

INFLUENCE DES PARAMÈTRES DES DISCONTINUITÉS SUR LA STABILITÉ DES TALUS ROCHEUX FRACTURÉS

INFLUENCES OF DISCONTINUITY PARAMETERS ON THE STABILITY OF FRACTURED ROCKY SLOPES

Hakim AHMAR, Gabriel ASSAF

École de technologie supérieure, Département de génie de la construction, H3C 1K3
Montréal, Québec, Canada

LISTE DES SIGLES ET SYMBOLES

Abréviation	Désignation
UDEC	Universel Distinct Elément Code
FS	Facteur de sécurité
Φ_{RI}	Angle de frottement de la roche intacte
Φ_d	Angle de frottement des discontinuités
Φ_F	Angle de frottement de la faille
C_{RI}	Cohésion de la roche intacte
C_d	Cohésion des discontinuités
Ψ_T	Pendage du talus
Ψ_d	Pendage des discontinuités
Ψ_F	Pendage de la faille
K_n	Raideur normale des discontinuités
K_s	Raideur tangentielle des discontinuités
ϱ	Masse volumique du massif rocheux
H_T	Hauteur du talus
(v)	Coefficient de Poisson du massif rocheux

1. INTRODUCTION

Le comportement des massifs rocheux est fortement lié aux discontinuités qui le traversent. La stabilité des talus excavés dans ces massifs est largement conditionnée par les caractéristiques des discontinuités. Soit géométriques (hauteur, orientation, espacement, etc.) soit mécaniques (raideurs normale et tangentielle, angle de frottement, cohésion, etc.) [1,2].

Les caractéristiques de ces discontinuités et la résistance au cisaillement sont les principaux facteurs qui déterminent la stabilité des pentes rocheuses [3,4]. La diminution de cette résistance au cisaillement due à la présence de ces discontinuités peut engendrer une rupture de ces pentes. Une étude visant à déterminer la stabilité et le mécanisme de rupture probable est nécessaire pour éviter toute défaillance à l'avenir [5,6].

La rupture de ces pentes a eu lieu généralement par déboîtement des blocs rocheux et par glissement le long des discontinuités existantes [7]. Pour réduire le nombre de blocs instables et assurer ainsi la stabilité du talus, une des solutions possibles consiste à mettre en place un renforcement par boulonnage. C'est une technique largement utilisée parce qu'elle est à la fois efficace, peu coûteuse, peu encombrante et d'une mise en œuvre aisée. Son rôle est d'empêcher la chute ou le glissement

des blocs isolés et éventuellement d'éviter la progression de l'instabilité en rendant stable des blocs clés [8].

De nombreux outils sont disponibles pour évaluer la stabilité de pentes à savoir : analyse de l'équilibre limite, analyse par éléments finis, analyse par différences finies et méthode des éléments distincts [9,10]. En raison de la présence de discontinuité la modélisation par la méthode des éléments distincts s'avère l'outil le plus approprié pour modéliser les masses rocheuses fracturées [11, 12, 13,14].

L'objectif de cet article est de quantifier l'influence des paramètres des discontinuités sur la stabilité des talus rocheux fracturés, déterminer le paramètre le plus déterminant dans cette stabilité et de montrer l'effet de la prise en compte d'un dispositif de renforcement par boulonnage sur la stabilité des pentes. L'influence sur la stabilité globale du talus d'un élément de renforcement en fonction de sa longueur, sa position et son inclinaison est encore étudié.

Les analyses ont été effectuées en utilisant le logiciel UDEC (Universal Distinct Element Code) de la société ITASCA, version 06 [15].

2. MÉTHODOLOGIE

2.1. Présentation de la méthode des éléments distincts

La méthode des éléments distincts développée par Cundall [16,17] est utilisée pour résoudre des problèmes liés aux milieux discontinus [18]. Elle se distingue par trois caractéristiques [19] :

- Le massif rocheux fracturé est représenté sous la forme d'un milieu discontinu, constitué par un assemblage de blocs qui interagissent par contact de leurs angles et de leurs côtés ;
- Les discontinuités sont considérées comme des interactions entre blocs ; leur comportement est régi par des lois liant forces et déplacements au niveau des contacts entre blocs ;
- Le temps intervient de manière explicite dans la résolution des équations de mouvement. On peut ainsi simuler des comportements non linéaires de la roche et des discontinuités et traiter des problèmes dynamiques (séismes, explosions).

La méthode des éléments distincts s'attache à représenter le comportement des milieux discrets allant des milieux faiblement fracturés (méthode des dièdres) à ceux fortement fracturés, presque continus. Les assemblages de blocs qui peuvent être modélisés sous forme rigide ou déformable interagissent au travers de joints, représentés par des contacts. La méthode permet de prendre en compte les grands déplacements, les rotations

et les instabilités à un stade avancé. Des contacts peuvent donc s'ouvrir puis disparaître et d'autres apparaître. Un algorithme de reconnaissance automatique des contacts doit être intégré et relancé à chaque incrément cinématique [20].

2.2. Présentation du cas d'étude

2.2.1. Géométrie et caractéristiques du sol

La *figure 1* illustre le cas traité dans ce travail qui est constitué d'un problème type de pente excavé dans un massif rocheux. Le modèle utilisé est d'une hauteur de 92.5 m et d'un pendage de 56°. Il comporte une famille de discontinuité d'un pendage Ψ_d et un angle de frottement Φ_d avec un espacement de 10 m. Le massif est aussi recoupé par une faille d'un pendage de 35.85°. Comme il ne sera soumis qu'aux efforts de la gravité, la partie inférieure du modèle est considérée fixe, par conséquent le bloc du bas ne se déplacera pas et ne tombera pas sous l'effet de la gravité.

Les caractéristiques du massif rocheux utilisées dans les simulations sont fournies dans le *tableau 1* ci-dessous.

2.2.2. Validation du modèle

Les limites du modèle sont sélectionnées selon des considérations typiques de dimensionnement de modèles. La hauteur de la base du modèle est plus élevée que la moitié de la hauteur de la projection de la pente selon la verticale (H). De plus, la longueur à l'arrière du sommet de la pente est plus élevée que la longueur de la projection de la pente selon l'horizontale (W) [21]. Selon la *figure 1*, la hauteur de la projection de la pente selon la verticale (H) est 92.5 mètres alors que la hauteur déterminée de la base est d'environ 50 mètres. De plus, la longueur de la projection de la pente selon l'horizontale (W) est de 61 mètres tandis que la longueur déterminée à l'arrière du sommet de la pente est d'environ 74 mètres. La largeur globale du modèle d'environ 155 mètres.

