de premier retour permettant de définir un espace à deux dimensions  $\{x_i; x_{i-1}\}$
- ♦ un calcul de l'écart absolu d'amplitude entre deux valeurs consécutives et de la moyenne de ces points définissant un domaine, également à deux dimensions, {|x<sub>i</sub>-x<sub>i-1</sub>|; (x<sub>i</sub>+x<sub>i-1</sub>)/2}.

Ces deux types de paramètres sont très antinomiques. Pour un signal théorique tel qu'une courbe en cloche, une application de premier retour a de fortes probabilités d'être linéaire, confondue avec la première bissectrice : dans un espace  $\{x_i ; x_{i-1}\}$ , un point (i) est directement influencé par le point (i-1) et la séparation qui peut en résulter est donc très médiocre. Nous pouvons supposer que cette dernière reposera principalement sur le degré de discrétisation.

A l'inverse, un espace défini à l'aide de deux paramètres calculés offre de meilleures possibilités de séparation du signal en prenant mieux en compte son amplitude et son agitation.

Dans le cas d'un signal réel, une application de premier retour peut présenter des figures de répartion des formes particulières, notamment si le signal est le siège d'une perturbation chaostique. Ces ordonnancements particuliers peuvent alors aider à une séparation en zones homogènes. L'utilisation d'un espace constitué de paramètres calculés va permettre pour sa part de concentrer les formes appartenant à une même entité géologique.

Chaque type de paramètres va alors être examiné successivement ainsi que les découpages en zones homogènes qu'ils fournissent :

 $- espace \{x_i; x_{i-1}\}:$ 

Dans cet espace, les formes se répartissent comme il est montré sur la figure V-2.



Figure V-2: Répartition des formes d'une courbe en cloche dans un espace  $\{x_i; x_{i-1}\}$ .

La répartition se réalise effectivement le long de la première génératrice selon des densités plus ou moins fortes. En fonction du degré de discrétisation, il est possible d'isoler un nombre plus ou moins important de modes (figure V-3). Précisons ici que le degré de discrétisation correspond au nombre de découpes élémentaires effectuées sur chaque axe définissant l'espace de travail.



Figure V-3: Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degrés de discrétisation : A) 5 ; B) 15 ; C) 55. (pas d'échantillonnage : 0.1).

Il apparait alors un troisième point de variation du découpage en zones homogènes sous la forme du pas d'échantillonnage du signal. Avec un pas assez large présenté sur la figure V-3, la procédure de séparation reconnaît des zones bien distinctes, séparées entre-elles par des zones "d'ombre" plus ou moins larges. Mais un pas d'échantillonnage plus serré va modifier l'aspect du découpage avec pour effet d'augmenter le nombre des zones détectées et de réduire les zones "d'ombre", sans pour autant les supprimer.



Figure V-4: Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.01).

Ce phénomène semble s'expliquer de la manière suivante. En resserant le pas d'échantillonnage, le nombre de formes réparties dans l'espace des paramètres augmente, ce dernier conservant sa taille. Certains hypercubes, contenant jusqu'ici un nombre de formes insuffisants pour former ou appartenir à un mode, vont prendre plus d'importance. Il en résulte donc une réduction du nombre d'hypercubes indéterminés (ni convexes ni concaves) d'où une diminution de l'importance des zones "d'ombre". Ces "nouveaux" hypercubes vont alors soit se rattacher à un mode déjà existant, soit former un nouveau mode notamment dans les zones transitoires du signal.

$$-espace \{|x_i-x_{i-1}|; (x_i+x_{i-1})/2\}:$$

Les formes se répartissent dans cet espace de manière beaucoup plus étendue (figure V-5) mais plutôt selon une ligne courbe que sous la forme de plusieurs nuages de points.



Figure V-5: Répartition des formes d'une courbe en cloche dans un espace  $\{|x_i-x_{i-1}|; (x_i+x_{i-1})/2\}$ .

Cette répartition ne nuit pas particulièrement au principe de séparation en modes (figure V-6), mais elle sera très influencée par le degré de discrétisation de l'espace des paramètres et par le pas d'échantillonnage.



