Conception géomécanique de talus de mines à ciel ouvert

Jean-Alain Fleurisson, Martin Grenon

▶ **To cite this version:**

Jean-Alain Fleurisson, Martin Grenon. Conception géomécanique de talus de mines à ciel ouvert. Conception géomécanique de talus de mines à ciel ouvert, Apr 2014, Marrakech, Maroc. pp. 65-84. hal-00979370

HAL Id: hal-00979370

https://minesparis-psl.hal.science/hal-00979370

Submitted on 15 Apr 2014

HAL is a multi-disciplinary open access archive for the deposit and dissemination of scientific research documents, whether they are published or not. The documents may come from teaching and research institutions in France or abroad, or from public or private research centers.

L'archive ouverte pluridisciplinaire **HAL**, est destinée au dépôt et à la diffusion de documents scientifiques de niveau recherche, publiés ou non, émanant des établissements d'enseignement et de recherche français ou étrangers, des laboratoires publics ou privés.

Conception géomécanique des talus de mines à ciel ouvert

Jean-Alain Fleurisson[1], Martin Grenon[2]

[1] *Mines ParisTech, 35, rue Saint-Honoré, 77305, Fontainebleau, Paris, France (jean-alain.fleurisson@mines-paristech.fr)*

[2] *Département de génie des mines, de la métallurgie et des matériaux, Université Laval, Québec, QC, G1V 06A Canada (martin.grenon@gmn.ulaval.ca)*

RÉSUMÉ. *Cet article présente les principes de base du dimensionnement des talus miniers relatifs à la création d'un modèle géotechnique, aux calculs de la stabilité, aux méthodes de confortement et de surveillance. L'article souligne les principales difficultés du dimensionnement des talus de mines à ciel ouvert, et finalement présente les principaux défis auxquels devront s'attaquer les géomécaniciens miniers pour optimiser le processus de conceptions de ces pentes.*

ABSTRACT. *This paper presents mine slope design principles for geotechnical modeling, slope stability assessment, slope stabilization and monitoring. The paper also addresses the most common challenges associated with mine slope design and finally suggests issues that should be tackled by the mining geomechanicians to optimize the mine slope design process.*

MOTS-CLÉS : *mine à ciel ouvert, modèle géotechnique, stabilité des talus, confortement, surveillance, difficultés de dimensionnement.*

KEY WORDS: *open-pit mines, geotechnical model, slope stability, stabilization, monitoring, challenges in slope design.*

1. Introduction

Les talus des mines et des carrières à ciel ouvert résultant des activités d'extraction constituent des ouvrages géotechniques au sens où l'on parle d'ouvrages miniers. La conception optimale de ces ouvrages doit intégrer les concepts de sécurité, de récupération du minerai et de rentabilité, et doit reconnaitre que les opérateurs miniers et les investisseurs s'attendent à ce que les pentes soient stables ou que les instabilités soient gérables pour la durée de vie de la mine, [REA 09]

L'objet de cet article est de souligner les principes de base du dimensionnement des talus pour toutes les étapes essentielles de conception : création d'un modèle géotechnique pour la fosse, calcul de la stabilité, méthodes de confortement et surveillance. L'article met également en évidence les principales difficultés du dimensionnement des talus de mine à ciel ouvert, et finalement présente les principaux défis auxquels devront s'attaquer les géomécaniciens miniers pour optimiser le processus de conceptions de ces pentes.

2. Conceptions des talus

Il importe de mettre en œuvre une méthodologie bien maîtrisée pour la conception des talus d'excavation. Cette méthodologie doit se dérouler suivant les trois phases présentées ci-après et reprises principalement de Cojean et Fleurisson [COJ05] et [FLE 13].

2.1 Création d'un modèle géotechnique par l'observation et la mesure

L'objectif de cette phase est de définir pour le massif rocheux d'une fosse à ciel ouvert, un modèle géotechnique intégrant une caractérisation géologique, structurale, du massif rocheux et hydrogéologique [REA 09].

Cette phase d'acquisition de connaissances prend appui sur plusieurs champs d'expertise scientifique, notamment la géologie de l'ingénieur, la mécanique des roches et l'hydrogéologie.