L'imprécision et l'incertitude attachées à certaines données ont incité à en apprécier l'influence au moyen d'une étude paramétrique, prenant en compte le caractère aléatoire des caractéristiques géométriques et mécaniques des discontinuités.

Afin de saisir l'influence de certains paramètres des joints sur la stabilité du talus ; des simulations ont été entreprises dans lesquelles ses propriétés sont modifiées.

La méthode de réduction de la résistance implantée dans le logiciel UDEC est utilisée pour calculer le facteur de sécurité et les déplacements des blocs constituants le talus.

Tableau 1 : Propriétés du massif rocheux (Roche intacte + Discontinuités)

	$\Phi(^{\circ})$	$C(KPa)$	$\rho (Kg/m^3)$	(v)	$K_n (MPa)$	$K_s (MPa)$	$\Psi(^{\circ})$
Roche intacte	30	140	2700	0.3	-	-	-
Discontinuités	-	-	-	-	10^5	10^5	60
Faille	80	-	-		10^5	10^5	35.85

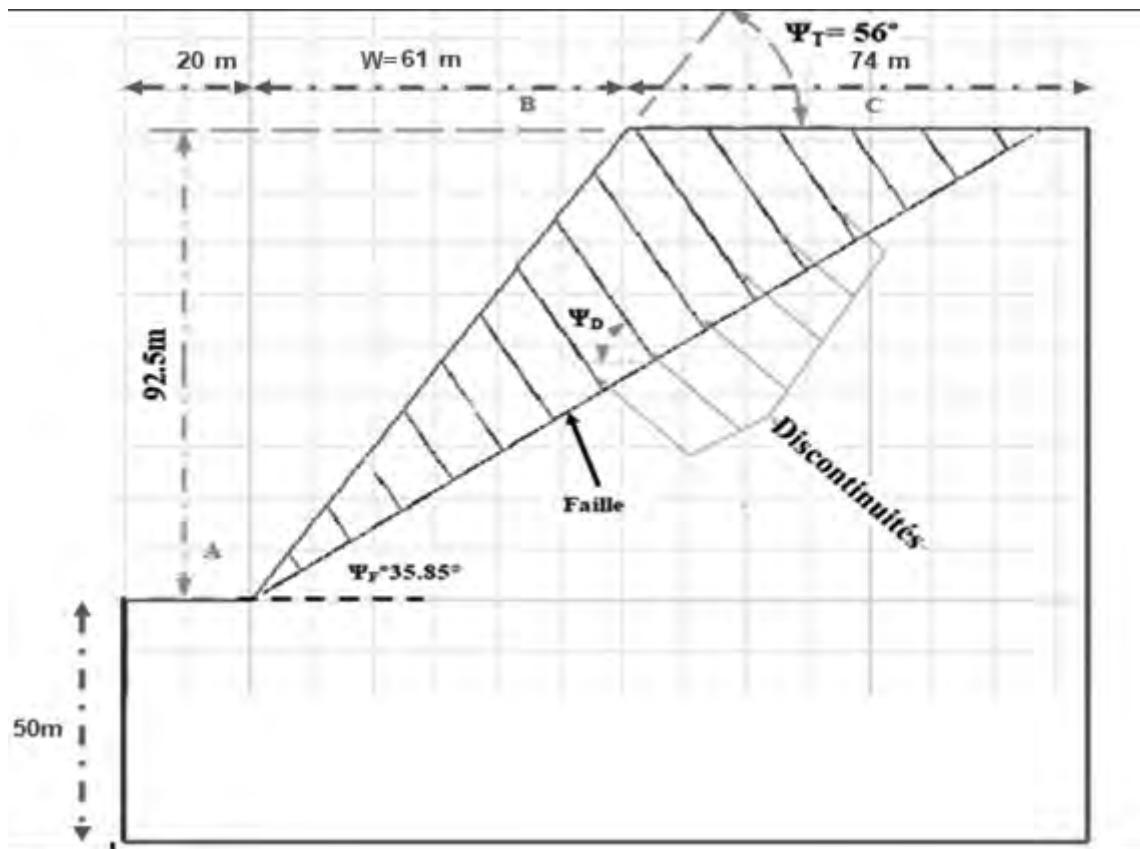


Figure 1 : Modèle utilisé dans les calculs

3. RÉSULTATS ET DISCUSSION

3.1. Influence de l'angle de frottement

Dans cette section, l'influence de l'angle de frottement des discontinuités sur le déplacement des blocs formant le talus est étudiée. Les différents résultats sont illustrés à la *figure 2* ci-dessous. Il ressort de cette figure que lorsque l'angle de frottement des discontinuités est inférieur à l'angle de frottement de la roche

intacte ($\Phi_{RI}=30^\circ$), le déplacement diminue linéairement avec l'augmentation de l'angle de frottement des discontinuités. Il ressort également que lorsque l'angle de frottement des discontinuités est supérieur à l'angle de frottement de la roche intacte, l'ampleur de la diminution du déplacement diminue progressivement jusqu'à ce que l'angle de frottement des discontinuités soit presque égal à 1.3 fois l'angle de frottement de la roche intacte. Après cette valeur, le déplacement demeure inchangé et tend vers des valeurs nulles.

