

Influence des paramètres des discontinuités sur la stabilité des talus rocheux fracturés

Hakim AHMARI* et Gabriel J. ASSAF

*École de Technologie Supérieure, Département de Génie de la Construction, H3C 1K3,
Montréal, Québec, Canada*

* Correspondance, courriel : hakim_ahm@hotmail.ca

Résumé

Ce travail porte sur une étude de stabilité d'un talus rocheux affaibli par une famille de discontinuité et présente l'effet de la mise en place d'un renforcement sur cette stabilité. Des études paramétriques portant sur la variation des paramètres de ces discontinuités ainsi que sur la longueur, la position, l'inclinaison et le nombre d'éléments de renforcement sont effectuées. L'analyse est effectuée par la méthode des éléments distincts en utilisant le logiciel UDEC 2D (Itasca, version 6). Les résultats obtenus montrent que la stabilité de ce talus est fortement affectée par les paramètres de ces discontinuités et que l'angle de frottement est le paramètre le plus influent. Suite à cette étude, un schéma de renforcement optimal garantissant un facteur de sécurité élevé et des coûts matériels minimisés a été préconisé.

Mots-clés : *stabilité, talus rocheux, discontinuités, renforcement.*

Abstract

Influence of discontinuity parameters on the stability of fractured rocky slopes

The present work focuses on studying the stability of a rocky slope weakened by discontinuities and examines the impact of strengthening this stability. Parametric studies involving the discontinuity parameters, the length, location, inclination and the number of reinforcement elements are carried out. The analysis is performed using the distinct element method through UDEC 2D software (Itasca, version 6). The obtained results showed that the stability of the slope was strongly affected by the parameters of the discontinuities and the angle of friction was the most influential parameter. Following this study, an optimal reinforcement schema guaranteeing high safety factor and minimizing costs was recommended.

Keywords : *stability, rocky slope, discontinuities, reinforcement.*

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
(ν)	Coefficient de Poisson du massif rocheux

1. Introduction

La stabilité des talus excavés dans un massif rocheux est largement conditionnée par les paramètres des discontinuités qui le traversent. Soit géométriques (hauteur, orientation, espacement, etc.) soit mécaniques (raideurs normale et tangentielle, angle de frottement, cohésion, etc.) [1, 2]. Les paramètres ainsi que la résistance au cisaillement de ces discontinuités (plans de faiblesses) sont les principaux facteurs qui déterminent la stabilité de ces talus [3, 4]. Généralement, La rupture de ces pentes a eu lieu par glissement des blocs le long des discontinuités existantes [5]. Pour réduire le nombre de blocs instables et assurer ainsi la stabilité de ces talus, une des solutions possibles consiste à mettre en place un renforcement par boulonnage. C'est une solution adéquate pour prévenir les désordres liés au glissement. Une étude visant à déterminer la stabilité et le mécanisme de rupture probable de ces talus rocheux en prenant en compte l'effet de ces discontinuités est nécessaire pour éviter toute défaillance à l'avenir à cause de la diminution de la résistance au cisaillement de ces plans de faiblesses [6, 7]. De nombreux outils sont disponibles pour évaluer la stabilité de ces pentes rocheuses à savoir : analyse de l'équilibre limite, analyse par éléments finis, analyse par différences finies et méthode des éléments distincts [8, 9]. 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 [10 - 13]. L'objectif de cet article est de quantifier l'influence des paramètres des discontinuités sur la stabilité d'un talus rocheux fracturé, déterminer le paramètre le plus influent dans cette stabilité et de montrer l'effet de la prise en compte d'un dispositif de renforcement par boulonnage sur la stabilité de ce talus. L'influence d'un élément de renforcement sur la stabilité globale de cette pente rocheuse en fonction de sa longueur, sa position et son inclinaison est encore étudiée. Les analyses ont été effectuées en utilisant le logiciel UDEC (Universal Distinct Element Code) de la société ITASCA, version 06 [14].

2. Méthodologie

2-1. Présentation de la méthode des éléments distincts

La méthode des éléments distincts développée par [15, 16] est utilisée pour résoudre des problèmes liés aux milieux discontinus [17]. Elle se distingue par trois caractéristiques [18] :

- 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 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 [19].

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 excavée 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_a 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 sous l'effet de la gravité. Les caractéristiques du massif rocheux utilisées dans les simulations sont fournies dans le **Tableau 1** ci-dessous.

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

	$\Phi(^{\circ})$	C(KPa)	ρ (Kg/m ³)	(ν)	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

2-2-2. Conception 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) [20]. 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 de 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.