Figure V-6 : Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.1).

Si le degré de discrétisation a le même effet dans les deux types d'espace que nous avons choisi d'étudier (augmentation du nombre de modes détectés par diminution des zones "d'ombre"), l'espace  $\{|x_{i-1}|, (x_i+x_{i-1})/2\}$  est beaucoup plus intéressant du fait de la disparition totale des indéterminations pour un découpage de l'espace moyen.

A l'inverse, avec un pas d'échantillonnage plus élevé, nous pouvons constater une réapparition des zones "d'ombre", toujours sur la phase transitoire du signal (figure V-7).



Figure V-7: Courbe en cloche et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique pour différents degré de discrétisation : A) 5 ; B) 15. (pas d'échantillonnage : 0.01).

Nous voyons ici tout l'intérêt à pratiquer un calibrage au début des acquisitions pour optimiser à la fois le pas d'échantillonnage, le degré de discrétisation de l'espace et les paramètres à prendre en compte pour définir l'espace dans lequel sera réparti l'ensemble des formes du signal. Il sera alors utile de s'aider du graphe de la figure V-8 pour déterminer selon les trois facteurs d'influence décris ci-dessus (degré de discrétisation, espace des paramètres, pas d'échantillonnage) les options optimales du traitement.



Figure V-8 : Graphe de sélection des facteurs à utiliser pour la méthode de la séparation géométrique.

#### V 2 b - COURBE (SIN X / X)

#### $- espace \{x_i; x_{i-1}\}:$

La répartition des formes d'une courbe (sin x / x) dans un espace de premier retour {x<sub>i</sub> ; x<sub>i-1</sub>} s'effectue également selon la direction de la première génératrice (figure V-9).



Figure V-9: Répartition des formes d'une courbe (sin x / x) dans un espace  $\{x_i; x_{i-1}\}$ .

Les extremums successifs de la courbe composent dans cet espace avec de nouvelles concentrations de formes mais toujours alignées sur la première génératrice. Cette répartition provoque lors du calcul une séparation selon l'amplitude du signal. Ainsi, un sommet d'une amplitude moyenne sera assigné au même mode qu'un versant d'un sommet plus important (figure V-10).

A l'inverse d'une courbe en cloche unique, nous pouvons constater que la valeur du pas d'échantillonnage n'a pas d'influence sur la séparation des zones homogènes.



Figure V-10: Courbe (sin x / x) et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode géométrique pour différents degrés de discrétisation : A) 5 ; B) 15 (pas d'échantillonnage : 0.1) ; C) 15 (pas d'échantillonnage : 0.01).

 $-espace \{ |x_i - x_{i-1}| ; (x_i + x_{i-1})/2 \} :$ 

Dans un espace de ce type, les variations d'amplitudes semblent être mieux prises en compte (figure V-11), chaque extremum formant une ligne courbe bien individualisée.



Figure V-11: Répartition des formes d'une courbe  $(\sin x / x)$  dans un espace  $\{|xi - xi - 1|; (xi + xi - 1)/2\}$ .

C'est ce principe d'individualisation qui est recherché dans la démarche de transcription d'un signal dans un espace autre que temporel. Cette individualisation provoque des concentrations de formes qui seront à isoler pour réaliser un découpage en zones homogènes.

De la même façon que pour une courbe en cloche, le degré de discrétisation et le pas d'échantillonnage ont une influence sur le résultat. Une discrétisation trop faible va provoquer une homogénéisation trop forte des formes et les rares zones homogènes seront séparées par de larges zones "d'ombre" (figure V-12).



Figure V-12: Courbe (sin x / x) et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique avec un faible degré de discrétisation (5) pour un pas d'échantillonnage de A) 0.1; B) 0.01.

Une augmentation du degré de discrétisation, à l'image des constatations faites sur une courbe en cloche simple, va fournir deux résultats opposés selon le pas d'échantillonnage (figure V-13).