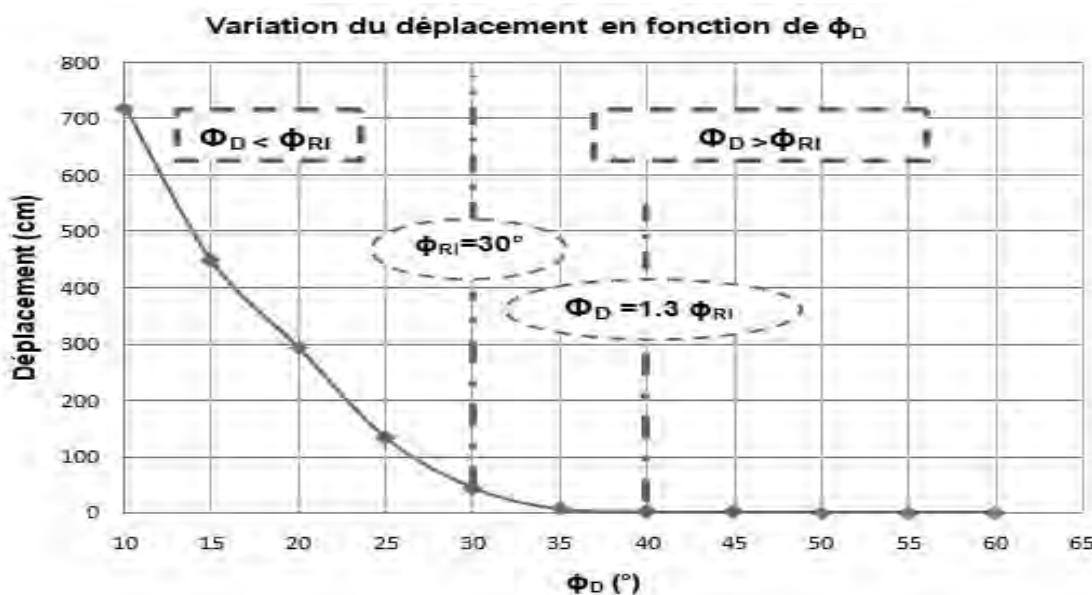


Figure 2 : Variation du déplacement selon l'angle de frottement des diaclases

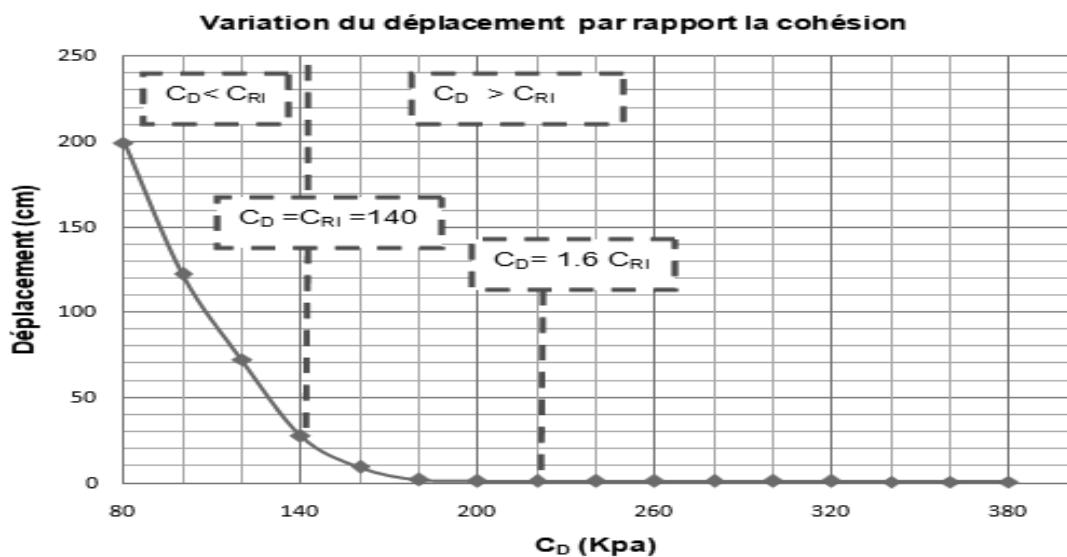


Figure 3 : Influence de la cohésion des diaclases sur le déplacement

3.2. Influence de la cohésion

Les résultats d'une étude de sensibilité sur la cohésion sont compilés dans la *figure 3* ci-dessous. Il ressort de cette figure que le déplacement diminue avec l'augmentation de la cohésion. Il ressort également que lorsque la cohésion des discontinuités est inférieure à la cohésion de la roche intacte ($C_{RI} = 140$ KPa), le déplacement diminue linéairement avec l'augmentation de la cohésion des discontinuités. En revanche lorsque la cohésion de la discontinuité est supérieure à la cohésion de la roche intacte, le taux de la diminution du déplacement diminue progressivement jusqu'à ce que la cohésion de la discontinuité soit presque égale à 1.6 fois la cohésion de la roche intacte. À partir de ce point, le déplacement reste constant et tends vers des valeurs faibles.

3.3. Influence du pendage

Le but de cette partie est d'étudier l'influence du pendage des discontinuités sur le déplacement des blocs constituant le talus rocheux fracturé. La *figure 4* ci-dessous présente l'allure de déplacement des blocs en fonction du pendage des discontinuités. Il est à noter que le pendage du talus est d'environ 56° .

Le déplacement minimum est observé à des valeurs du pendage des discontinuités proches de celle du pendage du talus rocheux, à savoir 56° . En effet au fur et à mesure qu'on s'éloigne de cette valeur, deux cas peuvent se présenter : soit, le pendage des discontinuités est inférieur au pendage du talus, dans ce cas, le déplacement diminue avec l'augmentation de ce premier ou bien le pendage du talus est supérieur au pendage des

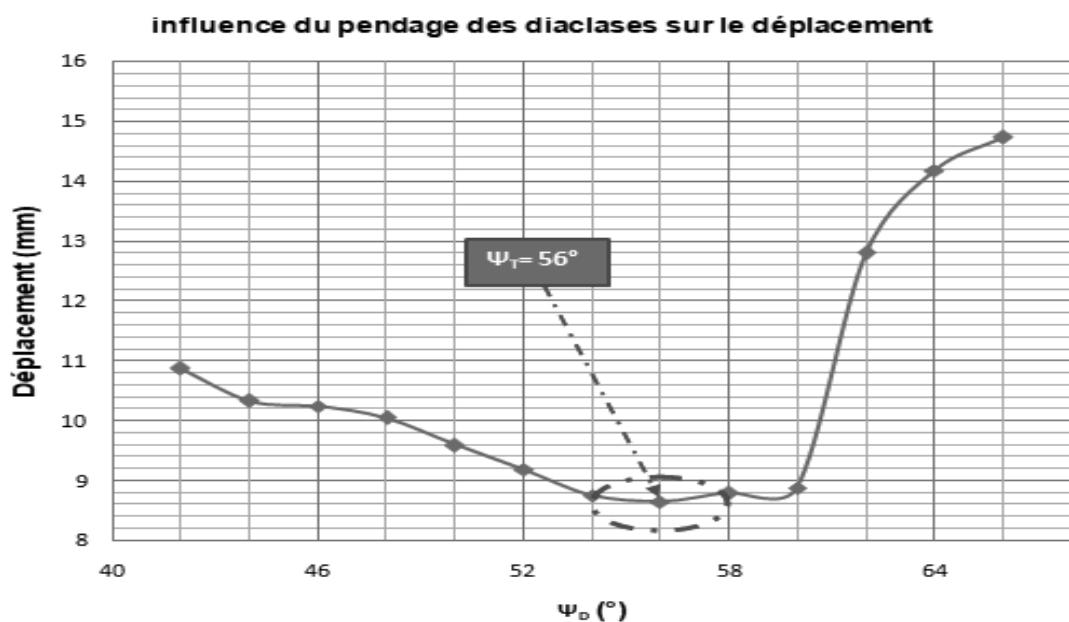


Figure 4 : Variation du déplacement en fonction du pendage des discontinuités

Tableau 2 : Les niveaux orthogonaux et les valeurs des paramètres

Niveau orthogonal	A(m)	B (°)	C (kPa)	D (°)	E (GPa/m)
1	6	30	40	20	100
2	8	40	80	30	106
3	10	50	120	40	111
4	12	60	160	50	116

