

Structures géologiques et stabilité des pentes dans les massifs rocheux : description, analyse et modélisation

J.-A. FLEURISSON

Centre de Géologie
de l'Ingénieur
École des mines de Paris
École nationale des ponts
et chaussées
Université
de Marne-la-
Vallée,
Bâtiment IFI
5, bd Descartes
Champs-sur-Marne
77454 Marne-la-Vallée
Cedex 2
fleurisson@cgi.ensmp.fr

Résumé

Les structures géologiques constituent les facteurs de prédisposition majeurs des instabilités de pentes dans les massifs rocheux, puisqu'elles contrôlent les mécanismes de déformation et de rupture qui les affectent. Leur étude représente donc une étape capitale pour comprendre le comportement mécanique et hydraulique des massifs rocheux. Une méthodologie rigoureuse, basée sur une approche typique de géologie de l'ingénieur et de mécanique des roches, doit être mise en place pour : 1) caractériser le massif rocheux et en particulier son réseau de discontinuités ; 2) déterminer si, en fonction de l'échelle d'analyse, le comportement du massif relève plutôt de ses propriétés de milieu discontinu ou continu. On peut alors identifier les mécanismes de déformation et de rupture les plus réalistes, et procéder à leur modélisation par des méthodes de calcul appropriées ; 3) analyser l'influence des facteurs déclenchants ou aggravants des instabilités potentielles. Cet article présente différentes techniques et outils existants pour aborder ces étapes successives, et illustre leur utilisation pratique ainsi que leurs limitations par des études de cas dans les domaines des mines et carrières à ciel ouvert et du génie civil.

Mots-clés : massifs rocheux, géologie de l'ingénieur, mécanique des roches, discontinuités, analyse structurale, stabilité des pentes, mécanismes de déformation et de rupture, modélisation numérique.

Geological structures and slope stability in rock masses : description, analysis and modelling

Abstract

Geological structures constitute the major predisposition factors to slope instabilities in discontinuous rock masses, as they govern the deformation and failure mechanisms likely to occur. Their study accounts then for an essential stage in the understanding of the mechanical and hydraulic behaviour of the rock mass under consideration. A rigorous methodology, directly relevant from an engineering geological and rock mechanics approach, must therefore be carried out with the following purposes : 1) to obtain an accurate characterisation of the rock mass, and mainly its natural discontinuity network ; 2) to determine if, depending on the scale of analysis, the rock mass behaviour is dependent on either their continuous or discontinuous properties. It becomes consequently possible to identify the most realistic deformation and failure mechanisms, and to implement the appropriate modelling techniques ; 3) to analyse the influence of the triggering or aggravating factors on the possible instabilities. This paper presents various techniques or existing tools related to these different items, and gives

illustrations of their practical uses and restrictions, in the fields of open pit mining and quarrying as well as civil engineering works.

Key words : rock mass, engineering geology, rock mechanics, discontinuity network, structural analysis, slope stability, deformation and failure mechanisms, numerical modelling.

1

Introduction

Le thème général de la stabilité des pentes dans les massifs rocheux constitue un axe d'études et de recherches important dont les applications concernent des domaines très variés : mines et carrières à ciel ouvert, excavations de génie civil, risques naturels liés aux mouvements de versant, et donc protection de l'environnement et aménagement du territoire. Si les problèmes posés sont bien distincts selon le secteur d'activité, ils correspondent toujours à des enjeux de première importance.

Pour les grandes excavations de génie civil et surtout pour les exploitations minières à ciel ouvert qui peuvent atteindre plusieurs centaines de mètres de profondeur, l'objectif général est de définir la géométrie des talus qui garantira la sécurité de l'ouvrage tout en limitant au maximum le volume de matériaux à excaver, et donc le coût final du projet. A ces enjeux économiques viennent s'ajouter des préoccupations liées à l'environnement, en particulier dans le cadre des procédures d'abandon des sites miniers où se posent les problèmes de stabilité à long terme des talus.

Dans le domaine des mouvements de versants naturels, les enjeux concernent la protection des personnes, des biens et des infrastructures. Il s'agit plus, ici, de définir les volumes de matériaux instables, pour dimensionner des ouvrages de protection directe vis-à-vis des habitations et des infrastructures, ou de protection indirecte telles que des galeries de dérivation de cours d'eau afin d'éviter des catastrophes liées à la formation de barrages par les matériaux éboulés et glissés. Il est également important d'identifier les facteurs déclenchants ou aggravants des mouvements afin de mettre en place des méthodes de surveillance et éventuellement de confortement. Tous ces points peuvent alors contribuer à définir les plans d'intervention et d'évacuation des populations à mettre en œuvre en cas de danger imminent.

Quel que soit le domaine d'application, l'expérience montre que chaque massif rocheux est un cas unique, et qu'il n'existe pas de recettes standards ni de solutions de routine qui permettent d'obtenir systématiquement la bonne réponse au problème posé. Il importe donc de mettre en place une méthodologie bien maîtrisée, basée directement sur une approche géologique, et donc structurale, du massif rocheux. Ce type de démarche peut se décomposer en plusieurs étapes :

– la caractérisation du massif rocheux par l'acquisition, puis l'analyse, de données géologiques et géomécaniques ;

– la détermination des mécanismes potentiels de déformation et de rupture, et leur modélisation ;

– l'analyse des facteurs déclenchants ou aggravants des ruptures.

On se propose, dans cet article, de présenter différentes techniques et outils existants pour aborder ces étapes successives, et d'illustrer leur utilisation pratique ainsi que leurs limitations par des études de cas dans les domaines des mines et carrières à ciel ouvert et du génie civil.

2

Caractérisation des massifs rocheux

Les massifs rocheux peuvent être qualifiés de milieux discontinus, hétérogènes, anisotropes. Ces trois caractéristiques vont contrôler, séparément ou ensemble, leur comportement mécanique et hydraulique. Il convient donc, dès le stade initial des études, d'en obtenir la description la plus précise possible.

Un massif rocheux est caractérisé par une matrice correspondant à l'assemblage des différents constituants minéraux et par un réseau de discontinuités lié à son histoire géologique.

2.1

La matrice rocheuse

La caractérisation de la matrice rocheuse comporte la détermination de sa minéralogie, de sa texture et des paramètres pétrophysiques (densité, porosité, vitesse de propagation des ondes...) et mécaniques (module de Young et coefficient de Poisson, résistance à la compression et à la traction...). Le degré d'altération de la matrice, qu'il faut distinguer de celui des discontinuités, est également un paramètre important. Des essais classiques de laboratoire permettent de déterminer ces différents paramètres.

2.2

Les discontinuités

L'étude du réseau de discontinuités pose plus de difficultés et nécessite la mise en œuvre de méthodologies spécifiques. Les discontinuités présentes dans le massif doivent être étudiées en détail, à l'échelle de l'ouvrage considéré, au moyen d'analyses statistiques pour prendre en compte la variabilité naturelle de leurs paramètres géométriques et mécaniques.

Description des discontinuités

Les discontinuités représentent des types de surface très variés dont l'identification géologique est primordiale, puisqu'elle apporte des informations importantes sur certains de leurs paramètres géométriques et mécaniques :

- les plans de stratification sont en général caractérisés par une très grande extension, et parfois par la présence de matériaux argileux qui leur confèrent une faible résistance au cisaillement ;
- les diaclases s'organisent souvent en réseaux de 2 ou 3 familles directionnelles. Leurs épontes sont en général planes, peu rugueuses, et elles ont une extension décimétrique à décamétrique ;
- les failles, dont l'extension varie du mètre à plusieurs kilomètres, présentent fréquemment des matériaux de remplissage avec des caractéristiques mécaniques faibles ;
- les plans de schistosité peuvent former des surfaces de très grande extension par rupture localisée de ponts rocheux entre plans unitaires parallèles et très rapprochés ;
- les couloirs de fracturation représentent un assemblage complexe de petites discontinuités de faible extension et d'orientations variées, organisées suivant une structure plus ou moins planaire ;
- les contacts lithologiques entre roche encaissante et filons constituent des surfaces de discontinuité souvent virtuelles, mais parfois réelles suite à des phénomènes d'altération différentielle.

La situation du massif rocheux dans un contexte structural général et l'identification des différents types de discontinuité présents dans le massif peuvent conduire, dans un premier temps, à le subdiviser en zones homogènes. Dans chaque zone homogène, un levé systématique de discontinuités permet alors de caractériser, de façon statistique, le système de ces discontinuités constitué en général de plusieurs familles directionnelles et éventuellement de quelques unités particulières, souvent importantes d'un point de vue mécanique (failles, filons altérés...).

Les observations sont effectuées le long d'une ligne de mesure tracée sur des affleurements naturels, sur les parois d'une excavation ou d'une galerie, ou à partir d'un sondage carotté orienté ou destructif avec imagerie de paroi.

Afin de garantir la représentativité des mesures et de limiter au maximum les biais statistiques, les levés doivent être réalisés dans plusieurs directions de l'espace, et surtout, doivent concerner un volume suffisant par rapport à la densité moyenne de fracturation du massif.

Le schéma complet d'analyse des systèmes de discontinuités est basé sur la caractérisation de chaque discontinuité par les paramètres suivants : orientation (azimut et pendage du vecteur pendage), espacement, longueur de trace (intersection de la discontinuité avec le plan de mesure), ondulation et rugosité, altération des épontes, ouverture, remplissage, et présence d'eau.

Les trois premiers sont des paramètres géométriques qui contrôlent de manière importante la connectivité du réseau de discontinuités ainsi que l'anisotropie du massif rocheux. Les comportements méca-

nique et hydraulique de celui-ci en dépendent fortement.

Les autres paramètres contrôlent le comportement mécanique des discontinuités, et plus particulièrement leur résistance au cisaillement et leur aptitude à la dilata-
tance susceptible de limiter, voire d'interdire, les mouvements de cisaillement suivant le plan moyen de la discontinuité.