Avec un pas d'échantillonnage serré les zones "d'ombre" vont être réduites mais les différents modes seront difficilement isolés, notamment pour des amplitudes faibles. A l'inverse, un pas d'échantillonnage plus lâche va aider à une très bonne définition des différents modes avec très peu de zones "d'ombre", sinon quelques points particuliers.



Figure V-13: Courbe (sin x / x) et découpage en zones homogènes à l'aide de la méthode de séparation géométrique avec un degré de discrétisation moyen (15) pour un pas d'échantillonnage de A) 0.1; B) 0.01.

#### IV 2 c- SIGNAL REEL

Pour le traitement par la méthode de la séparation géométrique d'un signal réel, la sélection d'un espace de travail se trouve être assez subjective. En effet, dans chacun des espaces  $\{x_i; x_{i-1}\}$  et  $\{|x_i-x_{i-1}|$ ;  $(x_i + x_{i-1})/2\}$ , l'ensemble des formes d'un signal issu de notre instrumentation se répartissent globalement de la même manière ; en l'occurrence une forte concentration de formes avec quelques nuages très nettement moins fournis (figure V-14).



Figure V-14: Répartition des formes dans un espace A)  $\{x_i; x_{i-1}\}$ ; B)  $\{|x_i-x_{i-1}|; (x_i + x_{i-1})/2\}$ .

Ainsi, quelque soit l'espace utilisé ou le degré de discrétisation choisi, la séparation en zones homogènes d'un signal réel se trouve agitée : de nombreuses zones "d'ombre" très localisées, viennent entacher le découpage (figure V-15).



Figure V-15: Signal réel et découpage en zones homogènes par la méthode de séparation géométrique.
A) espace {x<sub>i</sub>; x<sub>i-1</sub>} avec un degré de discrétisation de 15;
B) espace {|x<sub>i</sub>-x<sub>i-1</sub>|; (x<sub>i</sub> + x<sub>i-1</sub>)/2} avec un degré de discrétisation de 12.

Il se trouve que ces zones "d'ombre" de très faible extension correspondent aux formes les plus isolées qui ne peuvent donc pas prétendre constituer un mode à elles seules. Ces formes sont issues du bruit superposé aux différents modes compris dans le signal, selon le même raisonnement énoncé au chapitre III :

un bruit est avant tout un signal dont le niveau varie de manière aléatoire autour d'une amplitude moyenne. A ce bruit vient se superposer, si le système de mesure est correctement dimensionné, de plus fortes amplitudes, de plus ou moins grande assise, qui correspondent aux zones homogènes qu'il nous faudra isoler (figure V-16).



Figure V-16: Dissécation d'un signal réel : bruit (A) + zones homogènes (B) = signal réel (C).

Dans le cas d'un espace  $\{x_i; x_{i-1}\}$ , une forme (i) d'un bruit ne subit aucune influence d'une forme (i-1) et l'amplitude moyenne de ce bruit étant globalement constante, l'ensemble des formes vont alors former un seul et unique mode. Il en est de même dans un espace  $\{|x_i-x_{i-1}|; (x_i + x_{i-1})/2\}$  où les différences d'amplitudes et la moyenne de deux amplitudes consécutives vont rester sensiblement constantes, ce qui va permettre de concentrer les formes dues au bruit en un lieu bien distinct dans l'espace de travail.

Quand aux amplitudes des zones homogènes, celles-ci vont former des modes plus ou moins importants dans ces espaces de travail, mais en raison du bruit qui leur est superposé, ces modes vont se trouver être assez diffus, voire éclatés : le bruit va en effet avoir tendance selon les cas, à augmenter l'amplitude de la zone homogène ou à la diminuer, brouillant ainsi les nuages de points en provoquant des excentrations excessives des formes. Celles-ci, isolées, vont se traduire par des zones "d'ombre" dans le signal.

Nous nous retrouvons donc en présence d'une méthode de séparation en zones homogènes qui semble très prometteuse, mais fortement sensible au bruit, du moins avec les espaces de travail choisis. En choisissant de conserver ces espaces, il est nécessaire d'utiliser la méthode de sommation des signaux décrite auparavant pour donner plus d'importance aux amplitudes issues des zones homogènes et beaucoup moins d'influence au bruit.