discontinuités, dans ce cas-ci, le déplacement augmente avec l'augmentation de ce dernier.

3.4. Étude de sensibilité

L'influence des paramètres des discontinuités sur la stabilité du talus rocheux n'est pas le même. Par conséquent, il est nécessaire de déterminer le paramètre le plus déterminant et l'apport de chaque paramètre à cette stabilité. À cet effet l'influence de cinq paramètres est étudiée, à savoir : l'espacement (A) ; le

pendage (B), la cohésion (C), l'angle de frottement (D) et la rigidité (E)). L'expérience orthogonale a été utilisée pour cette étude. Quatre niveaux et cinq paramètres ont été utilisés comme illustré au tableau 2 ci-dessus.

Basé sur la simulation numérique, le déplacement peut être obtenu en vertu des différentes combinaisons de ces divers facteurs et les résultats sont illustrés aux figures 5 et 6 ci-dessous. Il ressort de la **figure 5** que la pente est plus stable (déplacement minimum) sous la combinaison A2B2C4D4E2, et moins stable (déplacement maximum) sous la combinaison A3B4C2D1E3. Il

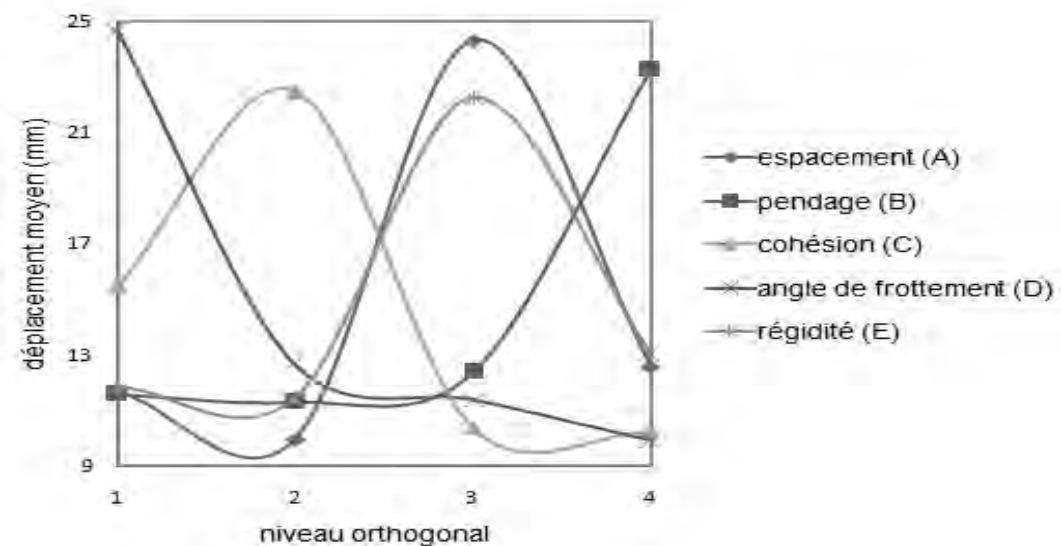


Figure 5 : Valeurs moyennes des paramètres

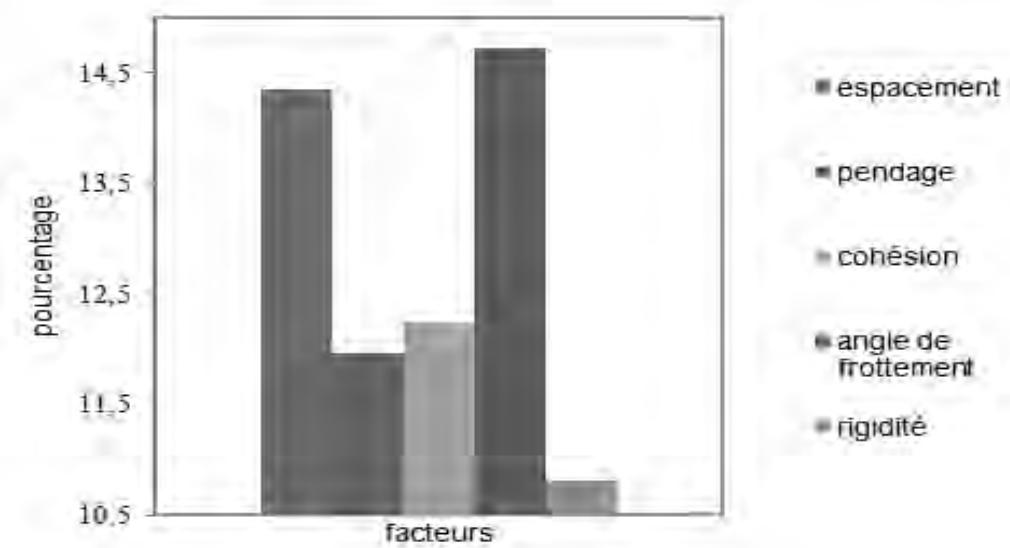


Figure 6 : Gammes des paramètres

ressort également de la figure 6 que l'angle de frottement (D) est le facteur le plus influant sur la stabilité du talus rocheux suivi des paramètres de l'espacement, du pendage, de la cohésion et enfin de la rigidité.

Cette étude est importante, car elle permet d'identifier les paramètres qui influencent le plus la stabilité du talus, et qui nécessitent une attention particulière afin de les améliorer pour mieux stabiliser la pente en question.