L'approche géologique est primordiale, qu'il s'agisse du massif de sol ou du massif rocheux dans lequel doivent être excavés des talus. Le géologue identifie la nature pétrographique des matériaux concernés (sols ou roches) ainsi que leur état d'altération et de fracturation. Ces données sont essentielles pour la caractérisation des matériaux sur le plan mécanique. Il apprécie aussi la variabilité dans l'espace de ces matériaux à 1'échelle du massif. Le géologue identifie également les structures géologiques présentes dans le gisement, d'où résultent des relations précises entre les différentes unités constituant le gisement et des processus ou mécanismes potentiels de déformation et de rupture prédéterminées.

Cette approche géologique, préliminaire, permet d'orienter et d'optimiser les campagnes de reconnaissances géologiques et géotechniques par sondages mécaniques ou méthodes géophysiques. Il faut en général mettre en œuvre : des sondages destructifs, avec enregistrement des paramètres de forage ; des sondages carottés, avec prélèvement d'échantillons intacts pour études géomécaniques en laboratoire, des forages géomécaniques pour des études sur l'orientation des structures ; des diagraphies géophysiques en sondage.

Il est de plus nécessaire d'installer des piézomètres dans ces sondages pour identifier les nappes d'eau souterraines. Dans certains cas, des prospections géophysiques de substrat (sismique, électrique, gravimétrique, etc...) peuvent s'avérer utiles, couplées à quelques sondages. Parfois, des excavations peu profondes réalisées à la pelle hydraulique peuvent, de façon économique, apporter des informations intéressantes. Dès le stade du projet, il est bon de se préoccuper d'une

«valorisation géotechnique» des sondages miniers ou de carrière, dans un souci d'économie globale, mais de programmer aussi des reconnaissances à but exclusivement géotechnique. L'acquisition des paramètres pétrophysiques et mécaniques nécessaires aux calculs ultérieurs se fait ensuite à partir d'échantillons remaniés ou, plus souvent, d'échantillons prélevés intacts, sur lesquels on peut réaliser des essais en laboratoire et déterminer des paramètres pétrophysiques et des caractéristiques de déformabilité et de résistance mécanique: densité, différents modules de déformation, cohésion et angle de frottement interne des sols, paramètres de résistance au cisaillement des discontinuités. Dans certains cas, il peut être utile de mettre en œuvre des essais mécaniques in-situ : en sondage (essais pressiométriques ou dilatométriques, etc.) ou en surface (essais de cisaillement de matériaux grossiers ou de discontinuités rocheuses, etc.). Tous ces essais sont réalisés selon des directives ou normes proposées par différents organismes ou sociétés savantes (ISRM, ASTM, AFTES, AFNOR, etc).

Dans l'optique de créer un modèle géotechnique plus représentatif des conditions in-situ, certains outils et méthodes ont été développés et sont aujourd'hui davantage utilisés dans les opérations minières. Mentionnons notamment, la cartographie par photogrammétrie numérique terrestre rapprochée et celle par balayage laser terrestre (LiDAR). Depuis une décennie, de nombreuses études ont eu pour objet l'utilisation de ces approches dans un environnement minier [LAT 09], [DUB 12] etc. Ces approches permettent des relevés plus fiables et permettent surtout d'acquérir un volume d'information nettement supérieur et sans biais.

Finalement, afin de créer un modèle géotechnique global, l'ensemble des données recueillies (géologiques, structurales, massif rocheux et hydrogéologique) doit être regroupé et intégré. Les analyses de la stabilité des talus devront reposer sur ce modèle géotechnique global.

2.2 Détermination des mécanismes potentiels de déformation et de rupture et modélisation – calculs de stabilité et calculs en déformation

L'analyse des structures géologiques et des paramètres géotechniques des matériaux concernés ainsi que des sollicitations mécaniques générées par le projet d'excavation, permet d'identifier les mécanismes potentiels de déformation et de rupture les plus critiques.

Pour étudier ces mécanismes critiques, il faut généralement les simplifier (démarche d'homogénéisation et de généralisation) pour construire ou rechercher les modèles physiques, puis numériques, qui permettront la quantification du risque de rupture. Cette démarche de simplification, inhérente à 1'utilisation de modèles de calculs, ne doit pas être sous-estimée. Dans chaque situation, il faut être capable d'apprécier la distance qui peut séparer le modèle de la réalité physique.