Après avoir sommé quatre signaux issus de quatre tours consécutifs, nous obtenons un signal dans lequel se dégage assez distinctement deux entités (figure V-17).



Figure V-17 : Sommation de quatre signaux réels correspondant à quatre tours consécutifs et approche visuelle des entités présentes.

Ce signal possède toujours un aspect agité qui peut être la conséquence de deux phénomènes. Soit il s'agit d'un bruit résiduel, soit cette agitation fait partie intégrante des entités discernées. Pour nous aider à choisir entre ces deux hypothèses, il nous faut analyser la répartition des formes dans les deux espaces de travail que nous nous sommes choisi à l'origine.

Si l'agitation du signal fait partie intégrante de chaque entité, nous devrions obtenir plusieurs nuages de formes assez bien concentrées, à l'inverse, si cette agitation est due à un bruit résultant, et en se référant à notre hypothèse, nous devrions observer une certaine dispersion des formes plus ou moins importante selon la quantité de bruit encore présente dans le signal. En observant les deux répartition (figure V-18), nous pouvons constater effectivement la présence de plusieurs nuages de formes, mais de manière assez floue, ce qui nous incite à penser que cette agitation est issue d'un bruit résultant.



Figure V-18: Répartition des formes du signal résultant de la sommation de quatre tours consécutifs dans un espace A)  $\{x_i; x_{i-1}\}; B\} \{|x_i-x_{i-1}|; (x_i + x_{i-1})/2\}.$ 

Cette dispersion, même assez faible, conduit la procédure de séparation en zones homogènes à générer des zones "d'ombre" assez nombreuses. Celles-ci ont la particularité d'être des ruptures très bréves (1 point). Il est donc nécessaire de réaliser un traitement complémentaire consistant à assigner une zone "d'ombre" au mode la précédant dans le signal (figure V-19).



Figure V-19 : Signal résultant de la sommation de quatre tours consécutifs et séparation en zones homogènes dans un espace  $\{x_i; x_{i-1}\}$  avec un degré de discrétisation de 10. A) traitement brut ; B) traitement après suppression des zones d'ombre.

L'analyse du signal se trouve ainsi améliorée, ce qui nous permet de visualiser la partition en deux zones effectuée par le traitement. Cette partition automatique se calque aisément sur la partition subjective que pourrait réaliser un opérateur à l'aide uniquement du signal brut (figure V-20).



Figure V-20 : Comparaison de deux partitions. A) partition subjective ; B) partition automatique par la méthode de séparation géométrique.

Mais cette méthode permet encore d'aller plus loin dans l'analyse du front de taille : elle ne permet pas seulement de déterminer les contours de chaque zone, mais la totalité de celle-ci. En effet, chaque mesure d'effort peut être assignée à une zone homogène. Il est donc aisé, pour chacune des zones, de calculer entre d'autres paramètres, la moyenne des efforts. Cette valeur moyenne va alors permettre de déterminer, avec l'une des théories énoncées au chapitre II, des caractéristiques géotechniques de chacune de ces zones.

Ainsi, un utilisateur pourra avoir a sa disposition, trois type de représentation du front de taille de manière instantanée et dynamique :

une représentation brute des efforts sous forme de graphique « radar » (figure V-20-A) ; une représentation épurée des efforts (figure V-20-B) ; une représentation géotechnique et/ou lithologique du front de taille.

Actuellement, seules les premières représentations sont accessibles, la troisième ne le sera qu'au moment où il sera possible de mesurer les deux composantes de l'effort de coupe sur un outil. Sur chantier,

une image telle que présentée sur la figure V-21 peut être affichée sur un écran vidéo au niveau du poste de pilotage.



Figure V-21 : Représentation sur chantier des efforts mesurés sur le système de reconnaissance.

Nota : le graphe correspondant à la tranche des huits centimètres précedemment excavés est représentative d'un relachement temporaire de la poussée.