3.5. Détermination du schéma de renforcement optimal

Cette section d'analyse fait également ressortir l'importance du renforcement par des barres d'ancrages dans la stabilisation des talus rocheux fracturés. Des simulations ont été effectuées sur le modèle illustré à la *figure 7* ci-dessous, dont le renforcement est assuré par 22 rangs de barres d'ancrage, en faisant varier leur position le long de la pente, leur longueur et leur inclinaison.

Les caractéristiques retenues des clous (représentés par les éléments-barres) et des parois constituées de béton projeté et de treillis d'armature (représentées par des éléments poutre) sont fournies dans le tableau 3 ci-dessous.

3.5.1. Comparaison des deux cas : avec ancrage et sans ancrage

Une comparaison entre deux cas différents a été réalisée. Dans un cas, le talus est sans renforcement et dans l'autre, les barres d'ancrages de renforcement ont été posées le long de la partie amont du talus. Dans le premier cas le talus est instable comme indiqué dans la *figure 8* ($FS=0.81$), cependant dans le deuxième cas le talus est rendu stable avec un facteur de sécurité de 1.06 comme illustré à la *figure 9*. Il ressort de ces deux figures que l'utilisation des barres d'ancrages a permis d'augmenter le facteur de sécurité de 31% et par conséquent, d'améliorer la stabilité du talus rocheux.

Tableau 3 : Caractéristiques des clous

Paramètre	Valeur
Densité (Kg/m ³)	8400
Module d'Young (MPa)	2.1 e ⁵
Rigidité de l'adhérence (N/m ²)	1.5 e ¹⁰
Résistance de l'adhérence (N/m)	8 e ⁵
Tensile (N)	1 e ¹⁰