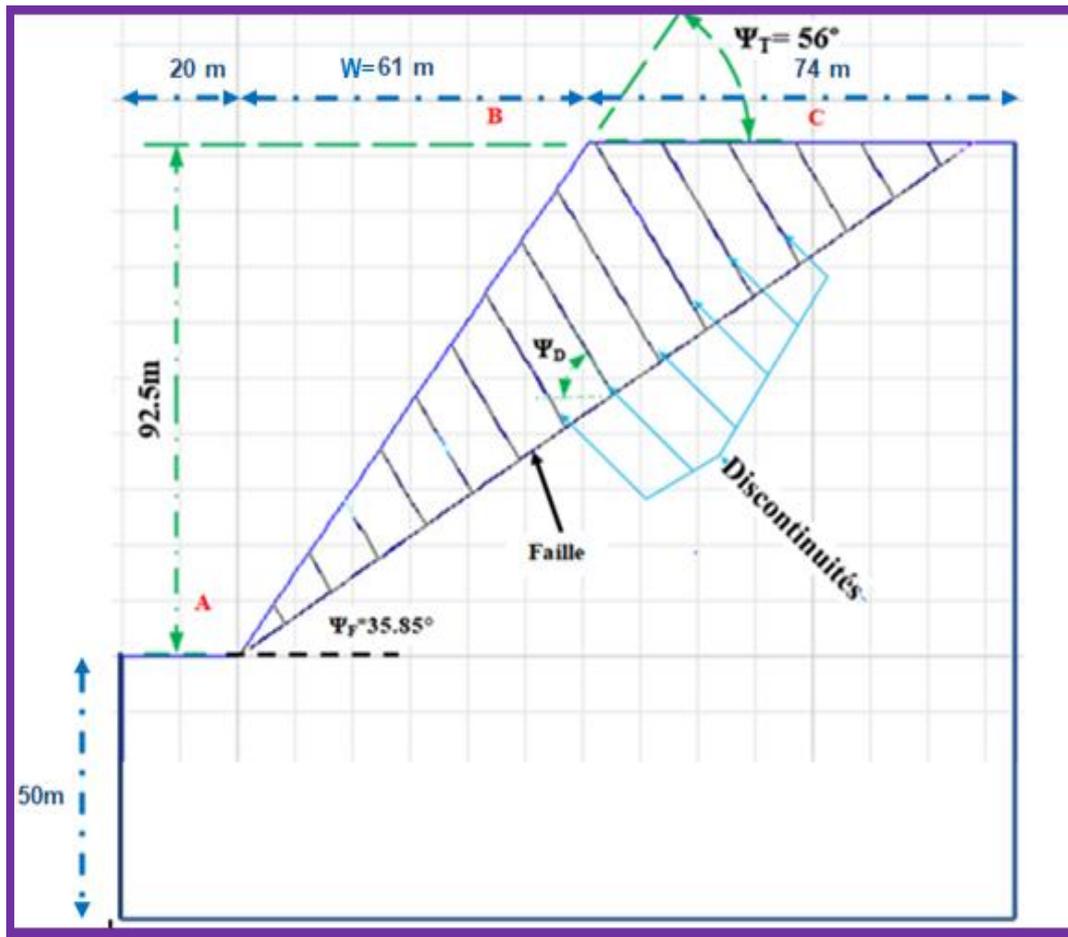


Figure 1 : Modèle utilisé dans les calculs

3. Résultats et discussion

Une étude paramétrique portant sur l'influence de l'angle de frottement, la cohésion et le pendage des discontinuités sur la stabilité de ce talus rocheux a été effectuée et une étude de sensibilité sur ces paramètres est réalisée afin de déterminer le paramètre le plus influent.

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. Cette **Figure** montre 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. Elle montre 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