Caractérisation des systèmes de discontinuités

• Organisation des discontinuités en familles directionnelles

Les discontinuités d'un massif rocheux n'ont pas une orientation arbitraire, mais sont souvent organisées en familles dont le nombre est lié aux phénomènes géologiques et mécaniques qui se sont produits lors de la formation puis de l'histoire tectonique du massif. L'étude de la répartition d'une population de discontinuités en familles directionnelles se fait sur la base du traitement des paramètres azimut et pendage, mais d'autres paramètres géométriques, tels que l'extension et l'ouverture, peuvent également être pris en compte.

Dans tous les cas, il est nécessaire de travailler par types de discontinuités en distinguant par exemple : plans de stratification, plans de foliation ou de schistosité, diaclases et failles.

La méthode d'analyse la plus employée est la projection stéréographique en représentation polaire sur canevas de Schmidt avec calcul de densité, qui permet d'identifier des zones de concentration de pôles représentant des familles directionnelles de discontinuités. Dans l'exemple de la figure 1, deux ou trois familles directionnelles pourraient être envisagées.

Cette approche essentielle, dans laquelle s'exerce l'expertise du géologue et sa connaissance du site, reste cependant subjective et surtout qualitative. Aussi des techniques de classification automatique peuvent être mises en œuvre pour obtenir, en complément, des informations quantitatives.

Par exemple, Xu (1991) a proposé un algorithme de regroupement de discontinuités selon un critère basé sur la proximité de leur vecteur normal. Au départ, on considère qu'il y a autant de familles que de discontinuités individuelles. Les deux familles, dont les vecteurs normaux sont les plus proches, sont alors regroupées pour former une nouvelle famille. La procédure est répétée, étape par étape, jusqu'à regrouper toutes les discontinuités en une seule famille. A chaque étape sont calculés le vecteur pendage moyen de la famille et l'écart-type σ_θ de l'angle entre le vecteur moyen et les individus composant la famille qui fournit une mesure de dispersion. On détermine également la moyenne μ et l'écart-type σ de l'azimut et du pendage qui sont considérés comme deux variables indépendantes. Par exemple, le tableau I présente les résultats des six dernières étapes de la classification automatique des discontinuités représentées dans la figure 1. L'analyse des différents paramètres statistiques conduirait, dans ce cas, à proposer un regroupement des discontinuités en quatre familles.

La notion de familles de discontinuités constitue cependant une simplification de la réalité qui peut être parfois excessive voire injustifiée dans certains cas. Ce

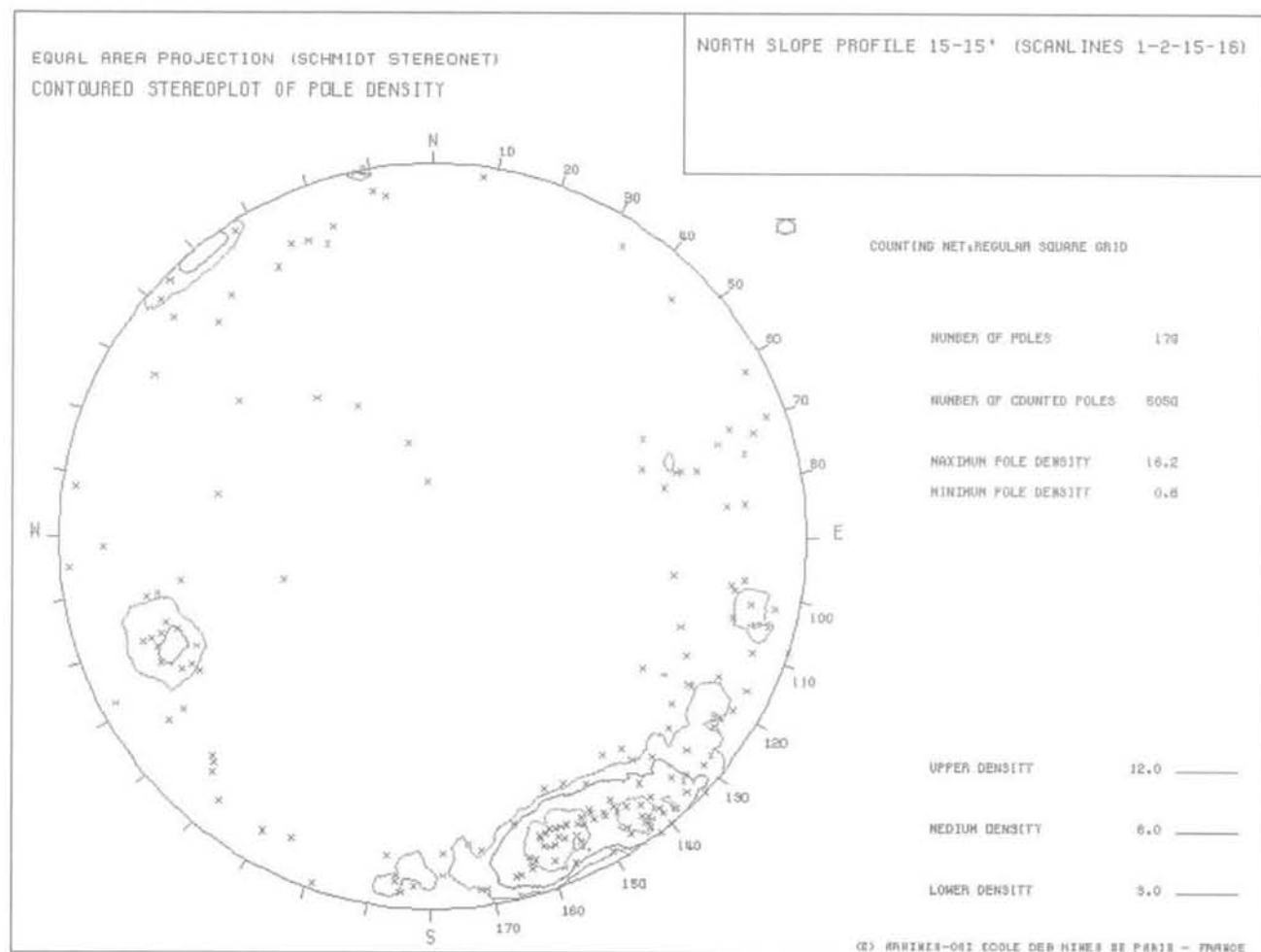


FIG. 1 Stéréogramme de densité de pôles sur canevas de Schmidt.
Schmidt stereonet of pole densities.

type d'approche doit donc être mené avec prudence en s'appuyant sur l'analyse géologique du site.

• **Analyse statistique des paramètres géométriques de chaque famille**

Après avoir identifié les familles directionnelles (quand elles existent), l'étude peut être complétée par l'analyse statistique de chaque famille à partir de la construction d'histogrammes de distribution des paramètres géométriques tels qu'orientation, longueur des traces et espacement. Il est alors possible de calculer la moyenne et l'écart-type de chaque paramètre et, le cas échéant, de caler des lois de distributions statistiques théoriques (Fig. 2).

• **Analyse du paramètre orientation**

On observe dans la pratique que, pour une famille donnée de discontinuités, la répartition des paramètres direction et pendage s'ajuste assez bien sur une loi normale, et qu'ils sont souvent non corrélés entre eux.

Il est également possible de représenter la direction et le pendage par une seule variable géométrique (un vecteur) distribué sur un hémisphère unitaire. Cette démarche peut apparaître plus réaliste dans la mesure où elle permet de modéliser la distribution de l'orientation des plans par des lois à deux variables corrélées (direction et pendage). Parmi les différents types de loi d'ajustement possible, la distribution de Fisher, égale-

ment appelée loi normale hémisphérique est la plus utilisée. C'est l'équivalent sur un hémisphère de la loi normale sur un segment.

• **Analyse du paramètre extension**

L'extension des discontinuités n'est pas mesurable directement et ne peut être estimée qu'à partir des longueurs des traces observables sur des surfaces (affleurements, parois de galerie). Ce paramètre doit être analysé avec prudence pour plusieurs raisons.

D'une part, la mesure des longueurs de trace est affectée de plusieurs biais géométriques : le premier est que la ligne de mesure recoupe de préférence les discontinuités les plus longues ; le second est que les discontinuités les plus longues peuvent s'étendre au-delà de la surface de mesure ce qui introduit une censure des mesures ; le dernier est qu'on s'impose, en général, une valeur limite pour la mesure des petites discontinuités, ce qui entraîne un effet de troncature. Ce problème est beaucoup plus sensible pour des distributions de longueur de trace de type exponentiel négatif que pour des distributions de type log-normal qui présentent une densité nulle à l'origine. Ces deux types de distribution semblent, en effet, les mieux corrélés aux observations. Des méthodes de correction des données doivent donc être introduites pour une estimation rigoureuse de ce paramètre (Pahl, 1981 ; Fouché, 1999).

TABEAU I Les six dernières étapes de la classification automatique des discontinuités représentées dans la figure 1 (logiciel DISTAT).

The six last stages of the automatic classification of the discontinuities represented in the figure 1 (using the DISTAT software).