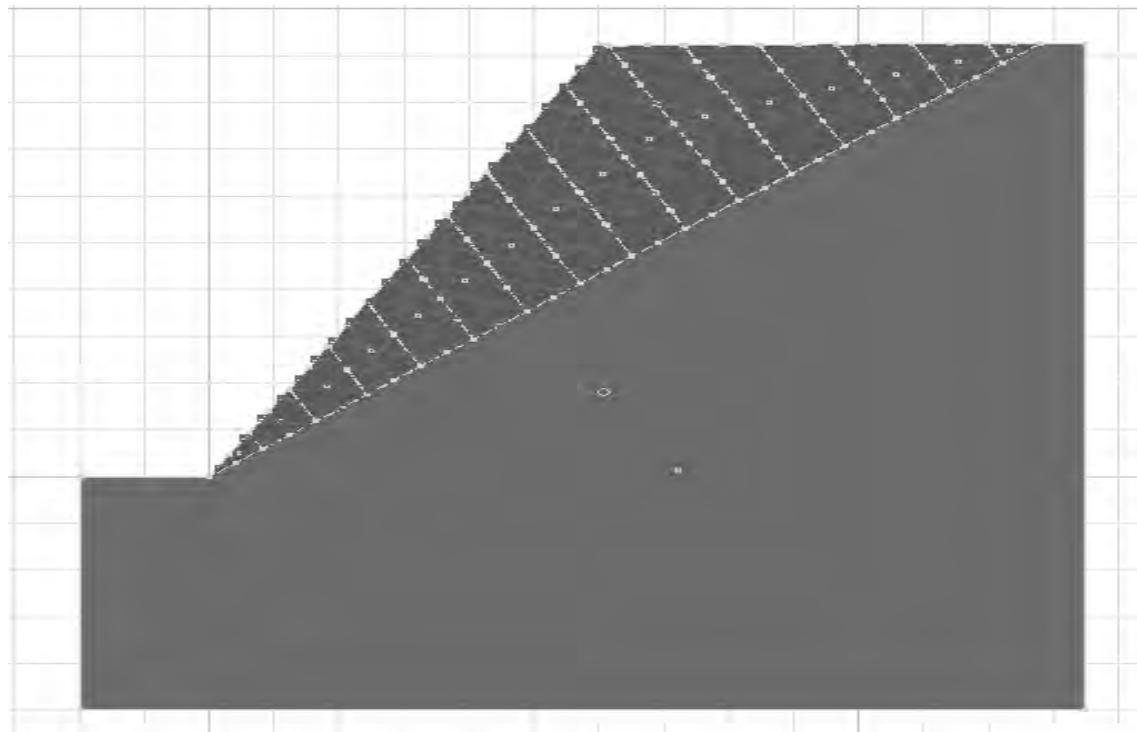


Figure 7 : Renforcement du talus avec les barres d'ancrages

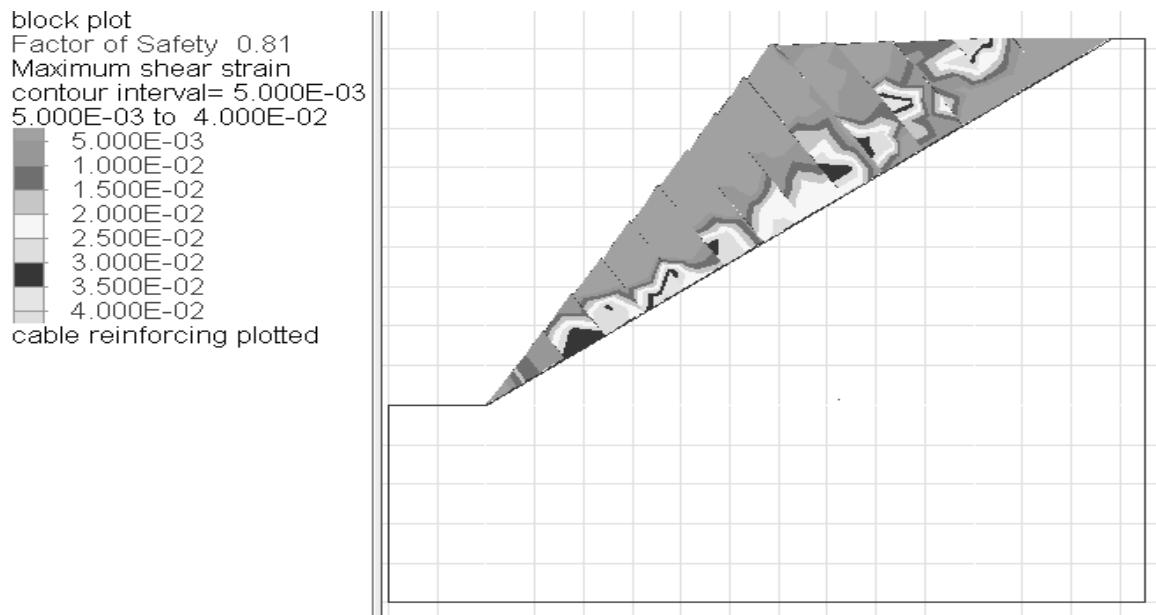


Figure 8 : Détermination du facteur de sécurité sans ancrage

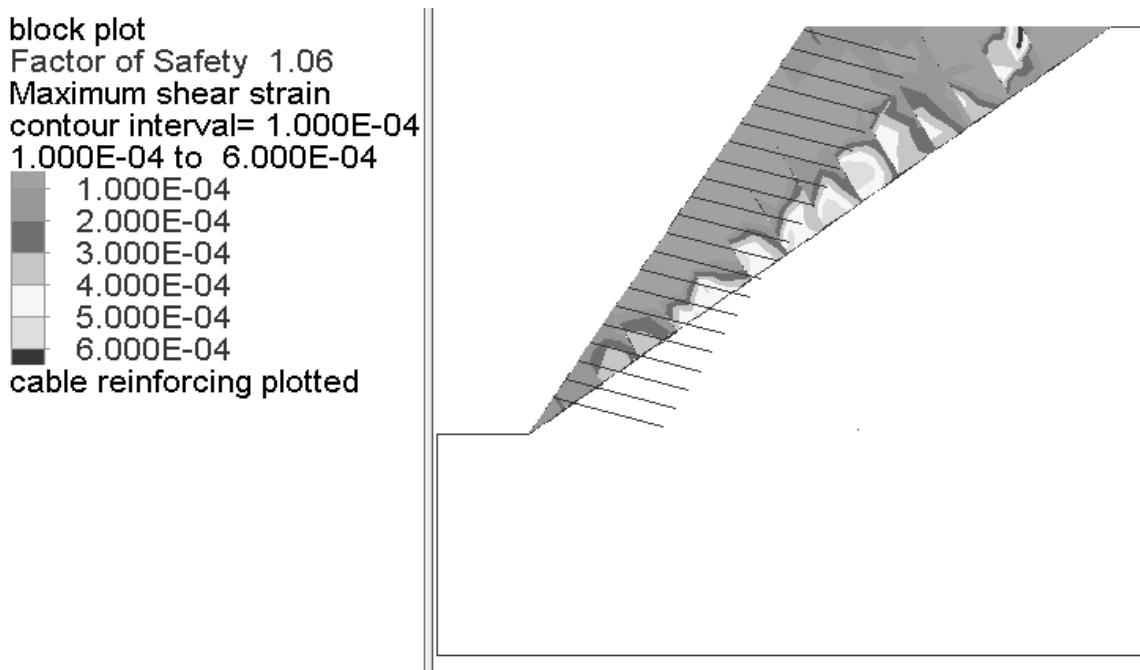


Figure 9 : Détermination du facteur de sécurité avec ancrage

3.5.2. Paramètres influençant l'optimisation du schéma de boulonnage

3.5.2.1. Influence de la position des barres

Afin de savoir la partie du talus qui nécessite davantage de renforcement à l'ordre de barres d'ancrage, la variation de la charge axiale dans ces barres en fonction de leur position a été étudiée et les résultats obtenus sont illustrés à la **figure 10** ci-dessous. Il ressort de cette figure que les barres de renforcement situées dans la partie centrale du talus sont celles qui contribuent le plus à sa stabilité. C'est le long de ces barres que se développent les plus efforts de traction.

L'ancrage le plus proche de la crête est peu sollicité et ne contribue que faiblement à la stabilité du talus.

En revanche, l'ancrage le plus proche du pied du talus n'a aucune importance et peut être enlevé étant donné que les charges enregistrées dans ces barres sont presque nulles. Ceci est bel et bien vérifié lorsque le facteur de sécurité en se limitant aux barres de renforcement situées au centre du talus comme illustrée à la **figure 11** ci-dessous, a été calculé, en effet le facteur de sécurité s'est amélioré de presque 3%.

Ceci a permis en plus d'obtenir un coefficient de sécurité élevé, de minimiser des coûts matériels.

```

Cycle 41367
Time 2.153E+01 sec
block plot
Cable ID Numbers
Shear Force on Structure
Type # Max. Value
cable 1 -1.554E+00
cable 2 -2.380E+00
cable 3 -2.977E+00
cable 4 3.541E+00
cable 5 -2.268E+00
cable 6 4.317E+00
cable 7 2.175E+00
cable 8 -4.127E+00
cable 9 4.010E+00
cable 10 -4.263E+00
cable 11 -4.002E+00
cable 12 -4.715E+00
cable 13 -5.272E-05
cable 14 -4.500E-05
cable 15 3.246E-05
cable 16 3.577E-05
cable 17 -2.747E-05
cable 18 -3.690E-05
cable 19 -1.361E-05
cable 20 -1.096E-05
cable 21 1.190E-06