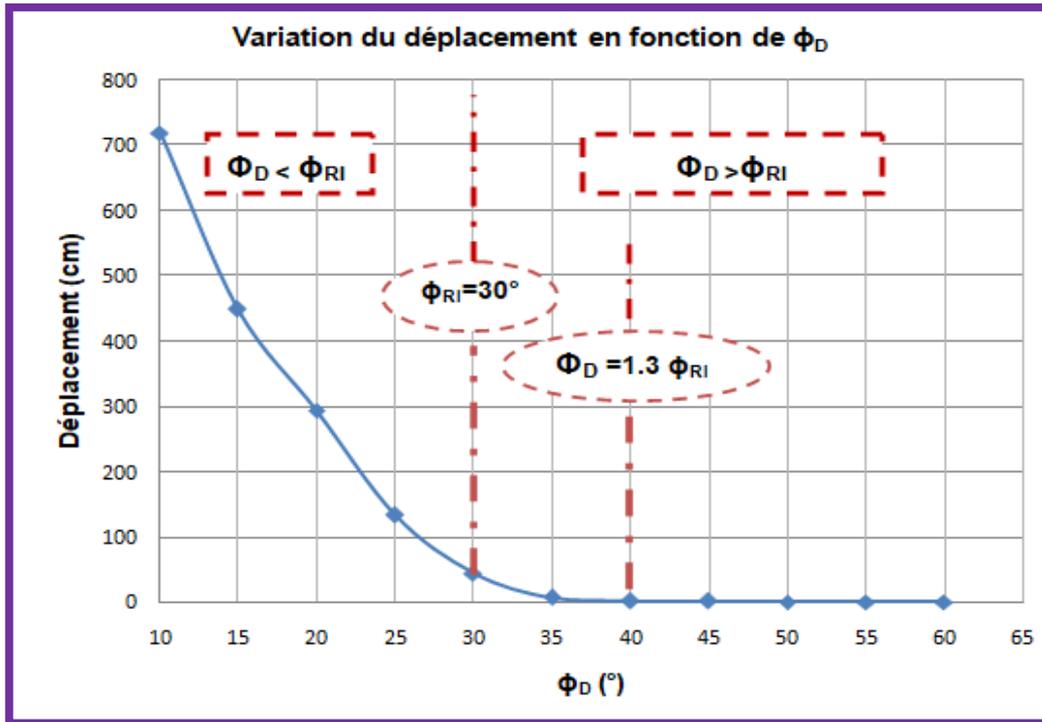


Figure 2 : Variation du déplacement selon l'angle de frottement des diaclases

3-2. Influence de la cohésion

Les résultats d'une étude de sensibilité sur la cohésion sont compilés dans la Figure 3 ci-dessous. Cette Figure indique que le déplacement diminue avec l'augmentation de la cohésion.

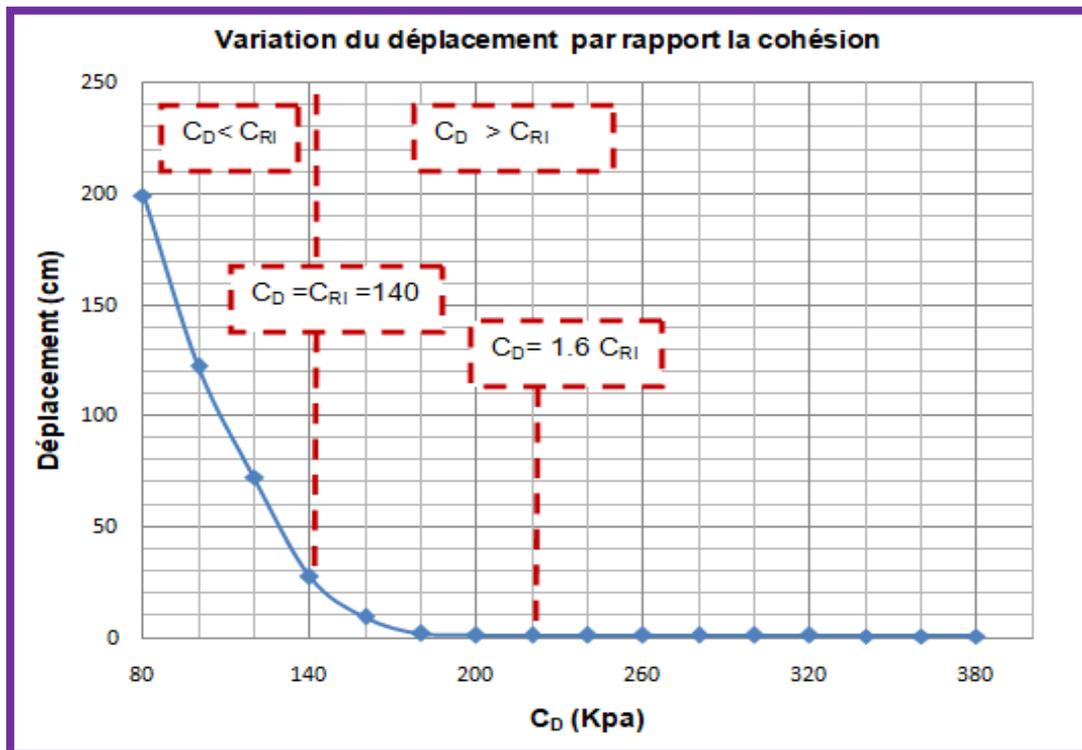


Figure 3 : Influence de la cohésion des diaclases sur le déplacement

Elle indique 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. Par contre 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 tend 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. Cette **Figure** montre que le déplacement minimum est enregistré à des valeurs du pendage des discontinuités proches de celle du pendage du talus rocheux, à savoir 56° . Elle montre également que :

- Lorsque Ψ_d est inférieure à Ψ_T , le déplacement diminue avec l'augmentation de Ψ_d ;
- Lorsque Ψ_d est supérieure à Ψ_T , le déplacement augmente avec l'augmentation de Ψ_d .