# **Chapitre VI**

### TRAITEMENT COMPARATIF DE PLUSIEURS SIGNAUX

### VI – TRAITEMENT COMPARATIF DE PLUSIEURS SIGNAUX

Ce chapitre, composé essentiellement de graphes, est destiné à comparer, de la manière la plus objective, les deux méthodes de séparation en zones homogènes développées dans les chapitres précédents. Il sera ainsi appliqué sur chaque signal les traitements suivants :

- l'entropie E en lecture croissante (de  $x_i a x_n$ );
- ♦ l'entropie résultante ER, sommation de l'entropie en lecture croissante (de x<sub>i</sub> à x<sub>n</sub>) et de l'entropie en lecture décroissante (de x<sub>n</sub> à x<sub>i</sub>);
- $\blacklozenge$  la séparation géométrique dans un espace  $\{x_i \ ; \ x_{i-1}\}$  ;
- la séparation géométrique dans un espace { $|x_i-x_{i-1}|$ ;  $(x_i+x_{i-1})/2$ }.

### VI 1 – SIGNAL 1



Le signal 1 juxtaposé à l'entropie E et à l'entropie résultante ER.



Le signal 1 replacé en configuration d'acquisition.



Traitement du signal 1 par la séparation géométrique dans le plan  $\{x_i; x_{i-1}\}$ .



 $\label{eq:traitement} \text{Traitement du signal 1 par la séparation géométrique dans le plan $$\{|x_i-x_{i-1}|$; $(x_i+x_{i-1})/2$$}.$ 



Le signal 2 juxtaposé à l'entropie E et à l'entropie résultante ER.



Le signal 2 replacé en configuration d'acquisition.



Traitement du signal 2 par la séparation géométrique dans le plan  $\{x_i; x_{i-1}\}$ .



 $\label{eq:traitement} \mbox{Traitement du signal 2 par la séparation géométrique dans le plan $$ \{ |x_i - x_{i-1}| ; (x_i + x_{i-1})/2 $ \}.$ 

### VI 3 – SIGNAL 3



Le signal 3 juxtaposé à l'entropie E et à l'entropie résultante ER.



Le signal 3 replacé en configuration d'acquisition.



Traitement du signal 3 par la séparation géométrique dans le plan  $\{x_i ; x_{i-1}\}$ .



Traitement du signal 3 par la séparation géométrique dans le plan { $|x_i-x_{i-1}|$ ;  $(x_i+x_{i-1})/2$ }.

### VI 4 – SIGNAL 4



Le signal 4 juxtaposé à l'entropie E et à l'entropie résultante ER.



Le signal 4 replacé en configuration d'acquisition.



Traitement du signal 4 par la séparation géométrique dans le plan  $\{x_i; x_{i-1}\}$ .



 $Traitement \ du \ signal \ 4 \ par \ la \ séparation \ géométrique \ dans \ le \ plan \ \{ |x_i - x_{i-1}| \ ; \ (x_i + x_{i-1})/2 \}.$ 

### VI 5 – CONCLUSION

Les signaux présentés ci-avant font état de zones d'effort plus importants situées soit en partie basse (signal 1), soit en partie haute (signal 4), soit réparties sur l'ensemble du pourtour (signal 2 et 3). Ces diverses zones sont plus ou moins bien identifiées selon les méthodes de séparation en zones homogènes. Il est toutefois possible de tirer les remarques suivantes :

- ♦ l'entropie E en lecture croissante (de x<sub>i</sub> à x<sub>n</sub>) n'est pas suffisante à elle seule pour délimiter <u>et</u> caractériser des zones homogènes à l'intérieur d'un signal : les ruptures des pentes entre deux paliers sont quelquefois difficilement appréhendables.
- l'entropie résultante ER s'avère également insuffisante à elle seule. Les ruptures entre les paliers sont certes bien marquées mais la caractérisation de ces zones ainsi séparées est difficile.