À ce stade, on dispose d'un modèle géotechnique du massif ainsi que des outils de calcul adaptés. Il faut alors contextualiser l'étude en précisant les points suivants :

L'échelle géométrique du problème posé : s'intéresse-t-on à la stabilité de gradins élémentaires, d'ensembles de trois, quatre, cinq gradins (talus entre piste), ou d'un talus de fosse tout entier (talus global) de l00 m, 300 m, 600 m ou plus de hauteur ? En pratique, il faudra généralement considérer ces différentes échelles géométriques et les processus de déformation et rupture associés.

Le type de sollicitations mécaniques à considérer : s'intéresse-t-on à la stabilité de talus en cours d'exploitation : stabilité à court et moyen terme, pour laquelle on peut admettre certains taux de déformation ou certaines ruptures localisées, à condition que celles-ci ne portent pas atteinte à la sécurité du personnel, ni ne contrarient la rentabilité de l'exploitation ? S'intéresse-t-on à la stabilité des talus finaux en fin d'exploitation et après les procédures d'abandon : stabilité à long terme, pour laquelle il faut être plus exigeant quant aux conditions de stabilité et considérer certains scénarios d'évolution des propriétés géotechniques des matériaux au cours du temps (altération des épontes de discontinuités, modifications du contexte hydraulique du massif etc.). S'intéresse-t-on à la stabilité en situations extrêmes (études de danger) conduisant à considérer des sollicitations hydriques et hydrauliques exceptionnelles (niveaux de nappes d'eau souterraines élevées) ou des sollicitations dynamiques particulières (séismes) ?

Le degré de précision des informations géologiques, géomécaniques et hydrogéologiques rassemblées pour l'étude : le niveau de connaissances acquises restera toujours limité par rapport à la complexité du milieu naturel. Il faut donc toujours garder présent à l'esprit :

- la variabilité dans l'espace des matériaux géologiques : lithofaciès, épaisseurs, propriétés pétrophysiques et mécaniques;
- la complexité des champs de fractures affectant les massifs rocheux qu'il faut simplifier pour la mise en œuvre des modèles de calcul existants;
- les connaissances imparfaites des niveaux hydrauliques dans les massifs de sols et plus encore dans les massifs rocheux.

Pour pallier ce manque de précision de certaines données, il faudra généralement réaliser des analyses intégrant la variabilité des paramètres. Une première approche consiste à réaliser des analyses paramétriques en considérant des plages de variation réalistes des paramètres moins bien connus, et mettant en rapport les réponses en déformation et rupture qu'il faut attendre des massifs rocheux. Une seconde approche consiste à réaliser des analyses probabilistes en considérant une distribution de probabilité réaliste des paramètres incertains.

Le problème étant alors bien posé, des calculs de stabilité peuvent être réalisés selon deux grands types d'analyse : les calculs à la rupture et les études en déformation.

2.2.1 Calculs à la rupture

Se basant sur la théorie des équilibres limites, on peut simplifier le problème mécanique posé et caractériser l'état de stabilité d'un massif par la notion de facteur de sécurité. Par exemple, pour un mécanisme de glissement suivant une surface

potentielle de rupture plane, on compare une force résistante (résistance au cisaillement maximum mobilisable dans le matériau au moment de la rupture) à une force motrice. Celle-ci est équilibrée par la sollicitation de cisaillement existant réellement sur la surface potentielle de rupture analysée dans l'état actuel du massif, d'où l'expression du facteur de sécurité défini dans ce cas comme le rapport entre la force de résistance maximum et la force motrice. Il en résulte que la stabilité est acquise pour une valeur du facteur de sécurité supérieure à 1.

Les temps de calcul étant très réduits pour ce type d'approche, les logiciels permettent d'étudier de multiples situations afin de réaliser des analyses paramétriques. De plus, il est possible de prendre en compte la présence de renforcements mécaniques.