	Famille	Nombre éléments	Vecteur pendage moyen			Azimut		Pendage	
			Azimut	Pendage	σ_0	μ	σ	μ	σ
6	1	7	125,8	30,9	21,1	134,0	33,3	34,6	13,5
	2	10	41,3	80,0	13,7	41,4	9,4	80,1	5,3
	3	107	333,3	81,7	18,0	333,3	15,2	82,0	6,8
	4	18	72,6	68,0	12,0	72,3	9,7	68,2	7,9
	5	15	252,7	68,6	14,4	252,8	6,4	68,7	11,9
	6	22	292,1	72,7	12,8	292,1	9,6	73,0	9,0
5	1	28	61,1	71,6	20,0	61,4	17,7	72,5	7,8
	2	7	125,8	30,9	21,1	134,0	33,3	34,6	13,5
	3	107	333,3	81,7	18,0	333,3	15,2	82,0	6,8
	4	22	292,1	72,7	12,8	292,1	9,6	73,0	9,0
	5	15	252,7	68,6	14,4	252,8	6,4	68,7	11,9
4	1	37	276,6	70,0	22,6	276,3	21,1	71,3	10,5
	2	7	125,8	30,9	21,1	134,0	33,3	34,6	13,5
	3	107	333,3	81,7	18,0	333,3	15,2	82,0	6,8
	4	28	61,1	71,6	20,0	61,4	17,7	72,5	7,8
3	1	65	261,2	86,4	33,1	261,1	26,2	86,8	18,4
	2	7	125,8	30,9	21,1	134,0	33,3	34,6	13,5
	3	107	333,3	81,7	18,0	333,3	15,2	82,0	6,8
2	1	114	332,4	85,0	24,7	332,3	17,6	85,2	15,5
	2	65	261,2	86,4	33,1	261,1	26,2	86,8	18,4
1	1	179	311,9	84,5	43,0	312,9	39,5	85,3	16,2

Nota : les valeurs moyennes des azimuts et pendages, considérés comme variables indépendantes, sont légèrement différentes des valeurs obtenues pour le vecteur pendage moyen.

D'autre part, le passage de la continuité, mesurée à deux dimensions, à l'extension, à trois dimensions, n'est pas simple, et nécessite de faire une hypothèse sur la forme géométrique des discontinuités. Par exemple, dans le cas le plus couramment utilisé où elles sont modélisées par des disques, il est alors possible d'exprimer des relations mathématiques entre la distribution 2D des longueurs de trace et la distribution 3D des rayons des disques (tableau II, Warburton, 1980).

• Analyse du paramètre espacement

Les observations les plus courantes ainsi que différents travaux de recherche, en particulier ceux de Hudson et Priest (1979), montrent que, pour des massifs rocheux ayant subi plusieurs phases tectoniques, la distribution des espacements le long d'une ligne de mesure est généralement du type exponentiel négatif.

Ceci est dû au fait que les systèmes de discontinuités existant dans les massifs rocheux résultent de la combinaison d'un certain nombre de facteurs géolo-

giques et mécaniques durant les phases tectoniques successives. La distribution observable des espacements est le fruit de la superposition aléatoire de plusieurs distributions, les discontinuités restant plus ou moins indépendantes les unes des autres. Les valeurs d'espacement résultantes sont surimposées et non simplement ajoutées, les espacements les plus grands ayant tendance à disparaître en étant brisés et les espacements les plus faibles étant plus facilement conservés. La corrélation avec une loi exponentielle négative est d'autant meilleure que le nombre de familles de discontinuités superposées au cours des phases tectoniques est plus élevé.

Dans certains cas, tels que les joints stratigraphiques des massifs sédimentaires peu tectonisés, la valeur moyenne d'espacement est la plus répandue, et l'espacement suit plutôt une distribution normale ou log-normale.

• Analyse du paramètre densité de discontinuités

On peut définir plusieurs types de densité :

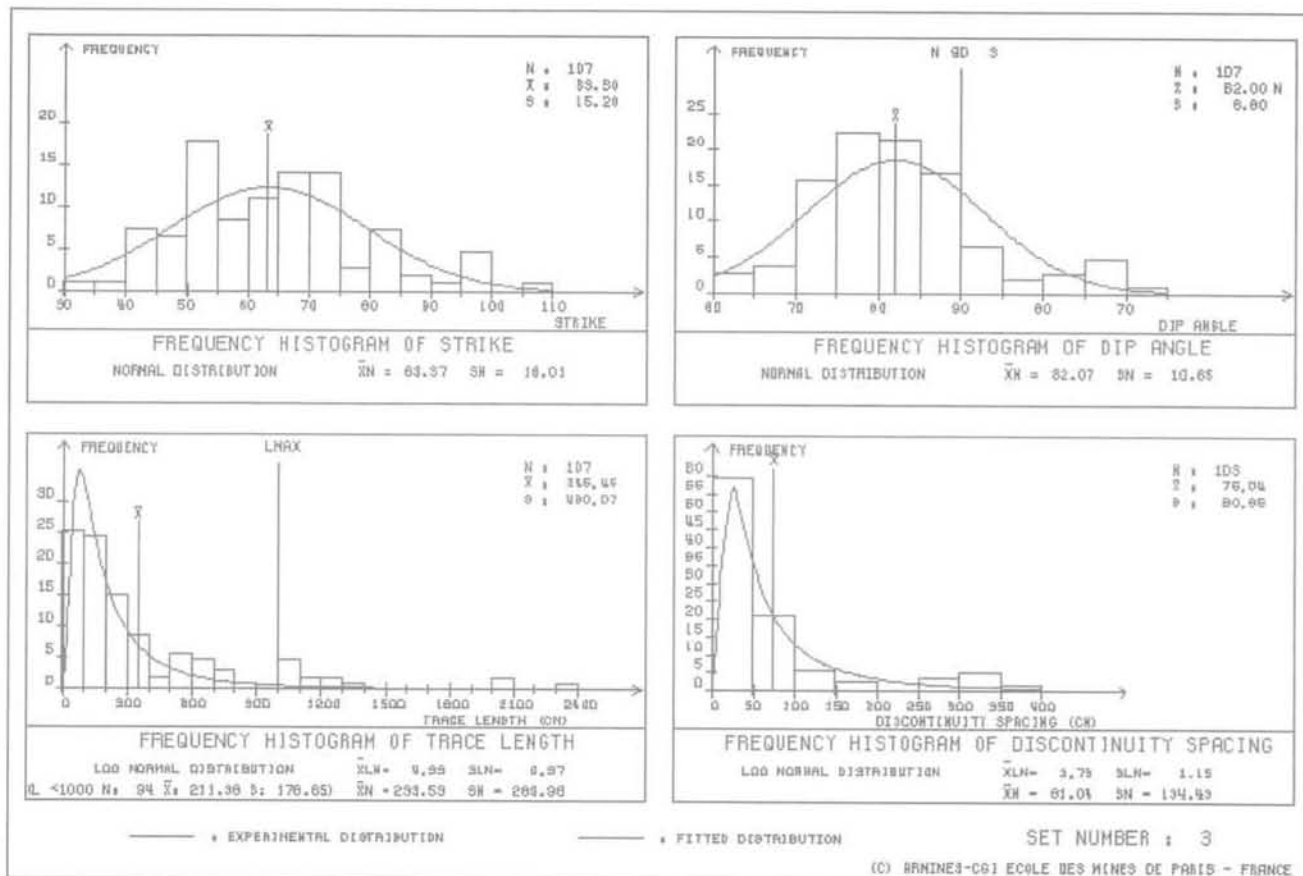


FIG. 2 Distribution des paramètres direction, pendage, longueur de traces, espacement de la famille directionnelle de discontinuités n° 3 du tableau I (logiciel DISTAT).

Experimental distribution of the parameters strike, dip angle, trace length and spacing of the discontinuity set n° 3 in the table I (DISTAT software).

- la densité linéaire λ : nombre moyen d'intersections entre les discontinuités et la ligne de mesure ;
- la densité surfacique λ_s : nombre moyen de traces de discontinuité par unité de surface ;
- la densité volumique λ_v : nombre moyen de discontinuités par unité de volume.

La densité linéaire qui est l'inverse de l'espacement, peut être obtenue directement à partir des mesures sur le terrain.

L'estimation de la densité surfacique est plus com-

plexe, et nécessite de tenir compte des modes de terminaison des discontinuités dans la fenêtre de mesure (Kulatilake et Wu, 1984), tels que la transection (aucune extrémité visible), l'intersection (1 extrémité visible) et la contenance (2 extrémités visibles).

Il est cependant souvent nécessaire de connaître, en particulier lorsque l'on veut effectuer des simulations numériques de réseaux de discontinuités, la densité de discontinuités dans un volume et non plus simplement le long d'une ligne de mesure ou sur une surface. Son estimation à partir de la densité linéaire ou surfacique,

TABLEAU II Relations entre les moments de la distribution des longueurs de traces et ceux de la distribution des rayons des disques quand celle-ci suit une loi quelconque, log-normale de paramètres (μ, σ) et exponentielle négative de paramètre λ (d'après Warburton, 1980).

Relations between the moments of trace length and disk radius, when the disk radius distribution follows a general law, a log-normal law with parameters (μ, σ) and negative exponential law with parameter λ (after Warburton, 1980).

Moment des longueurs de traces	Moments des rayons des disques		
	Loi quelconque	Loi log-normale (μ, σ)	Loi exponentielle (λ)
$E(l)$	$\frac{16E(r^3)}{3\pi E(r^2)}$	$\frac{16}{3\pi} \exp\left(\mu + \frac{5}{2}\sigma^2\right)$	$\frac{16\lambda}{\pi}$
$E(l^2)$	$\frac{3E(r^4)}{E(r^2)}$	$3 \exp(2\mu + 6\sigma^2)$	$36\lambda^2$

qui sont les seuls paramètres accessibles sur le terrain, nécessite également de faire une hypothèse sur la forme des discontinuités. Pour des discontinuités modélisées par des disques, on peut établir les relations suivantes (Xu, 1991) :

$$\lambda_x = \lambda_0 / [\pi \cdot \cos \theta \cdot E (r^2)] \quad (1)$$

$$\lambda_y = \lambda_0 / [2 \cdot \sin \alpha \cdot E (r)] \quad (2)$$

où : θ est l'angle entre la normale à la famille et la ligne de mesure ;

α est l'angle entre la normale à la famille et la normale à la surface de mesure ;

$E (r)$ et $E (r^2)$ sont les moments d'ordre 1 et 2 des rayons des disques.

Ces relations montrent clairement que la densité, l'extension et l'espacement d'une famille de discontinuités sont des paramètres liés entre eux.