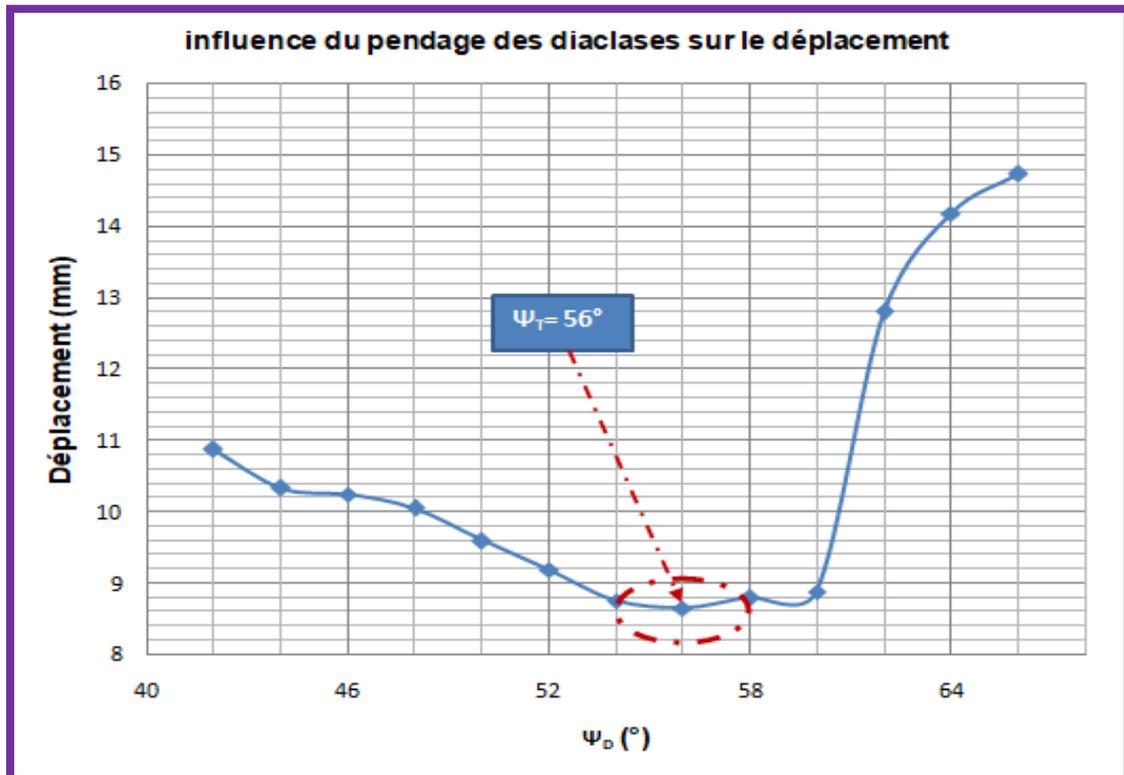


Figure 4 : Variation du déplacement en fonction du pendage des discontinuités

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 illustrés au **Tableau 2** ci-dessous.

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

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.