Par ailleurs, il reste nécessaire d'adapter le niveau théorique de sécurité recherché à la précision des données entrées dans les modèles. Pour des stabilités à court terme, on peut viser des facteurs de sécurité de 1.1 à 1.3. Pour des stabilités à long terme, on peut viser des facteurs de sécurité de 1.4 à 1,5. II est judicieux de faire ces calculs pour les valeurs moyennes des paramètres mécaniques, mais aussi pour les valeurs réalistes inférieures. Ces dernières valeurs doivent être à la base du dimensionnement.

La pratique actuelle des analyses se basant sur les équilibres limites consiste à réaliser des analyses probabilistes en attribuant des valeurs fixes aux paramètres connus et une distribution de probabilités aux paramètres incertains. La stabilité d'un talus est ainsi décrite par un facteur de sécurité (FS) et une probabilité de rupture (PF). Sur la base de ce type d'analyse, des critères ont récemment été proposés dans la littérature pour les pentes minières [REA 09]. Ces critères tiennent compte de l'échelle du talus étudié et de la conséquence d'une rupture (Tableau 1).

Tableau 1- Critères de conception typiques (FS et PF) [REA 09]

Échelle	Conséquence de la rupture	FS (min) statique	FS (min) dynamique	PF (max) P[FS≤1]
Banc	Faible-Elevée	1.1	NA	25-50 %
Inter-rampe	Faible	1.15-1.2	1.0	25 %
	moyenne	1.2	1.0	20 %
	Élevée	1.2-1.3	1.1	10 %
globale	Faible	1.2-1.3	1.0	15-20 %
	moyenne	1.3	1.05	10 %
	Élevée	1.3-1.5	1.1	5 %

Une autre approche permettant d'intégrer la variabilité structurale inhérente au massif rocheux fracturé est la modélisation des réseaux de fractures (DFN), [DER 88]. Toujours sur la base des équilibres limites, l'utilisation de ce type d'approche

pour analyser la stabilité structurale des talus rocheux à l'échelle des gradins miniers et des talus entre piste est de plus en plus courante dans l'industrie minière [MAT 07]. Cette approche offre, en plus de la détermination des facteurs de sécurité et des probabilités de rupture associées aux approches probabilistes, la possibilité de déterminer de manière réaliste la taille et la probabilité d'occurrence des instabilités structurales [GRE 08], [GRE 12]. La Figure 1 présente un exemple d'analyse réalisée selon cette approche. La figure de gauche présente le DFN calibré caractérisé par quatre familles de discontinuités tandis que la figure de droite présente le poids des dièdres formés le long de la crête d'un talus rocheux d'orientation donnée pour les différentes combinaisons possibles de ces familles de discontinuités.

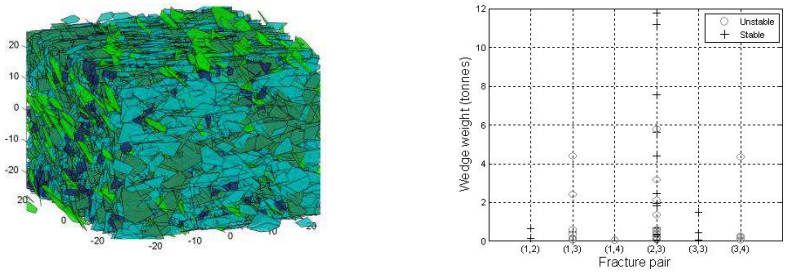

Figure 1. *Utilisation d'un DFN pour établir les instabilités structurales potentielles le long d'un talus rocheux, [GRE 08].*

Pour l'ensemble des approches présentées, il faut cependant prendre garde à la simplicité apparente de la notion de facteur de sécurité et ne pas oublier la schématisation brutale des processus de déformation et de rupture étudiés par ces méthodes. En particulier, la notion de déformation progressive limitée ou de rupture progressive n'est pas du tout prise en compte.

2.2.2 Calculs en déformation

Calculer les déformations d'un massif rocheux, en réponse à une sollicitation mécanique ou hydraulique qui lui est imposée, nécessite un niveau de connaissance élevé sur les objets géomécaniques en présence (géométries de ces objets. hétérogénéités et anisotropies, lois de comportements mécaniques), sur les conditions initiales (états de contraintes dans les massifs, etc.) et sur les conditions aux limites (conditions mécaniques et hydrauliques).