3

Modélisation des mécanismes de déformation et de rupture des massifs rocheux

L'hétérogénéité des massifs rocheux ainsi que leur caractère discontinu, caractérisé par une certaine densité de fracturation, posent le problème d'un effet d'échelle. Il est clair que suivant l'échelle d'analyse (gradin, ensemble de plusieurs gradins ou talus entier) le système matériel change de nature. Ce n'est donc pas le même objet géologique et géomécanique dont il faut analyser la stabilité, ni les mêmes mécanismes de déformation et de rupture qui sont en cause. Ce n'est pas non plus le même modèle de calcul qui rendra compte de son comportement. Il est ainsi nécessaire de considérer ces différentes échelles géométriques, ce qui implique de caractériser et d'étudier les ensembles géologiques et géomécaniques correspondants, pour lesquels les mécanismes potentiels de déformation et de rupture les plus critiques devront être identifiés.

3.1

Les calculs de stabilité

Les calculs de stabilité constituent la méthode d'analyse la plus couramment utilisée. Ils sont basés sur la théorie de l'équilibre limite et conduisent au calcul d'un coefficient de sécurité, qui exprime l'état de stabilité du volume de massif délimité par la topographie et la surface de rupture considérée. A la rupture, ce coefficient de sécurité est donc inférieur ou égal à 1.

Malgré les simplifications du problème mécanique, cette approche donne des résultats tout à fait satisfaisants, à condition d'avoir identifié, au cours de l'étude géologique de terrain, le ou les mécanismes de rupture qu'autorisent la structure géologique et le comportement rhéologique des matériaux concernés. Elle conduit surtout à des temps de calcul très réduits qui permettent de mener facilement des analyses paramétriques, tant géométriques que mécaniques et hydrauliques. Cependant, dans cette approche, il ne faut pas oublier la simplification importante du problème mécanique qui, en particulier, occulte complètement la notion de déformation et/ou de rupture progressive,

qui caractérise en général le comportement des massifs rocheux, plus particulièrement à grande échelle.

3.1.1

Analyse à petite échelle : les mécanismes de rupture élémentaires

A petite échelle (échelle du gradin ou d'un ensemble de quelques gradins), l'objet géologique concerné présente en général un caractère typiquement discontinu, lié à la présence d'un réseau de deux ou trois familles de discontinuités. Des mécanismes de rupture simples (rupture plane, rupture en dièdre, rupture par basculement, rupture bilinéaire, rupture par flambage) dérivant directement du caractère discontinu des massifs rocheux, et donc directement contrôlés par le système de discontinuités, constituent une approche réaliste des mécanismes réels. On s'intéresse dans ce cas à la stabilité de monolithes rigides délimités par des associations de discontinuités.

La projection stéréographique permet d'identifier les mécanismes de rupture cinématiquement possibles en fonction de l'orientation et de la pente des talus et des paramètres géométriques des discontinuités (Hoek et Bray, 1974).

Ce type d'analyse se prête bien à une traduction algorithmique et peut être ainsi automatisé. C'est l'objectif du logiciel DEGRÉS développé pour le compte des Houillères de Bassin du Centre et du Midi dans le cadre du projet de la grande découverte de Carmaux (Tanays, 1989 ; Fleurisson *et al.*, 1992 et 1996).

Dans un premier temps, ce logiciel permet de générer automatiquement un modèle géométrique d'une fosse à partir d'un contour de crête ou de fond de fosse et des paramètres géométriques des flancs et des gradins. Les flancs de la fosse, constitués alors d'un ensemble de facettes de caractéristiques données (orientation, pente enveloppe, hauteur de gradin, largeur de banquettes), sont ainsi créés (Fig. 3).

Dans un deuxième temps, ce modèle géométrique est intersecté avec un modèle de discontinuités, où chaque famille est représentée par un individu moyen décrit par son orientation, son extension, son espacement et ses paramètres mécaniques, cohésion et angle de frottement. Pour chaque facette du modèle géométrique, à l'échelle d'un gradin ou de la facette entière, on peut alors obtenir les possibilités d'occurrence cinématique de différents mécanismes de rupture prédéfinis, en analysant, de manière automatique, les relations géométriques entre les différentes discontinuités et les objets géométriques considérés, gradin ou facette (Fig. 4). Des calculs à l'équilibre limite permettent ensuite de définir les volumes et les coefficients de sécurité des masses rocheuses potentiellement instables en fonction des paramètres mécaniques et hydrauliques des discontinuités mises en jeu.

Il faut cependant ne pas oublier que ces mécanismes élémentaires reposent sur l'hypothèse de blocs rigides délimités par des discontinuités et, qu'en aucun cas, ils ne prennent en compte le comportement des matériaux constituant ces blocs. Dans certaines situations géologiques, ceux-ci peuvent être eux-mêmes fortement fracturés et altérés. Leur déformation peut alors permettre des mouvements le long de certaines discontinuités majeures, qui auraient été jugés cinématiquement impossibles dans l'analyse précédente. Le cas

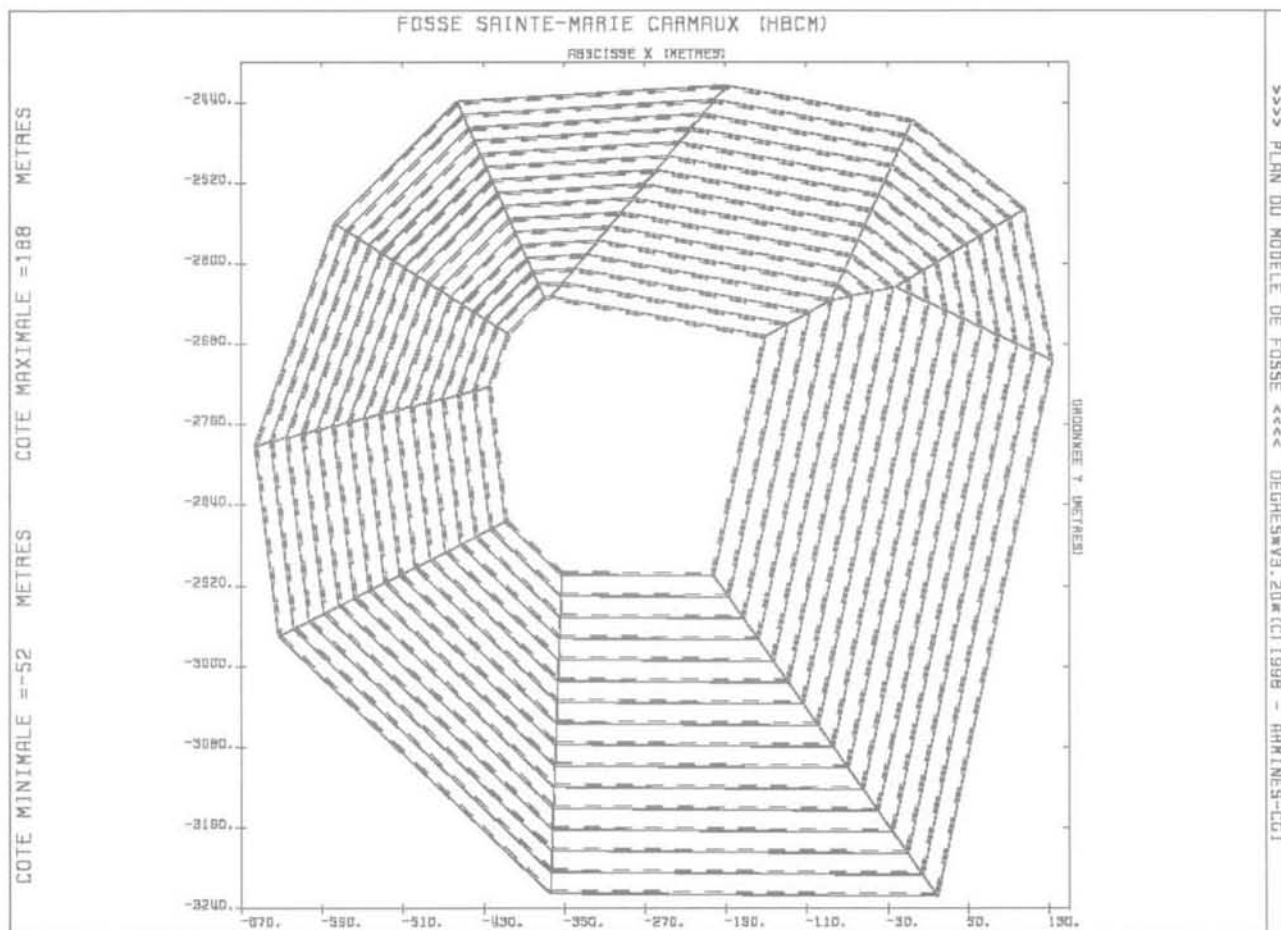


FIG. 3. Modèle géométrique de la fosse Sainte-Marie de Carmaux (logiciel DEGRÉS).
Geometrical model of the Carmaux-Sainte-Marie open pit (DEGRÉS software).

de la mine de cuivre de Sarcheshmeh en Iran présenté par Cojean (1998) illustre parfaitement les limitations d'une telle approche.

3.1.2

Analyse à grande échelle

Les mécanismes de rupture élémentaires trouvent également leur limite lorsque l'échelle d'analyse augmente et deviennent souvent irréalistes pour des talus de plusieurs centaines de mètres de hauteur, tels que les flancs d'exploitations minières à ciel ouvert ou les talus de grandes excavations de génie civil.

A cette échelle, les mécanismes de rupture sont souvent complexes et dépendent à la fois du système de discontinuités et des matériaux en cause (nature lithologique de la matrice rocheuse, densité de fracturation, intensité de l'altération).

Si le massif analysé présente des discontinuités de grande extension, des mécanismes de rupture élémentaires, souvent différents de ceux étudiés classiquement, peuvent encore être envisagés : mécanismes de rupture de plaque avec coin rocheux, rupture par flambement de plaque, par exemple (Hawley *et al.*, 1985).