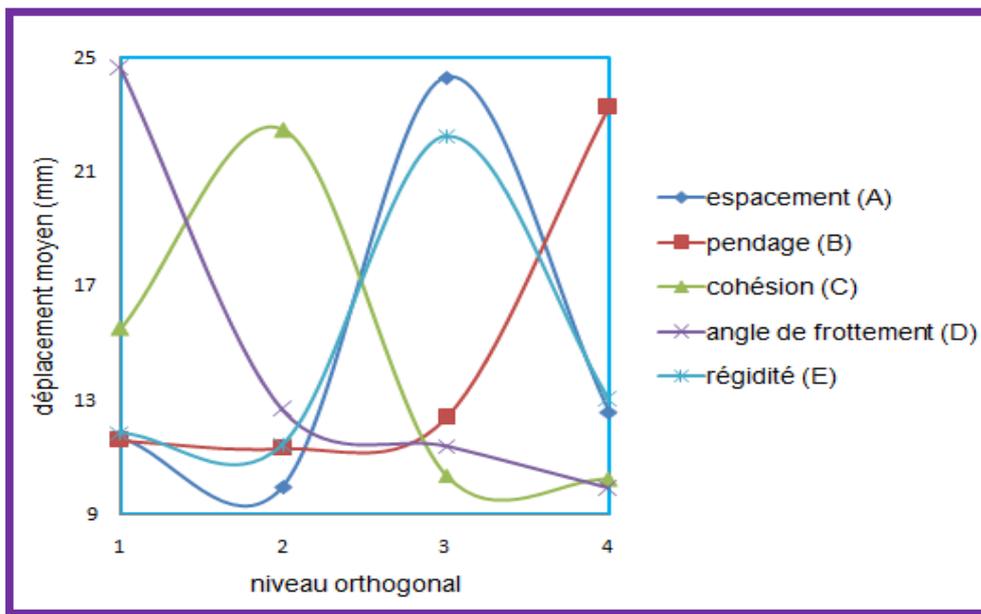


Figure 5 : Valeurs moyennes des paramètres

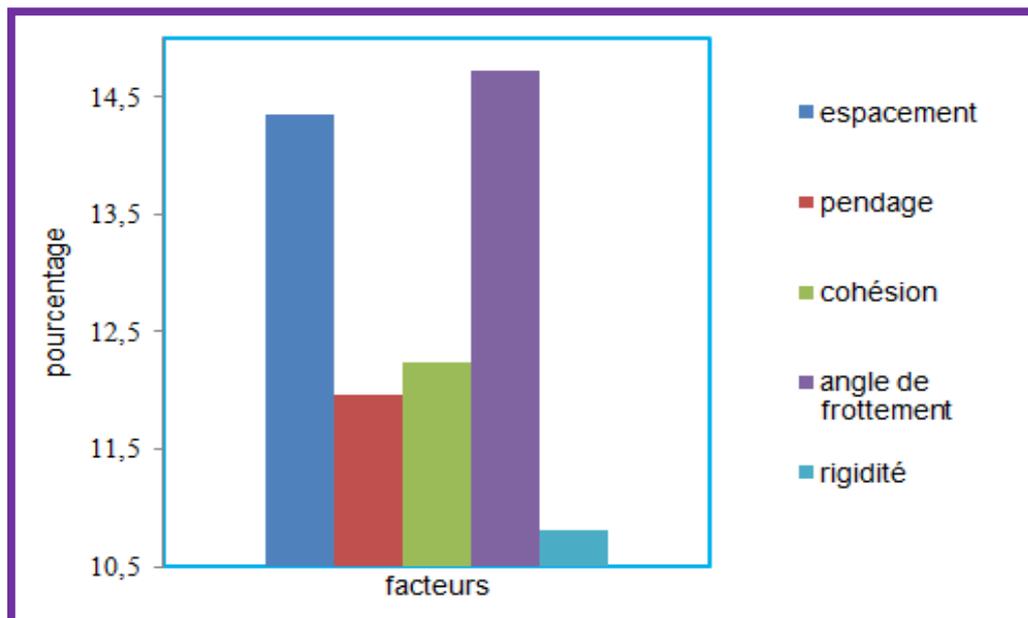


Figure 6 : Gammes des paramètres

La **Figure 5** indique que la pente est plus stable (déplacement minimum) sous la combinaison A2B2C4D4E2, et moins stable (déplacement maximum) sous la combinaison A3B4C2D1E3 et la **Figure 6** montre 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

L'effet d'un dispositif de renforcement sur la stabilité du talus a été étudié. Une étude paramétrique portant sur la position, la longueur et l'inclinaison des barres d'ancrages a été effectuée. 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. 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.

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

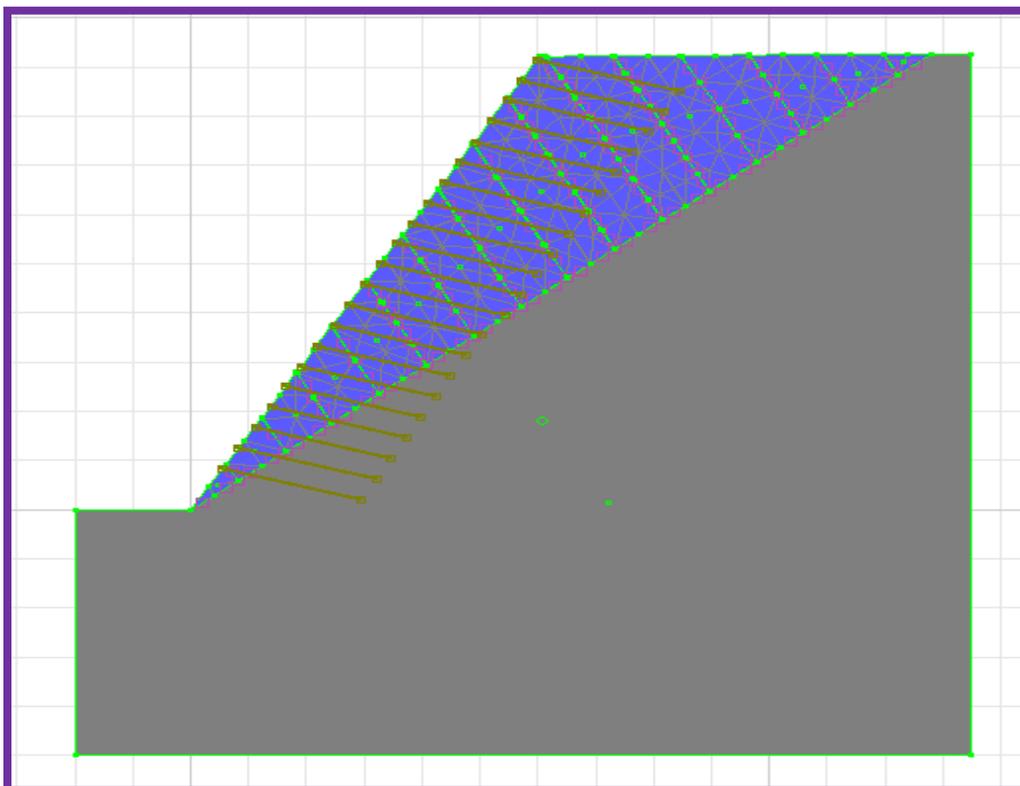


Figure 7 : Renforcement du talus avec les barres d'ancrages

3-5-1. Comparaison des deux cas : avec ancrage et sans ancrage

Dans le cas où le talus est sans renforcement (*Figure 8*), le facteur de sécurité enregistré est de 0.81. Par contre dans le cas où le talus est renforcé (*Figure 9*), le facteur de sécurité est rendu à 1.06. L'utilisation des barres d'ancrages a permis d'augmenter le facteur de sécurité de près de 31 % et par conséquent, d'améliorer la stabilité du talus rocheux.