Toutefois, l'utilisation simultanée de l'entropie E et de l'entropie résultante ER peut être une bonne approche. L'entropie résultante ER étant utilisée pour marquer les limites entre les différentes zones homogènes, et l'entropie E pour caractériser ces mêmes zones. L'inconvénient de cette méthode réside dans son automatisation qui devra pouvoir faire la distinction entre un dirac de l'entropie résultante ER marquant une limite de zone et celui issu de l'effet du bruit.

la séparation géométrique présente quand à elle l'avantage de pouvoir réaliser à la fois une délimitation des diverses zones homogènes contenues dans un signal et de caractériser celles-ci. Son inconvénient réside dans le choix de l'espace de séparation le mieux approprié. Mais cet obstacle devrait être levé dans le cas où l'on disposerait de deux signaux d'effort correspondant à la même destruction (dans notre cas l'effort normal Fn et l'effort de coupe Fc). Ainsi, l'espace serait constitué par le plan {Fn ; Fc}. Sur un signal issu d'une diagraphie de forage, un espace constitué par la vitesse d'avance et par l'effort de poussée sur l'outil avait conduit à d'excellents résultats.

## Chapitre VII SYNTHESE GENERALE

### VII – SYNTHESE GENERALE

Au cours des précédents chapitres nous avons tenté de cerner les faiblesses et les intérêts respectifs de deux méthodes destinées à isoler dans un signal des zones homogènes.

La pratique de ces méthodes, utilisées sans un traitement préalable, produit des résultats peu probants. C'est ainsi qu'il est nécessaire pour utiliser la technique de l'entropie, d'éliminer la dérive du signal. Nous avons constaté que cette suppression pouvait se réaliser automatiquement à l'aide de l'excentricité. Toutefois, la position du centre de poussée ne nous donne pas la répartition de celle-ci sur le front de taille. Pour ce faire, il serait nécessaire de connaître les efforts réels qui s'appliquent sur le pourtour du roulement mécanique qui entraîne en rotation le disque de coupe. Cette instrumentation, techniquement réalisable, s'avère extrêmement coûteuse et n'est que rarement exécutée.

De plus, l'entropie étant une méthode de contour, elle permet de marquer une limite d'une zone homogène, sans déterminer de quel coté se situe la zone.

La technique de la reconnaissance des zones homogènes par séparation géométrique présente l'avantage, outre le fait de ne pas nécessiter une élimination de la dérive, de pouvoir isoler l'ensemble des mesures comprises à l'intérieur d'une zone homogène. Cette méthode n'est donc pas une technique de détermination de contour, mais une identification de surface (ou de volume). Sa faiblesse réside dans sa sensibilité au bruit qui provoque d'une part, la formation d'un mode très marqué et d'autre part, une dispersion des mesures. Cet inconvénient peut être alors contré en sommant plusieurs entités successives pour éliminer le bruit considéré comme un facteur aléatoire.

Cette méthode géométrique doit toutefois être associée à un calibrage préliminaire pour déterminer l'espace de travail le mieux approprié.

Le travail que nous avons mené s'était fixé quatre objectifs :

- ◆ reconnaître les terrains en cours d'excavation ;
- ♦ détecter un fontis ;
- établir un profil géologique et géotechnique de l'ouvrage ;
- ♦ apprécier l'usure des outils.

Nous avons pu établir qu'à partir de la mesure des efforts de coupe sur un outil de taille classique, il était possible de remonter à certaines caractéristiques géotechniques des sols, tels que la cohésion et l'angle de frottement interne.

Ce résultat s'appuie sur une approche du problème issue d'une instrumentation de chantier. C'est pour cette raison que l'on ne retrouve pas dans l'expression des différentes caractéristiques, des éléments autres que les efforts de coupe et les paramètres dimensionnels de l'outil. Par contre, un coefficient de calage est nécessaire pour prendre en compte la globalité des paramètres qui ne sont pas appréciables sur chantier : angle de frottement outil – copeau, écart entre la surface de rupture réelle et celle supposée.