En l'absence de structures de grande extension, on est souvent amené à modéliser le massif rocheux par un matériau continu équivalent. Hoek et Brown (1980,

1997) ont proposé, sur la base de considérations théoriques et expérimentales, des critères de rupture empiriques pour les masses rocheuses. Ils dépendent de la nature géologique dominante de la matrice et de la qualité du massif, qui est fonction du degré moyen de fracturation du massif et de l'état de surface des discontinuités.

Le critère de rupture s'exprime par la relation :

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a$$

avec : σ_1 : contrainte effective majeure à la rupture,
 σ_3 : contrainte effective mineure à la rupture,
 σ_c : résistance à la compression simple de la matrice,

m_b , s et a : constantes qui dépendent de la nature de la matrice, de la structure du massif rocheux et des conditions de surface des discontinuités.

On peut alors raisonner sur un matériau continu équivalent et mettre en œuvre les mêmes méthodes de calcul que pour les sols. Là encore, l'approche structurale du géologue, de même que l'analyse du spécialiste de mécanique des roches sont primordiales pour déterminer les différents paramètres à prendre en compte.

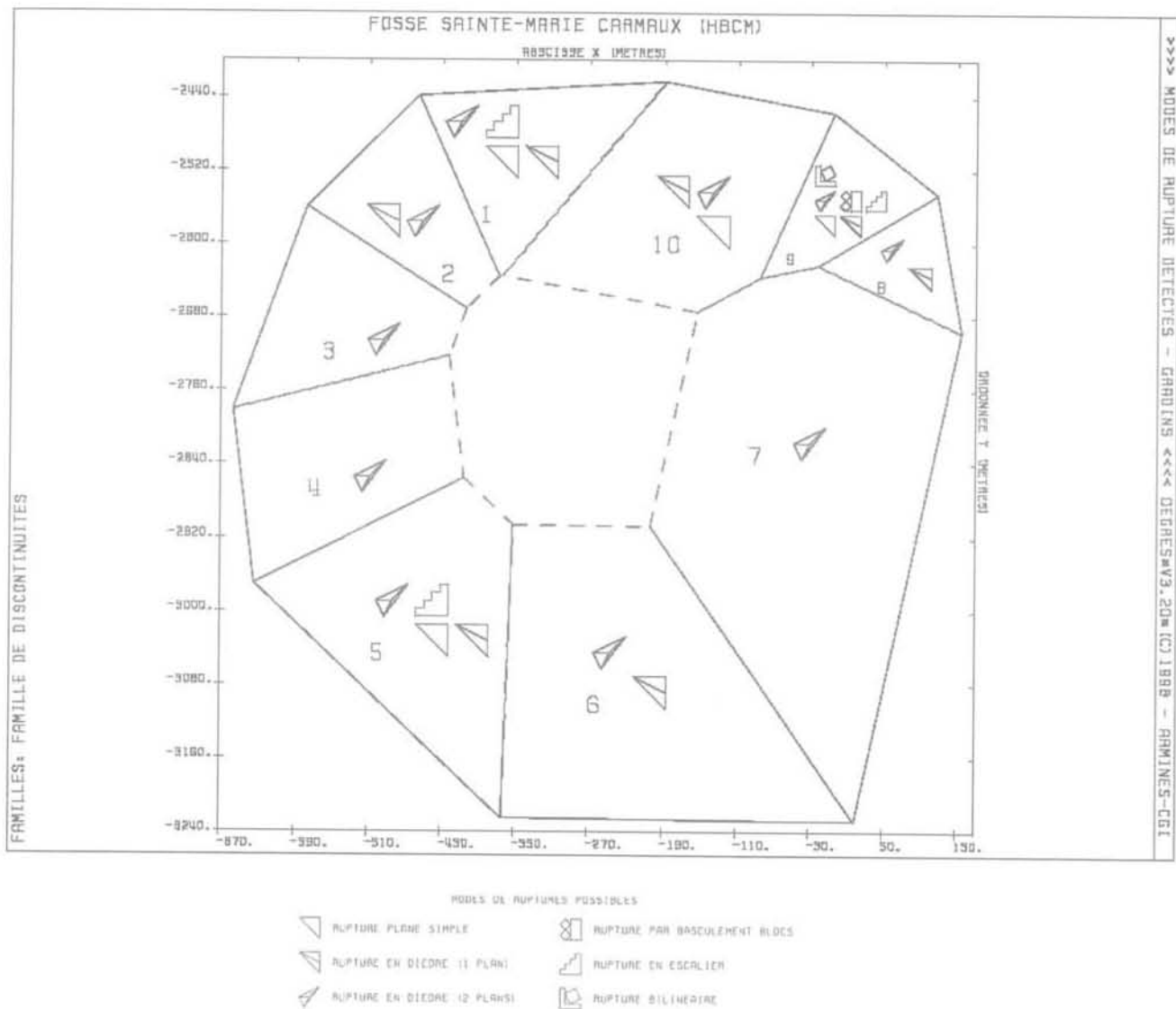


FIG. 4 Détection des risques de rupture par le logiciel DEGRÉS.
Failure risks detection (DEGRÉS software).

3.2

Les calculs en déformation

Si l'objet mécanique analysé ne relève plus de mécanismes de rupture élémentaires et si l'hypothèse d'un milieu continu équivalent n'est pas réaliste, il convient d'aborder le problème dans toute sa généralité pour déterminer l'état de contrainte et de déformation de la masse rocheuse en réponse à la sollicitation mécanique imposée, et suivre son évolution dans le temps jusqu'à la rupture éventuelle. Cette démarche, sans doute la plus rigoureuse et la plus précise, exige cependant une connaissance détaillée des objets étudiés (géométrie, hétérogénéité, anisotropie, lois de comportement mécanique), de l'état de contrainte initial et des conditions aux limites mécaniques et hydrauliques.

En fonction de la structure géologique, des matériaux concernés et de leurs propriétés mécaniques, de l'échelle d'analyse et de l'état de contrainte correspondant, le problème peut être

abordé en considérant le massif rocheux comme un milieu continu ou comme un milieu discontinu. Selon le cas, on utilisera des modélisations physiques et numériques relevant soit de la mécanique des milieux continus, soit de la mécanique des milieux discontinus.

3.2.1

Modélisation des massifs rocheux par un milieu continu

L'analyse des contraintes et des déformations autour d'une excavation a fait l'objet de très nombreuses études utilisant la méthode des différences finies ou la méthode des éléments finis. Ce type d'analyse permet, en particulier, de calculer les déplacements au sommet et le long des pentes ainsi qu'en fond d'excavation, et de localiser, à l'intérieur du massif rocheux, les zones en traction ou les zones plastiques à partir desquelles peuvent s'initialiser des mécanismes de rupture progressive. On peut ainsi mettre en évidence le rôle des différents matériaux et des structures

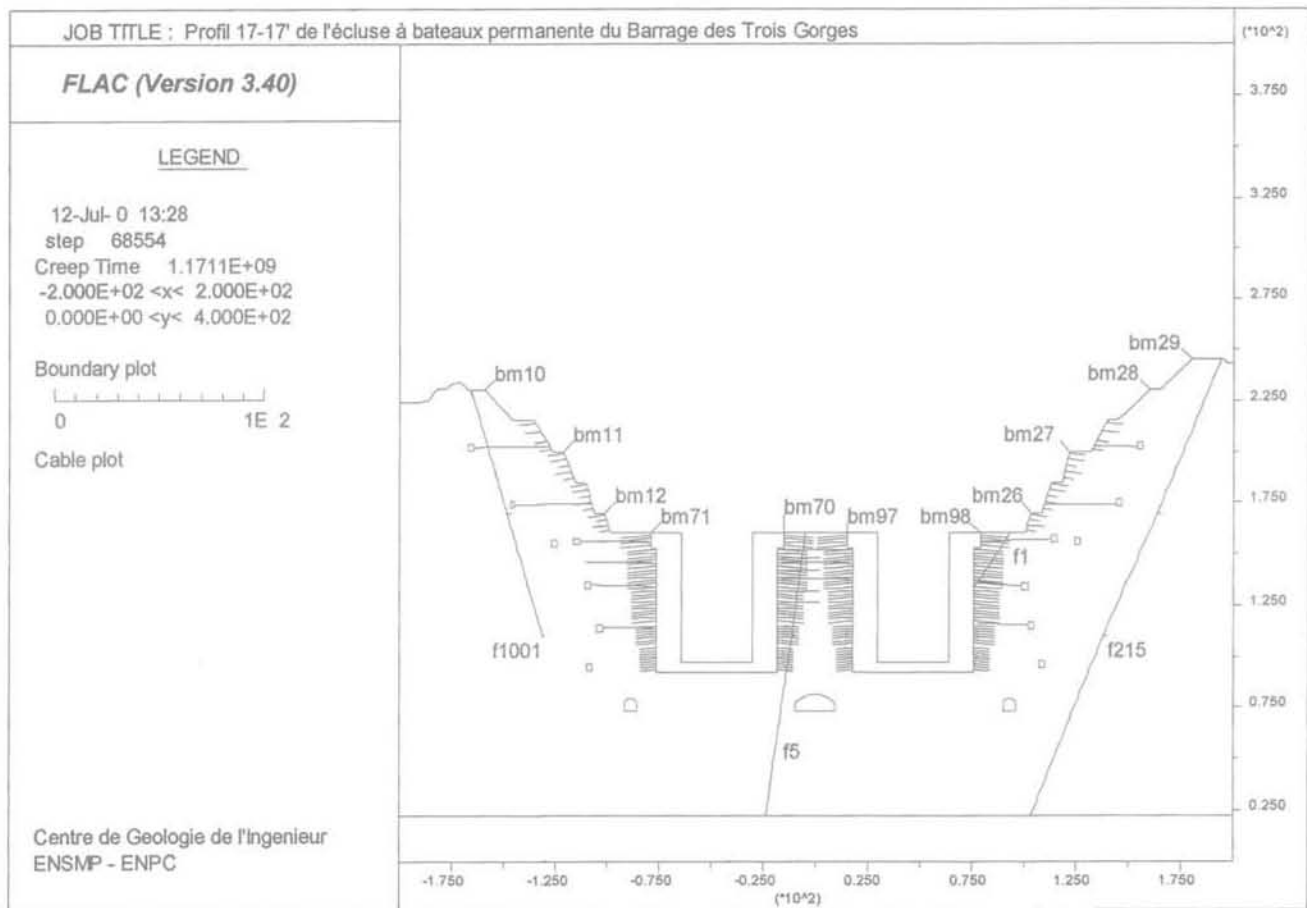


FIG. 5 Profil 17 des pentes de l'écluse à bateaux du barrage des Trois Gorges avec position des failles majeures, des galeries de drainage, des renforcements mécaniques et des repères topographiques de mesure. Profile n° 17 of the shiplock slopes at the Three Gorges dam with location of the main faults, drainage galleries, mechanical reinforcements and topographic benchmarks.