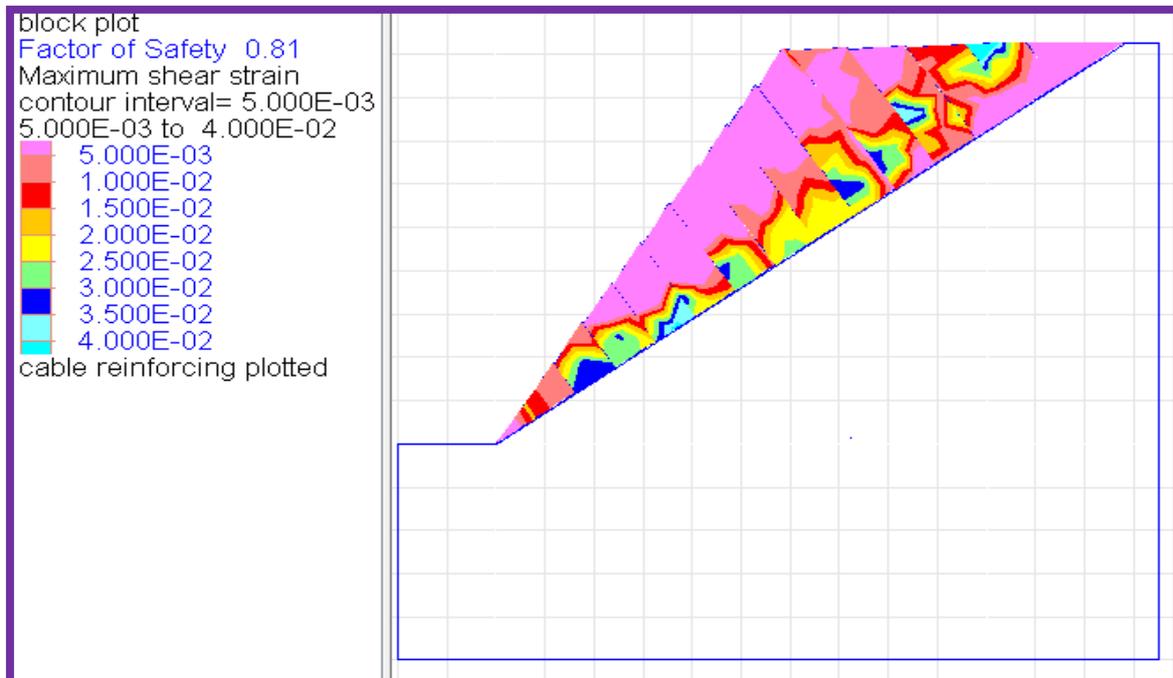


Figure 8 : Détermination du facteur de sécurité sans ancrage

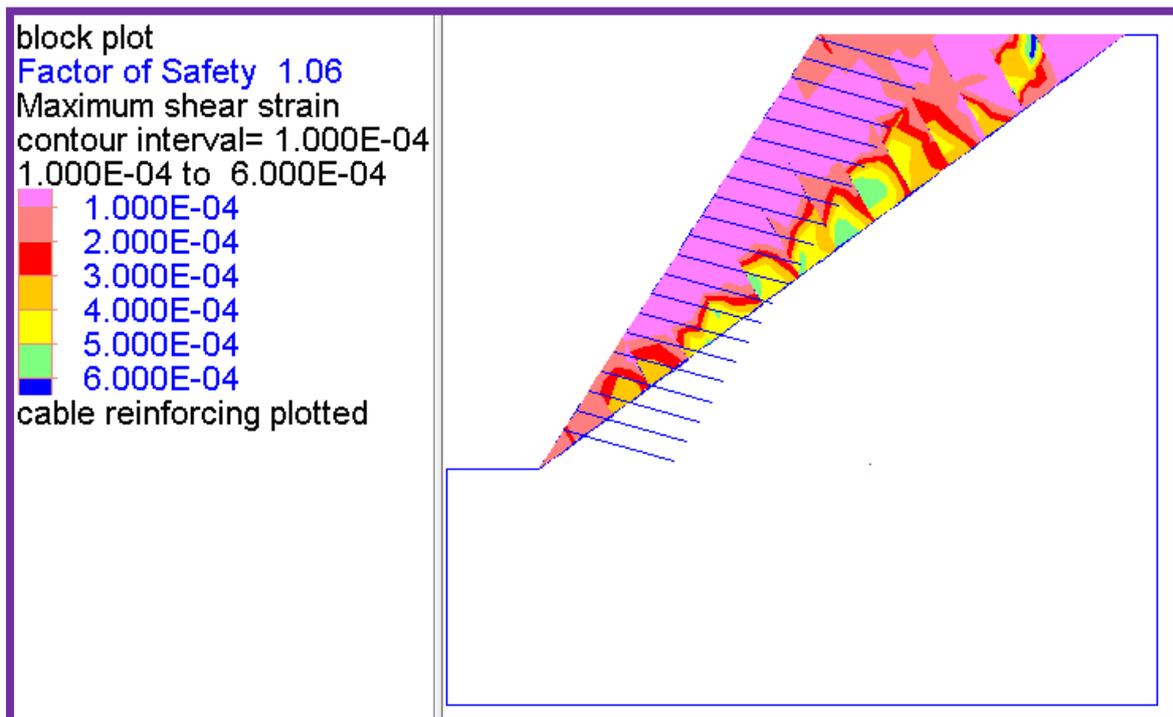


Figure 9 : Détermination du facteur de sécurité avec ancrage

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.