Tous les massifs présentent des aspects qui les rapprochent des milieux continus (sols en général) ou bien qui les rapprochent des milieux discontinus (massifs rocheux en général). Suivant que le comportement du massif soit principalement contrôlé par son aspect de milieu continu ou son aspect de milieu discontinu, on fera appel soit à des modèles physiques (et les méthodes numériques associées) relevant de la mécanique des milieux continus (calculs par éléments finis ou en différences finies), soit à d'autres modèles et d'autres méthodes numériques relevant de la mécanique des milieux discontinus (calcul par éléments distincts).

À partir de ces résultats, il est possible de donner une évaluation de l'état de stabilité du massif, de préconiser des modifications du projet (angles de pente des talus, concavité ou convexité des profils en travers des talus. concavité ou convexité en plan des talus, visant à limiter l'apparition de contraintes trop élevées en certaines zones du massif) ou de proposer des méthodes de confortement judicieusement dimensionnées telles que renforcements mécaniques ou drainage.

La première décennie du nouveau millénaire a vu une augmentation considérable de l'utilisation de modèles numériques bidimensionnels pour la conception des pentes minières. Une raison expliquant cette augmentation est le développement des premières méthodes permettant de calculer un facteur de sécurité (FS) à l'aide de la modélisation selon l'approche de la réduction de la résistance au cisaillement (SSR) [DAW 99]. Cependant, l'approche numérique bidimensionnelle offre bien plus que la détermination d'un facteur de sécurité. En effet, elle ne requiert pas d'imposer une surface de rupture, elle considère automatiquement des surfaces de ruptures multiples, elle intègre le calcul des déformations des matériaux géologiques, etc. Au cours de cette même décennie, tel que rapporté dans la littérature et bien synthétisé par Soberg [SOJ 13], la modélisation numérique était principalement utilisée pour améliorer la compréhension du comportement des pentes minières aux dernières étapes d'un projet minier, et ce notamment par l'entremise d'analyses paramétriques. Quelques rétro-analyses de rupture ont été présentées dans la littérature. Les analyses prospectives de la stabilité des talus devenaient également une possibilité.

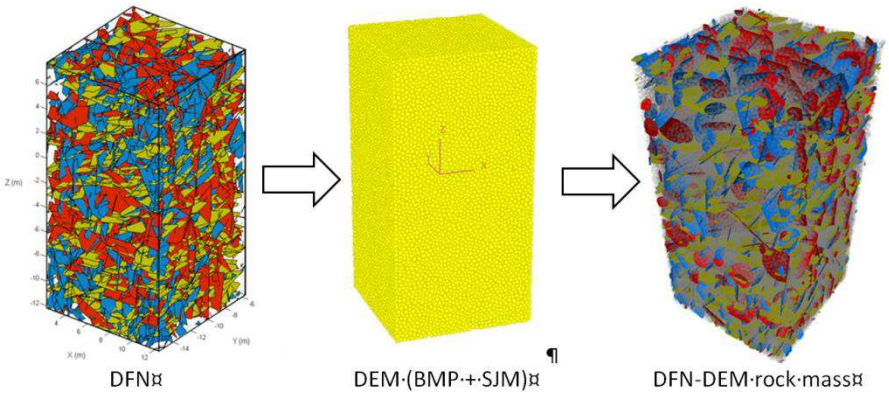

Figure 2. *Modélisation d'un massif rocheux fracturé à l'aide d'une approche DFN-DEM pour un projet minier, [GRE 14].*

Ces dernières années, deux tendances marquées sont à souligner pour les travaux de modélisation numérique. Premièrement, afin de mieux représenter la nature tridimensionnelle de certaines instabilités, les outils 3D sont plus couramment utilisés, [WOO 12, SJO 13]. Deuxièmement, plusieurs travaux ont porté sur l'utilisation de modèles hybrides permettant de modéliser la propagation des fractures au travers du massif rocheux (Figure 2). Certains travaux ont porté sur l'impact des ruptures de ponts rocheux sur la stabilité des pentes, [ELM 11].

D'autres encore ont porté sur l'utilisation couplée d'approche DEM-DFN pour représenter le comportement d'un massif rocheux fracturé dans un contexte minier, [HAR 12], [GRE 14], [BAG 12], [MAS 11]. À l'heure actuelle, ces approches permettent de caractériser les propriétés globales de ces massifs rocheux mais ne permettent pas de réaliser des analyses de la stabilité à l'échelle des ouvrages.