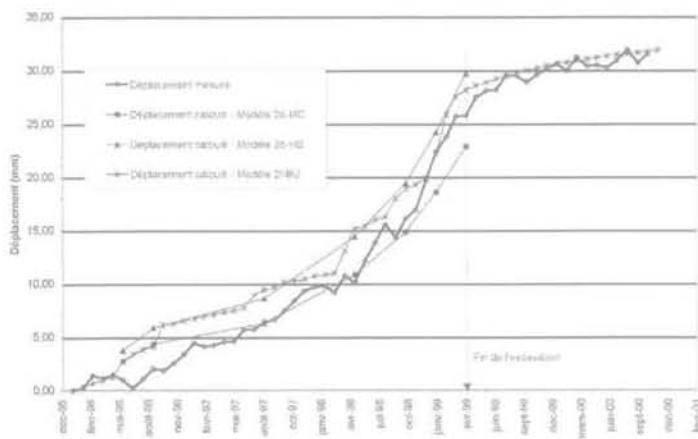


FIG. 6 Comparaison entre les déplacements mesurés par l'instrumentation (cible bm11 de la figure 5) et les valeurs calculées en utilisant différents modèles élasto-plastiques (2d-MC : Mohr-Coulomb avec failles, 2d-HB : Hoek et Brown avec failles) et élasto-visco-plastique (2f-BU : Burger avec failles majeures et renforcements mécaniques). Comparisons between the displacements measured by the monitoring devices (benchmark bm11 in figure 5) and the values calculated using various elastic plastic models (2d-MC : Mohr-Coulomb with faults, 2d-HB : Hoek et Brown with faults) and elastic viscous plastic model (2f-BU : Burger with main faults and mechanical reinforcements).

géologiques sur le comportement mécanique du massif rocheux.

Ce type de modélisation a été mis en œuvre pour analyser la stabilité et la déformabilité des pentes de l'écluse à bateaux du barrage des Trois Gorges sur le fleuve Yangtze en Chine. Outre la construction du barrage proprement dit (barrage poids en béton de 2310 m de long, 175 m de haut abritant 26 turbines pour une puissance totale installée de 18,2 GW) qui va créer une retenue de 39,2 milliards de m³ s'étendant sur près de 700 km, le projet comprend un ascenseur et une écluse à bateaux. Cette dernière est constituée d'une double ligne de 5 chambres d'écluses successives de 280 m de long permettant de rattraper les 113 m de dénivelé entre l'amont et l'aval du barrage. Cet ouvrage, de plus de 2 km de long avec les canaux d'amenée, entaille une colline de granite conduisant, dans la partie centrale, à une excavation de 170 m de haut dont les 60 mètres inférieurs sont verticaux. Ce granite, altéré dans sa partie supérieure sur une trentaine de mètres, est assez peu fracturé sauf à proximité de quelques grandes failles qui le découpent (Fig. 5).

L'un des objectifs de l'étude qui a été menée au Centre de Géologie de l'Ingénieur, était de quantifier la déformation à long terme du massif rocheux, en particulier aux emplacements des portes des écluses qui ne tolèrent que des dépla-

cements limités. L'échelle d'analyse considérée, ainsi que l'intensité modérée de fracturation du massif autorisent une modélisation par un milieu continu, rendu toutefois localement discontinu pour tenir compte de l'influence des failles majeures. Les calculs, réalisés avec le logiciel en différences finies FLAC (Itasca), ont permis de caractériser la réponse du massif à l'excavation.

L'étude du champ de contrainte résultant a mis en évidence la présence de zones en traction au niveau du plot central situé entre les deux chambres, et de zones de forte concentration de contraintes de cisaillement à la base des parois verticales. Les déplacements correspondant présentent une composante horizontale bien marquée en raison de l'état de contrainte initial caractérisé par des contraintes horizontales largement supérieures aux contraintes verticales dans la partie du massif intéressée par l'ouvrage.

Ce type de calcul a également permis d'apprécier l'influence positive sur les déformations des galeries de drainage et du renforcement mécanique par boulons et câbles d'ancrage mis en œuvre de manière systématique le long des pentes, et, parfois, intensifié à proximité de certaines failles majeures.

Il faut cependant souligner les difficultés rencontrées par ce type de modélisation, liées en particulier à la connaissance imparfaite de l'état de contrainte initial et des paramètres mécaniques du massif rocheux (et non de la matrice rocheuse) qui influencent de manière significative les résultats obtenus, et en particulier les valeurs de déplacements. A titre d'illustration, la figure 6 montre les déplacements d'un repère topographique fournis par l'instrumentation et les valeurs calculées avec différents modèles physiques et rhéologiques du massif rocheux. Pour le type de problème analysé ici, la comparaison entre les résultats des calculs et les données mesurées s'avère être la seule solution pour caler certains paramètres mécaniques du massif rocheux qu'aucun essai mécanique, même en place, ne permettrait de mesurer. Encore une fois, il faut rappeler qu'une approche géologique préalable est indispensable pour identifier les paramètres structuraux, mécaniques et hydrauliques qui vont contrôler principalement le comportement du massif. On peut alors être en droit de prétendre obtenir des résultats de calculs qui s'approchent du comportement réel du massif, malgré les simplifications nécessairement introduites dans la modélisation compte tenu de la complexité de la réalité géologique.

3.2.2

Modélisation des massifs rocheux par un milieu discontinu

Si le massif rocheux ne peut pas être physiquement modélisé par un milieu continu, même rendu localement discontinu pour prendre en compte des accidents tectoniques majeurs, toute analyse de son comportement mécanique nécessite au préalable une modélisation géométrique du massif à trois dimensions pour constituer l'assemblage de blocs destiné à le représenter. Cette modélisation s'appuie sur la description des caractéristiques structurales du massif telle qu'elle a été décrite précédemment.

• Modélisation géométrique des massifs rocheux

Parmi les différents types de modèle développés

depuis une quinzaine d'années, les modèles booléens de disques aléatoires constituent un bon compromis entre réalisme et facilité de mise en œuvre.

Par exemple, le logiciel SIMBLOC (Xu, 1991 ; Xu et al., 1992) est basé sur la simulation successive des différentes familles directionnelles de discontinuités déterminées par l'analyse de mesures de terrain. Le logiciel procède en plusieurs étapes successives :

– *simulation et génération des discontinuités* : une discontinuité est représentée par un disque sans épaisseur, caractérisé par un centre, un rayon et une orientation. Pour chaque famille de discontinuités données, chaque paramètre est tiré aléatoirement d'après sa propre loi de distribution :

- les centres sont générés par un processus de Poisson de points dans R^3 , d'intensité constante λ représentant la densité volumique moyenne de discontinuités de la famille,

- les rayons sont indépendants entre eux, et obéissent à une loi de distribution déduite de la longueur des traces,

- les orientations sont indépendantes entre elles et indépendantes du rayon ; la direction et le pendage peuvent être considérés comme deux variables indépendantes suivant chacune une loi de distribution particulière, ou considérés comme deux variables corrélées : on tire alors aléatoirement un vecteur pendage.

L'implantation des discontinuités est réalisée dans le volume de simulation agrandi par une marge tampon pour éviter les effets de bord. Ce modèle permet d'intégrer des discontinuités aussi bien finies qu'infinies, ces dernières étant représentées par des valeurs d'extension grande par rapport au volume de simulation. Des discontinuités particulières peuvent également être introduites de manière discrète dans le volume de simulation (Fig. 7a) ;

– *étude de la connectivité des discontinuités* : une discontinuité peut constituer un cheminement hydraulique ou une facette de bloc à condition qu'elle soit connectée au réseau global des discontinuités. Par exemple, une discontinuité formera une face d'un bloc si elle intercepte au moins trois autres discontinuités ou les limites du domaine (connectivité d'ordre 3) et si les traces des intersections sur la discontinuité se connectent mutuellement. Cette étude est basée sur l'identification des intersections entre discontinuités ou avec les limites du domaine, puis sur l'élimination des discontinuités dont le degré de connectivité est insuffisant (Fig. 7b). Pour des problèmes d'écoulement, une connectivité d'ordre 2 est suffisante ;

– *identification des blocs* : après avoir identifié les sommets (intersections d'au moins trois traces), les arêtes (segments entre deux sommets) et les facettes (surfaces fermées dont la frontière est constituée d'arêtes orientées), on utilise un critère topologique pour individualiser les blocs discrets qui sont des polyèdres non nécessairement convexes.