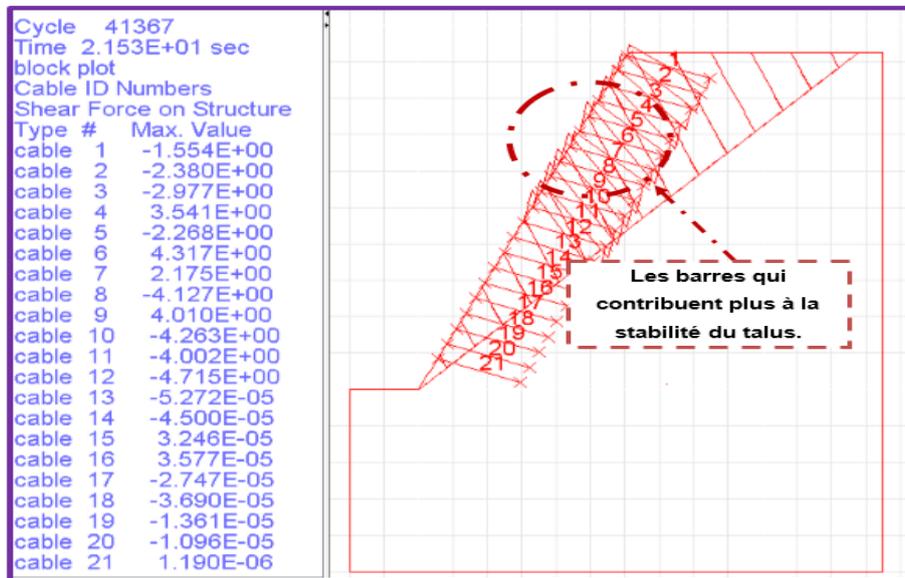


Figure 10 : Variation de la charge axiale selon le numéro de la barre

Cette **Figure** montre 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. Les charges de traction enregistrées dans les barres installées proche du pied de talus sont presque nulles. Ce qui montre qu'elles n'ont aucun effet sur la stabilité du talus. Une étude de stabilité de ce talus sans tenir compte de ses barres a été étudiée (**Figure 11**) et le facteur de sécurité est augmenté de près de 3 %.

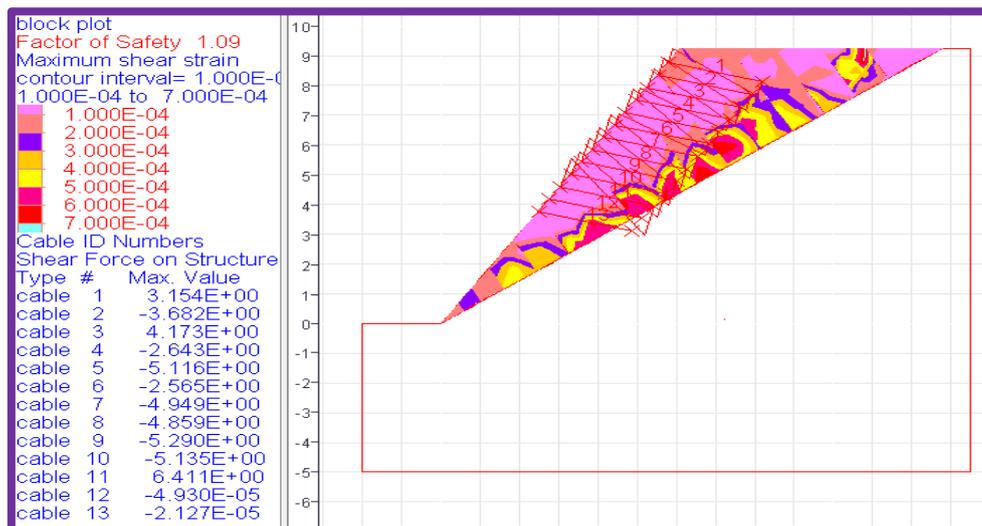


Figure 11 : Détermination du facteur de sécurité avec ancrage au centre du talus

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 ($L = 16\text{ m}$, $L = 20\text{ m}$ et $L = 25\text{ m}$) 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.