```

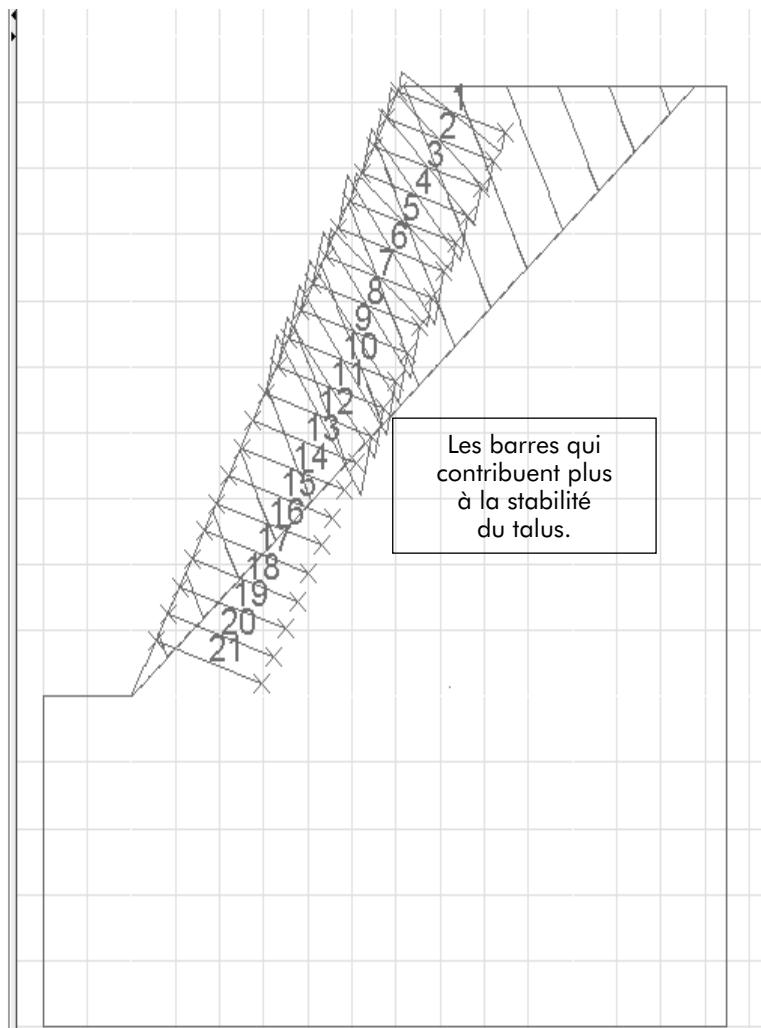


Figure 10 : Variation de la charge axiale selon le numéro de la barre

3.5.2.2. Influence de l'inclinaison et la longueur des barres

Soit α l'angle que fait la barre avec le plan horizontal. Cet angle a une influence sur le comportement de la barre et par la suite, sur la stabilité du talus. Pour cela, la variation du facteur de sécurité en fonction de cet angle pour trois longueurs différentes ($L=16$ m, $L=20$ m et $L=25$ m) a été étudiée. L'objectif est de déterminer l'inclinaison optimale ainsi que la variation du facteur de sécurité en fonction de la longueur de la barre. Les différents résultats sont enregistrés dans la *figure 12* ci-après. Il ressort de la *figure 12* que l'inclinaison des renforts par rapport à l'horizontale a une influence sur la stabilité des talus. L'angle α égal à 15° s'avère être l'inclinaison optimale, au sens où elle conduit aux valeurs du facteur de sécurité les plus élevées quelle que soit la valeur de la longueur de la barre utilisée dans le renforcement. Il ressort également que plus la longueur de la barre est élevée, plus la stabilité du talus est importante.

4. CONCLUSION

La stabilité des talus rocheux fracturés est principalement influencée par les caractéristiques comme l'angle de frottement, la

cohésion et le pendage des discontinuités qui les traversent. Une étude de sensibilité sur ces paramètres permettrait de déterminer les paramètres sur lesquels les efforts devraient être concentrés. Généralement la rupture des talus rocheux intervient au niveau des discontinuités préexistantes, la méthode de renforcement par boulonnages permet de limiter le déplacement des blocs constituants le talus et conserve à la discontinuité sa résistance maximale.

Quoique la validation de ce logiciel n'ait pas été réalisée sur un cas réel où on pourrait prévoir et suivre l'évolution des déformations et des contraintes, l'exemple traité ci-dessus montre les potentialités de ce logiciel dans ce domaine.

5. RÉFÉRENCES

- [1] P. ALFONSI, J.L. DURVILLE et X. RACHEZ. Quelques applications de la méthode des éléments distincts en mécanique des roches. Bulletin des Laboratoires des Ponts et Chaussées, France (1998) pp. 31-43.
- [2] R. BHASIN and A. M. KAYNIA. Static and dynamic Simulation of a 700-m high rock slope in Western Norway. Engineering Geology, Vol. 71, No. 3-4, (2004) pp. 213-226.