D'autres modèles plus complexes ont également été développés : par exemple, des modèles géométriques hiérarchisés (Héliot, 1988) où on cherche à reconstituer l'histoire tectonique du massif rocheux. Pour des massifs rocheux sédimentaires, on place d'abord la stratification, puis on découpe chaque banc par des diaclases, et finalement l'ensemble est recoupé par des failles. Des approches géostatistiques ont également été utilisées pour prendre en compte les régionalisations éven-

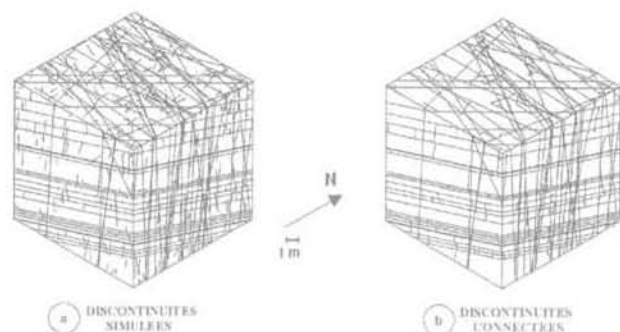


FIG. 7 Simulation de discontinuités par le logiciel SIMBLOC.
Simulation of discontinuity network by the SIMBLOC program.

tuelles des paramètres des discontinuités, et donc le caractère structuré des systèmes de discontinuités sur-imposé à leur caractère aléatoire (Billiaux, 1990).

Ce type de simulation fournit un modèle de blocs à 3 dimensions représentatif de la structure du massif rocheux, sur lequel peut alors être menée une analyse mécanique.

• Modélisation du comportement mécanique des massifs rocheux

L'analyse mécanique est menée par la méthode des éléments distincts. Plusieurs travaux de recherche ont été réalisés dans les vingt dernières années, en particulier ceux de Cundall (1988), Hart *et al.* (1988) qui ont conduit à la mise au point des codes UDEC et 3DEC. Ils permettent d'analyser à deux et trois dimensions le comportement mécanique d'un assemblage de blocs rigides, ou éventuellement déformables, en statique ou sous sollicitations dynamiques.

Ce type de modélisation analyse les interactions mécaniques des blocs par l'intermédiaire de relations liant forces et déplacements au niveau des différents contacts existant entre les blocs. La déformabilité des joints est contrôlée par deux courbes contrainte-déformation (Fig. 8). La première est relative à la déformation du joint en compression modélisée, par exemple, par un comportement non linéaire avec critère de rupture en traction et limite de fermeture du joint. La seconde modélise le cisaillement du joint par un comportement élasto-plastique classique.

Les figures 9 et 10 donnent une illustration des résultats obtenus avec de tels modèles. Elles concernent la modélisation, avec le code UDEC, de phénomènes de basculement observés sur le flanc sud de la mine de Brenda au Canada (Pritchard et Savigny, 1990).

Pour certaines valeurs d'angle de frottement des discontinuités majeures (en réalité des failles orientées E-W, de pendage 70 à 80° vers le sud, avec remplissages argileux), le modèle montre clairement un phénomène typique de basculement avec flexion des colonnes. Le cisaillement le long des discontinuités est matérialisé par l'existence de deux vecteurs vitesses, de directions différentes de part et d'autre des discontinuités, et dont les modules diminuent avec la profondeur (Fig. 9a). Le volume affecté par les déformations est délimité par les courbes d'isovaleurs de déplacement de la figure 9b. Le modèle met également en évi-

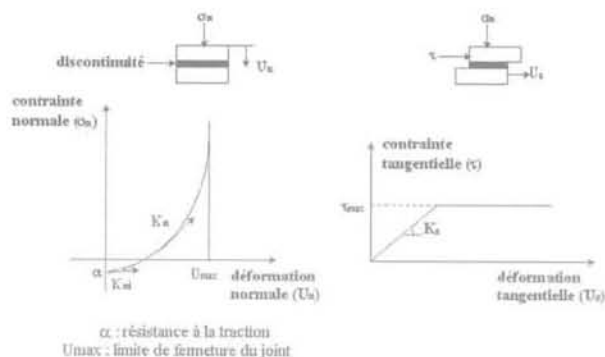


FIG. 8 Lois de comportement normal et tangentiel d'une discontinuité.
Normal and shear behaviour law of a discontinuity.

dence que le phénomène de basculement avec flexion des colonnes induit des ruptures localisées de la matrice rocheuse, qui délimitent une zone de rupture potentielle de forme plus ou moins circulaire (Fig. 9c).

Si, dès l'apparition du basculement, on poursuit le calcul en diminuant encore l'angle de frottement des discontinuités, on observe alors un phénomène comparable de basculement avec flexion dans la partie inférieure et moyenne du talus, mais accompagné d'un affaissement de la partie supérieure du talus suivant un coin rocheux, qui glisse en arrière de la crête (Fig. 10a). Les courbes d'isovaleurs du déplacement (Fig. 10b) ainsi que la zone à l'intérieur de laquelle la matrice rocheuse est entrée en rupture (Fig. 10c) indiquent, dans ce cas, que le phénomène de basculement est susceptible d'évoluer en glissement selon une surface de rupture bilinéaire, formée d'une surface subhorizontale à la base du talus et d'une surface inclinée parallèle au talus en partie supérieure.

Ces méthodes de calcul permettent surtout de mieux comprendre les mécanismes de déformation et de rupture dans des structures complexes. Elles fournissent également des renseignements sur le volume intéressé par la déformation, ce qui permet d'évaluer la zone déstabilisée susceptible d'évoluer, à plus ou moins long terme, sous l'effet d'une sollicitation mécanique ou hydraulique ultérieure. Il peut être alors possible d'envisager le ou les mécanismes de rupture les plus probables à long terme.

4

Facteurs déclenchant des instabilités de pente

Si les caractéristiques mécaniques du massif rocheux, et, en particulier, celles des systèmes de discontinuités, jouent un rôle essentiel dans l'apparition ou non d'instabilités selon les mécanismes contrôlés par les structures géologiques, d'autres paramètres, tels que l'évolution des conditions hydrauliques et les sollicitations dynamiques constituent des facteurs déclenchant pouvant conduire à des scénarios particulièrement catastrophiques.

L'eau constitue sans aucun doute le principal facteur déclenchant de glissement de terrain. Parmi les

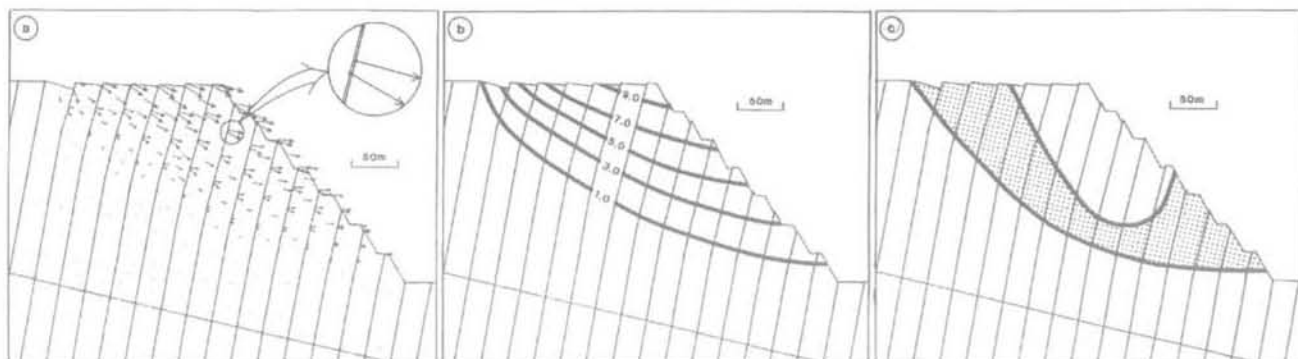


FIG. 9 Modèle UDEC du flanc Sud de la mine de Brenda – Mécanisme de basculement avec flexion : a) vecteurs vitesse à un stade de calcul arbitraire ; b) courbes d'isovaleurs du déplacement horizontal en m ; c) zone à l'intérieur de laquelle la matrice rocheuse est entrée en rupture (d'après Pritchard et Savigny, 1990).
 UDEC model of Brenda mine south wall – Pure flexural toppling mechanism : a) grid point velocity vectors at an arbitrary advanced stage ; b) horizontal displacement contour in m ; c) area of failed nodes (after Pritchard et Savigny, 1990).

nombreux exemples, le plus spectaculaire est sûrement le très grand glissement d'une partie du mont Toc dans la retenue du barrage du Vaiont (Italie du Nord) en 1963. En quelques minutes, plus de 300 Mm³ se sont déplacés sur un front de 2 km et une épaisseur de 300 m glissant sur un joint stratigraphique de faibles caractéristiques mécaniques. L'entrée de la masse glissée dans la retenue du barrage à une vitesse estimée à 50 km/h a engendré une vague d'environ 30 Mm³ qui a jailli au-dessus de la crête du barrage jusqu'à 200 m de hauteur. Si le barrage a résisté à la submersion, l'énorme masse d'eau s'est engouffrée en aval dans des gorges étroites en s'accélégrant, pour finir par dévaster la ville de Longarone située à leur sortie et y faire environ 2 000 victimes. Si ce versant présentait, déjà bien avant la catastrophe, des signes d'instabilité notoire liée à sa structure géologique, le déclenchement du glissement a trouvé son origine dans des modifications des conditions hydrauliques induites par le remplissage de la retenue. Ce cas particulier, et le problème plus général de la submersion progressive d'un versant par la montée d'un plan d'eau qui se pose également lors de la remise en eau d'anciennes carrières ou mines à ciel ouvert, a été analysé en détail par Cojean et Fleurisson (1990). Il est clairement mis en évidence que la morphologie du

versant, la convexité de la surface de rupture ainsi que les effets d'échelle jouent un rôle essentiel dans ce type de problème.