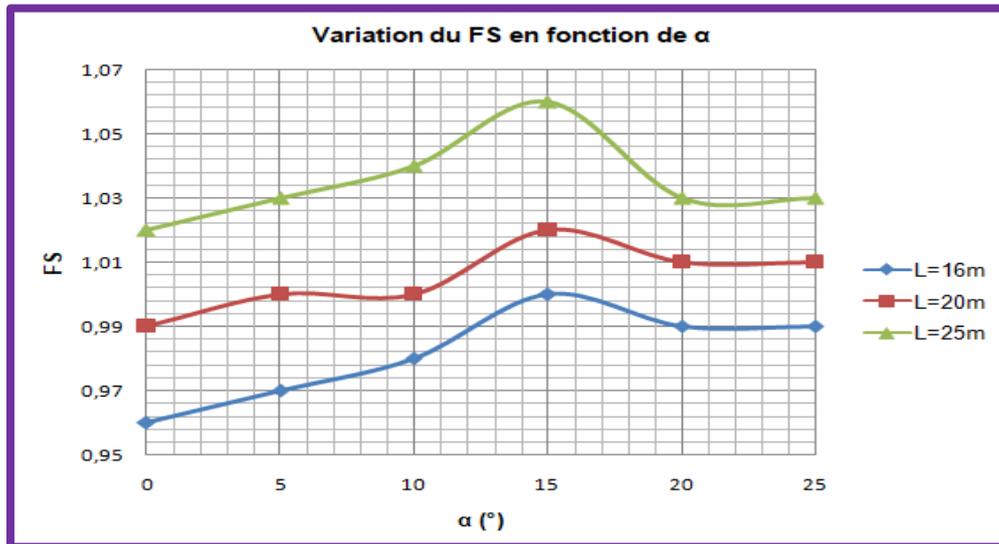


Figure 12 : Influence de l'inclinaison de la barre sur le facteur de sécurité

Cette **Figure** indique que l'inclinaison des renforts par rapport à l'horizontale a une influence sur la stabilité du talus. En effet, le facteur de sécurité maximum correspond à l'angle α égal à 15° . Elle indique également qu'au fur et à mesure que la longueur de la barre augmente, le facteur de sécurité augmente aussi et par conséquent la stabilité du talus s'améliore.

4. Conclusion

Cet article avait pour finalité d'étudier l'influence des discontinuités sur la stabilité d'un talus rocheux fracturé et d'analyser son renforcement par des ancrages passifs. Une étude paramétrique sur les caractéristiques de ces discontinuités a montré que l'augmentation de la cohésion et de l'angle de frottement a permis une augmentation de la stabilité du talus et que le facteur de sécurité maximum est enregistré à des valeurs du pendage des discontinuités proches de celle du pendage du talus. Une étude de sensibilité sur ces paramètres a montré que l'angle de frottement est le paramètre le plus influent sur cette stabilité et une étude paramétrique portant sur la longueur, la position et l'inclinaison de l'élément de renforcement a permis de tirer les conclusions suivantes :

- La longueur de l'élément de renforcement est un facteur important dans la tenue et la stabilité de ce talus;
- La position de l'élément améliore également la stabilité du talus et elle ne doit pas être au pied du talus;
- La stabilité du talus est nettement améliorée pour une inclinaison de l'élément de renforcement égale à 15° .

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) 31 - 43 p.
- [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, N° 3-4 (2004) 213 - 226 p.
- [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) 441 - 416 p.
- [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, N° 3 (1996) 233 - 244 p.
- [5] - K. SARKAR and T. N. SINGH, Evaluation of Instability Analysis of Slope : A Numerical Approach. *Mining Engineering Journal*, Vol. 8, N°10 (2007) 11 - 31 p.
- [6] - 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, N° 1-4 (2007) 33 - 42 p.
- [7] - A. KAINTHOLA, D. VERMA, S. S. GUPTA and T. N. SINGH, A coal mine dump stability analysis : A case Study. *International Journal of Geomaterials*, Vol. 1, (2011) 1 - 13 p.
- [8] - 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*, France, Vol. 5, N° 5 (2001) 651 - 666 p.
- [9] - 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, N° 4 (2011) 590 - 600 p.
- [10] - 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) 441 - 446 p.
- [11] - 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, N° 3 (1996) 233 - 244 p.
- [12] - 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, N° 1 (1998) 17 - 29 p.
- [13] - 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, N° 1 (2008) 97 - 104 p.
- [14] - Société du groupe Itasca International. UDEC™ VERSION 6.0 Distinct- element Modeling of Jointed and Blocky Material in 2D <https://www.itascacg.com/software/udec/>, (Septembre 2018)
- [15] - 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) 132 - 150, 197 p.
- [16] - H. KONIETZKY, Numerical Modelling of Discrete Materials in Geotechnical Engineering, Civil Engineering and Earth Sciences. Germany, (2004) 436 p.
- [17] - 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) 183 p.
- [18] - 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) 241 p.
- [19] - F. MARTIN, Apport des lois d'endommagement continues pour la conception des ouvrages souterrains et la hiérarchisation des comportements rocheux. Thèse de doctorat, École normale supérieure de Cachan, Paris, (2007) 127 p.
- [20] - L. LORIG and P. M. VARONA, Practical Slope-Stability Using Finite-Difference Codes. Slope stability in surface mining, (2001) 115 - 124 p.