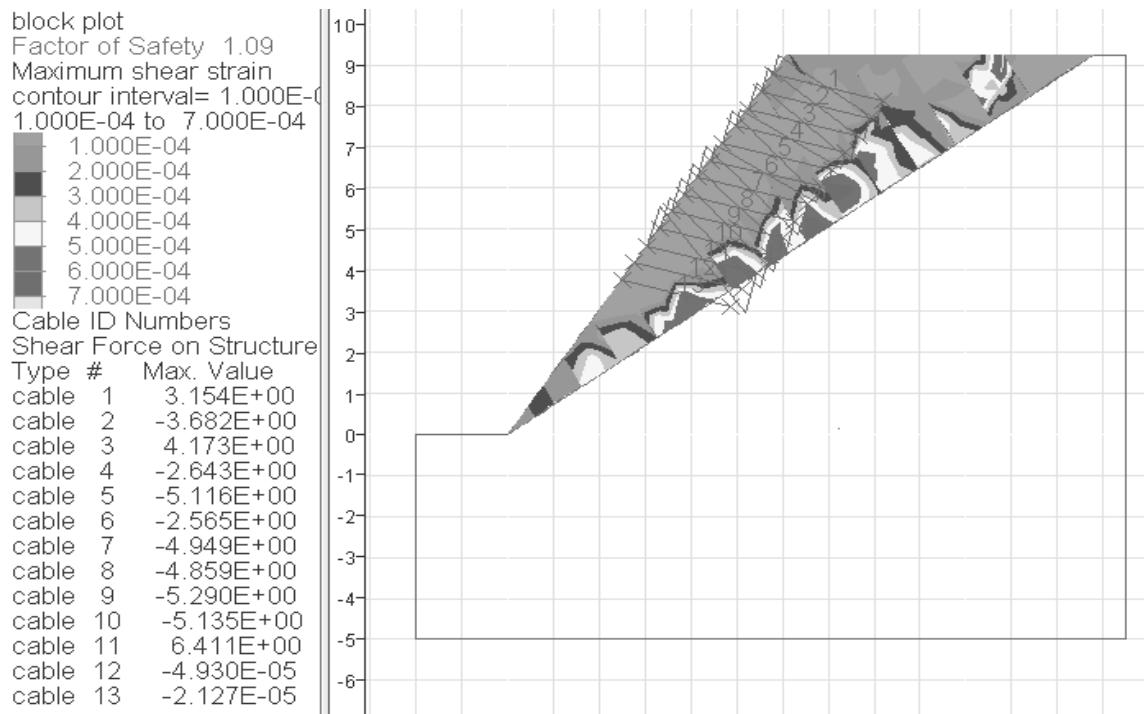


Figure 11 : Détermination du facteur de sécurité avec ancrage au centre du talus

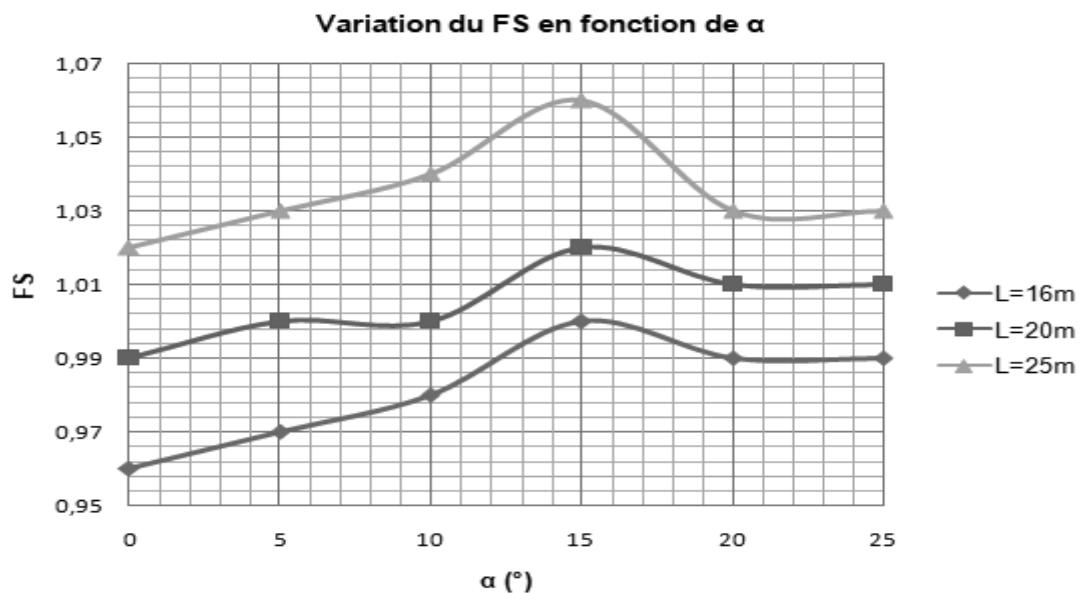


Figure 12 : Influence de l'inclinaison de la barre sur le facteur de sécurité

- [3] Y. LIN, D. ZHU, Q. DENG and Q. HE. Collapse Analysis of Jointed Rock Slope Based on UDEC Software and Practical Seismic Load. International Conference on Advances in Computational Modeling and Simulation, Vol. 31, (2012) pp. 441-416.
- [4] M. SOULEY and F. HOMAND. Stability of Jointed Rock Masses Evaluated by UDEC with an Extended Saeb-Amadei Constitutive Law. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 33, No.3, (1996) pp. 233-244.
- [5] T. N. SINGH, V. BHARDWAJ, L. DHONTA and K. SARKAR. Numerical analysis of instability of slope near

- Rudraprayag area. Journal of Engineering Geology, Vol. 34, No. 1-4, (2007) pp. 33-42.
- [6] A. KAINTHOLA, D. VERMA, S. S. GUPTE and T. N. SINGH. A coal mine dump stability analysis: A case Study. International Journal of Geomaterials, Vol.1, (2011) pp. 1-13.
- [7] K. SARKAR and T. N. SINGH. Evaluation of Instability Analysis of Slope: A Numerical Approach. Mining Engineering Journal, Vol. 8, No. 10, (2007) pp.11-31.
- [8] D. BERKANE. Modélisation sous RESOBLOK du boulogeage du talus aval de la déviation d'esquirolet (ax les thermes-France), Mémo. Master, École nationale supérieure des mines et métallurgie Annaba, Algérie (2016) 25p.

- [9] S. LARBI et M. MEGUEDDEM. Stabilité des talus rocheux renforcés par des inclusions résistant à la traction et à la compression. *Revue française de génie civil*, Vol.5, n° 5, France (2001) pp. 651-666.
- [10] D. VERMA, R. THAREJA, A. KAINTHOLA and T. N. SINGH. Evaluation of Open Pit Mine Slope Stability Analysis. *International Journal of Earth Sciences and Engineering*, Vol. 4, No. 4, (2011) pp. 590-600.
- [11] Y. LIN, D. ZHU, Q. DENG and Q. HE. Collapse Analysis of Jointed Rock Slope Based on UDEC Software and Practical Seismic Load. *International Conference on Advances in Computational Modeling and Simulation*. Vol. 31 (2012) pp 441-446.
- [12] M. SOULEY and F. HOMAND, "Stability of Jointed Rock Masses Evaluated by UDEC with an Extended Saeb-Amadei Constitutive Law," *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 33, No. 3, 1996, pp. 233-244.
- [13] R. BHASIN and K. HØEG, "Parametric Study for a Large Cavern in Jointed Rock Using a Distinct Element Model (UDEC-BB)," *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 35, No. 1, 1998, pp. 17-29.
- [14] X.B.ZHAO, J.ZHAO, J.G. CAI and A.M. HEFNY, "UDEC Modelling on Wave Propagation across Fractured Rock Masses," *Computers and Geotechnics*, Vol. 35, No. 1, 2008, pp. 97-104.
- [15] Société du groupe Itasca International. UDEC™ VERSION 6.0 Distinct- element Modeling of Jointed and Blocky Material in 2D <https://www.itasca-cg.com/software/udec>, (Septembre 2018).
- [16] P. A. CUNDALL. A computer model for simulating progressive large scale movements of blocky rock systems. *Proceedings of the symposium of the international society of rock mechanics*, Vol. 1, (1971) pages 132–150, 197.
- [17] H. KONIETZKY. *Numerical Modelling of Discrete Materials in Geotechnical Engineering, Civil Engineering and Earth Sciences*. Germany (2004) 436p.
- [18] H.P. CAO. Modélisation par éléments discrets rigides et/ ou déformables des milieux granulaires et des troisièmes corps solides. *Thèse doctorale*, L'Institut National des Sciences Appliquées de Lyon, France (2011) 183p.
- [19] X. RACHEZ. Les fondations au rocher de grands viaducs : l'apport de la méthode des éléments distincts. *Thèse doctorale*, École nationale des ponts et chaussées, Paris (1997) 241p.
- [20] F. MARTIN. Apport des lois d'endommagement continues pour la conception des ouvrages souterrains et la hiéarchisation des comportements rocheux. *Thèse de doctorat*, École normale supérieure de Cachan, Paris (2007) 127p.
- [21] L. LORIG and P.M. VARONA. Practical Slope-Stability Using Finite-Difference Codes. *Slope stability in surface mining*, (2001) pp 115-124.