Les séismes sont aussi à l'origine de très nombreuses instabilités de versants (Keefer, 1984). A titre d'exemple, plus de 10 000 glissements ont été recensés lors du séisme de 1976 au Guatemala, et plus de 1 000 glissements et éboulements rocheux lors du séisme de Loma Prieta en Californie en 1989. Plus récemment, le séisme de San Salvador en 2000 a encore souligné l'importance de tels phénomènes. De telles instabilités trouvent certes leur origine dans les structures géologiques, mais aussi dans un ensemble de phénomènes spécifiques directs et induits par la sollicitation dynamique, tels que l'apparition de forces d'inertie d'origine sismique, la génération de surpressions interstitielles, la dégradation des caractéristiques mécaniques des matériaux et la désorganisation hydrogéologique et structurale des versants. A ceux-ci viennent également s'ajouter des effets de site liés à la structure géologique (bassin sédimentaire en particulier) et à la topographie qui sont à l'origine d'amplifications importantes du signal incident dues à des phénomènes de réflexion, de réfraction et de diffraction des ondes de volume et de surface. Elles portent à la fois sur les caractéristiques durée et amplitude du signal

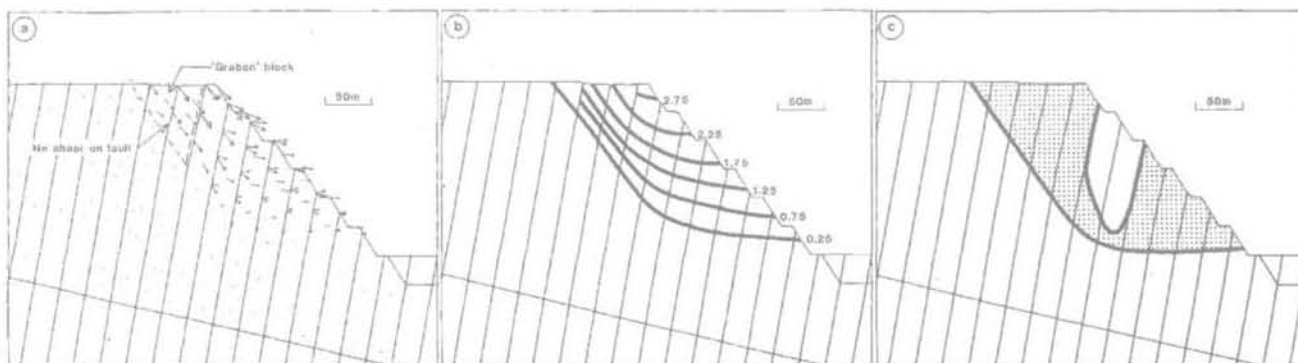


FIG. 10 Modèle UDEC du flanc Sud de la mine de Brenda – Mécanisme de basculement avec affaissement en crête : a) vecteurs vitesse à un stade de calcul arbitraire ; b) courbes d'isovaleurs du déplacement horizontal en m ; c) zone à l'intérieur de laquelle la matrice rocheuse est entrée en rupture (d'après Pritchard et Savigny, 1990).
 UDEC model of Brenda mine south wall – Graben toppling mechanism : a) grid point velocity vectors at an arbitrary advanced stage ; b) horizontal displacement contour in m ; c) area of failed nodes (after Pritchard et Savigny, 1990).

temporel et sur son spectre de fréquence. Les effets de site topographiques peuvent entraîner des niveaux d'amplification considérables avec des rapports d'amplitude crête/base d'un versant couramment de 3 à 5, mais qui peuvent atteindre un facteur 10 dans certains cas. Ils dépendent de la morphologie et de la pente du relief, mais aussi des propriétés mécaniques des matériaux et du contenu fréquentiel du signal incident. L'étude et la modélisation de tels phénomènes (Bard *et al.*, 1992 ; Pedersen *et al.*, 1994), ainsi que la prise en compte de la variation spatiale de l'accélération dans les analyses de stabilité (Vanbrabant, 1998) contribuent d'ores et déjà à une meilleure compréhension des phénomènes, mais un travail de recherche important reste encore à faire aussi bien sur l'aspect sismique que sur les méthodes de calculs de stabilité.

5

Conclusion

Les structures géologiques constituent les facteurs de prédisposition majeurs des instabilités de pente puisqu'elles contrôlent en grande partie les possibilités d'occurrence cinématique des mécanismes de défor-

mation et de rupture des massifs rocheux. Il faut donc souligner l'importance d'une approche géologique, et donc structurale, pour résoudre ce type de problème. L'étude des structures géologiques permet, d'une part, d'identifier les mécanismes de déformation et de rupture les plus réalistes et, d'autre part, de définir les investigations spécifiques, géologiques et mécaniques, qu'il sera nécessaire de conduire. En particulier, cette approche doit permettre de déterminer, selon l'échelle d'analyse considérée, si la nature discontinue du milieu est responsable du comportement du massif, ou si une approche milieu continu équivalent peut être considérée. Il est alors possible de choisir les méthodes de modélisation et de calculs les plus appropriées.

Cependant, quelles que soient la qualité et la précision des méthodes de reconnaissance mises en œuvre, la variabilité des paramètres géologiques et géomécaniques, le faible niveau de connaissance de certains paramètres ainsi que les schématisations inhérentes à toute modélisation, imposent de réaliser des études paramétriques pour apprécier l'influence des hypothèses simplificatrices sur les conclusions relatives au comportement du massif rocheux.

Bibliographie

- Bard P.Y., Bouchon M., Campillo M., Gariel J.C. - « Numerical simulation of strong ground motion using discrete wave-number method: a review of main results ». *Engineering Structural Dynamics* 1-2, 1992, p. 23-63.
- Billaux D. - « Hydrogéologie des milieux fracturés : géométrie, connectivité et comportement hydraulique ». Thèse de doctorat, École des mines de Paris, 1990.
- Cojean R., Fleurisson J.A. - « Influence des structures géologiques sur la stabilité de versants progressivement submergés par la montée d'un plan d'eau ». *Actes du 6^e Congrès international de l'AIGI*. Rotterdam, Balkema, 1990, p. 2113-2132.
- Cojean R. - « Stabilité des talus de carrières et de mines à ciel ouvert, principes de dimensionnement ». *Mémento des Mines et Carrières*, Nouvelle série n° 4, Société de l'industrie minière, Paris, 1998, p. 212-233.
- Cundall P.A. - « Formulation of a three-dimensional Distinct Element Model - Part 1: Scheme to detect and represent contact in a system composed of many polyhedral blocks ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 25, n° 3, 1988, p. 107-116.
- Fleurisson J.A., Alonso Garcia J., Cojean R., Tanays E., Hantz D., Paquette Y., Driancourt D. - « Conception géométrique de mines à ciel ouvert avec piste et analyse de la stabilité de talus ». *Actes du Colloque international Géotechnique et Informatique*. Paris, Presses des ponts et chaussées, 1992, p. 233-244.
- Fleurisson J.A., Alonso Garcia J., Cojean R. - « Mechanical reinforcement and geotechnical design of open pit mine using DEGRÉS program ». *Int. J. Surface Mining, Reclamation and Environment* vol. 10, 1996, p. 103-112.
- Fouché O. - « Caractérisation géologique et géométrique, et modélisation 3D des réseaux de discontinuités d'un massif granitique reconnu par forages carottés, Massif de Charroux-Civray (Vienne, France) ». Thèse de doctorat, École nationale des ponts et chaussées, 1999.
- Hart R., Cundall P.A., Lemos J. - « Formulation of a three-dimensional Distinct Element Model - Part 2: Mechanical calculation for motion and interaction of a system composed of many polyhedral blocks ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 25, n° 3, 1988, p. 117-125.
- Hawley P.M., Martin D.C., Acott C.P. - « Failure mechanisms and design considerations for footwall slopes ». *87th Annual General Meeting of the Canadian Institute of Mining and Metallurgy*, Vancouver, 1985, 29 p.
- Héliot D. - « Conception et réalisation d'un outil intégré de modélisation des massifs rocheux fracturés en blocs ». Thèse de doctorat, Institut national polytechnique de Lorraine, Nancy, 1988.
- Hoek E., Bray J. - *Rock slope Engineering*. London, Institute of Mining and Metallurgy, 1st edition, 1974.
- Hoek E., Brown E.T. - « Empirical strength criterion for rock masses ». *Journal of the Geotechnical Engineering Division*, ASCE, vol. 106, n° GT9, 1980, p. 1013-1035.
- Hoek E., Brown E.T. - « Practical Estimates of Rock Mass Strength ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 34, n° 8, 1997, p. 1165-1186.
- Hudson J.A., Priest S.D. - « Discontinuities and rock mass geometry ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 16, 1979, p. 339-362.
- Keefer D.K. - « Landslides caused by earthquakes ». *Geological Soc. Am. Bull.* 95, 1984, p. 406-421.
- Kulatilake S.W., Wu T.H. - « The density of discontinuity traces in sampling window ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 21, 1984, p. 345-347.
- Pahl P.J. - « Estimating the mean length of discontinuity traces ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 18, 1981, p. 221-228.
- Pedersen H., Le Brun B., Hatzfeld D., Campillo M., Bard P.Y. - « Ground motion amplitude across ridges ». *Bull. Seismological Soc. Am.* 84, n° 6, 1994, p. 1786-1800.
- Pritchard M.A., Savigny K.W. - « Numerical modelling of toppling ». *Can. Geotechnical J.* 27, n° 6, 1990, p. 823-834.
- Tanays E. - « Approche algorithmique des conceptions géométriques et géotechniques de mines à ciel ouvert, application à la mine de Carmaux ». Thèse de doctorat, École des mines de Paris, 1989.
- Vanbrabant F. - « Prise en compte des effets de site topographiques dans l'étude de la stabilité des pentes soumises à des sollicitations dynamiques ». Thèse de doctorat, École des mines de Paris, 1998.
- Warburton P.M. - « Stereological interpretation of joint trace data, influence of joint shape and implication for geological surveys ». *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* vol. 17, 1980, p. 305-316.
- Xu J. - « Simulation statistique de discontinuités et évaluation de la blocométrie de massif rocheux, application à l'analyse de l'écoulement et de la stabilité ». Thèse de doctorat, École des mines de Paris, 1991.
- Xu J., Cojean R., Arnould M. - « Simulation tridimensionnelle de la blocométrie naturelle de massifs rocheux ». *Revue Française de Géotechnique* n° 58, 1992, p. 31-40.