Cette simplification a pour avantage d'apporter à l'instrumentation une rapidité de mise en oeuvre sur site en minimisant la procédure d'optimisation. C'est une démarche indispensable pour l'avenir d'un tel système de reconnaissance, et qui permettra de lui associer un système expert. Ce dernier intégrera toutes les procédures logiques de la détermination des sols, y compris la définition des coefficients de calage, et il ne pourra le réaliser qu'à partir des données mesurées au cours du chantier. C'est pour cette raison qu'il était nécessaire d'éviter, dès le début, l'intégration de paramètres non identifiables sur chantier.

La connaissance des efforts de taille sur l'ensemble du front de taille par l'utilisation de plusieurs outils instrumentés répartis sur la tête de coupe du tunnelier, va permettre de réaliser le second objectif : détecter la formation des fontis. Cette détection a pour mérite de pouvoir s'effectuer par une représentation simple des signaux bruts qui traduisent dans leurs amplitudes l'état décomprimé d'une portion du front de taille évoluant en fontis.

Le troisième objectif découle directement des deux premiers. En effet, en procédant à l'archivage régulier des images du front de taille fourni par le système de reconnaissance, il sera possible de dresser au fur et à mesure de l'exécution du tunnel, la géologie précise dans lequel il se situe. Sur ce profil, il sera également indiqué les zones ayant eu tendance à évoluer en fontis. Mais le simple archivage des images n'est pas suffisant. Il est nécessaire de pouvoir associer à cette fonction un second système capable de fournir une interprétation de l'image du front de taille. Ce système d'interprétation constitue un axe de développement à mener dans le futur.

Toutes les images, qu'elles soient réelles ou numériques, contiennent une pléthore d'informations dont seules quelques unes sont utiles à l'interprétation. Un système d'aide à l'interprétation peut alors être un algorithme qui permette de définir les contours de chacune des entités présentes sur l'image. Cette aide à l'interprétation devra s'arrêter à la fonction de "contourage" des objets et en aucun cas fournir une définition lithologique des terrains traversés. Celle-ci devra être donnée en dernier lieu par le géologue.

L'appréciation de l'usure des outils est l'objectif le plus difficile à atteindre. En effet, l'usure ne pourra être appréciée que par la comparaison d'efforts de taille appliqués sur l'outil, pour un type de sol donné. Par exemple, si en début de chantier il nous est possible de mesurer les efforts de taille d'un type de sol, l'évaluation du degré d'usure de l'outil pourra se faire régulièrement par la suite à la condition d'identifier sur le front de taille le même type de sol ayant servi à l'étalonnage et de comparer alors, les efforts mis en jeu pour l'excaver. Si tous les autres paramètres de forage sont restés identiques (humidité du marin, taux d'injection du fluide de forage), alors l'augmentation des efforts de taille sera en relation directe avec l'usure. Comme les paramètres de forage auront forcément évolué, il sera nécessaire de pratiquer des mesures correctives sur les signaux d'effort. Mais la connaissance de l'ensemble des paramètres influant sur la taille n'est pas encore connue avec précision ce qui limite la portée des informations sur l'usure.

Ainsi, si l'on veut persévérer dans l'approche du phénomène de l'usure sur la base des efforts subis par un outil de coupe, il est indispensable de mettre en oeuvre une procédure d'expérimentation pouvant donner l'influence respective des différents paramètres entrant en ligne de compte dans le processus de taille d'un sol tel que le type de fluide de forage, la vitesse de l'outil ou bien son abrasivité.

Si ce travail a atteint la majeure partie de ses objectifs en fournissant un procédé industriel capable d'identifier les types de sols en cours d'excavation par un tunnelier, il peut encore être amélioré.

Outre les diverses avancées que nous avons exposées (mise en forme d'un système expert, aide à l'interprétation), la reconnaissance d'un front de taille effectuée par plusieurs outils instrumentés peut être valorisée par une reconnaissance plus lointaine, en avant de la machine d'excavation, et reposant sur des méthodes de prospection géophysique.

Ces deux procédés fourniront un système prédictif de détection des obstacles, recalé en permanence par la réalité de l'excavation. Les travaux à l'aide des tunneliers en seront grandement sécurisés et ces
machines pourront alors s'imposer dans la réalisation d'ouvrages jusqu'ici imaginés faute de technologie suffisante pour les exécuter.