2.3 Méthodes de confortement et de surveillance

En général, une étude de stabilité de talus fera référence à différentes méthodes de confortement permettant d'optimiser le projet de mine ou de carrière. En effet, à sécurité égale, on peut définir plusieurs dimensionnements de talus, intégrant ou non des dispositifs de confortement. Les taux de découverture correspondants et les coûts additionnels de ces dispositifs de confortement doivent être considérés dans une même approche économique du problème. Ces coûts additionnels correspondent à :

- des volumes de matériaux stériles à extraire de la fosse (inclinaison plus faible de l'angle de talus ou déchargement en tête des talus), puis à stocker en verse;
- des volumes de matériaux de remblai à placer en pied de talus ;
- des travaux de drainage de surface en limite d'emprise ou de rabattement de nappe par galeries de drainage et drains, puits de pompage, drains subhorizontaux ;
- des travaux de renforcement mécanique par boulons d'ancrage et câbles cimentés dans les roches ou clouage des sols.

La décision finale appartient à l'exploitant, mais le spécialiste de stabilité de talus peut proposer différents scénarios et chiffrer les gains ou pertes de stabilité correspondante, ainsi que les coûts de ces dispositifs et de leur mise en œuvre.

Enfin, dans bien des cas, une surveillance des talus faisant appel à une large panoplie de dispositifs d'auscultation pourra être recommandée: suivi topographique, contrôle de niveaux piézométriques, mesures de déplacements et de déformation en forage, etc.

Pour tous les « grands ouvrages » miniers ou de génie civil, la surveillance est devenue l'alliée de la modélisation et des calculs. Si, à ce sujet, un investissement initial important doit être fait au début de la vie de l'ouvrage, c'est ensuite un dialogue continu qui doit s'établir entre la mesure et le calcul, les résultats devant être analysés dans un cadre géologique bien compris. Il en résulte toujours un bénéfice pour l'exploitant, sur le plan économique et sur le plan de la sécurité.

L'objectif principal de tout système de surveillance est de détecter les déformations, leur amplitude et leur direction. Les données recueillies à l'aide de ces systèmes sont également cruciales car elles peuvent être utilisées pour définir la relation entre les mouvements verticaux et horizontaux, pour déterminer l'influence

du temps et aussi surveiller et prévoir les dommages induits par les déformations [FOR 87].

Historiquement, une grande variété de techniques de mesure a été utilisée pour surveiller les déformations en mine. Les principaux instruments de contrôle des déformations locales sont les extensomètres, les fissuromètres et les inclinomètres.

Les extensomètres mesurent le déplacement axial entre un nombre de points de référence placés le long de la même ligne de mesure. Les extensomètres peuvent être installés soit sur la surface de la pente ou à l'intérieur d'un trou de forage.

Les fissuromètres sont des outils utiles dans le cas où une fissuration précoce a pu être observée. Ces dispositifs permettent de mesurer le déplacement entre deux points situés de part et d'autre d'une fissure qui montre des signes d'ouverture. Ils sont largement utilisés en raison de leur faible coût et de leur facilité de mise en œuvre.

Les inclinomètres sont utilisés pour mesurer la déformation d'un sondage initialement vertical. La mesure est obtenue à l'aide d'une sonde contenant un clinomètre. Il existe plusieurs types d'inclinomètres en fonction des capteurs de mesure utilisés : les capteurs à corde vibrante, capteurs à corde différentielle, les servo-accéléromètres ou les cellules électrolytiques à activation gravitaire.

Les piézomètres sont également d'une importance capitale car ils mesurent la pression interstitielle de l'eau souterraine dans la structure géologique. L'augmentation de pression interstitielle est en effet l'un des principaux facteurs déclenchants des instabilités de pente.

Pour une surveillance à grande échelle, les niveaux, les théodolites, les distance-mètres électroniques (EDM) et les stations totales permettent de mesurer à la fois les coordonnées et les déplacements de cibles, et de contrôler plusieurs points ensemble [ASH 80]. La photogrammétrie aérienne ou terrestre est utilisée pour déterminer les coordonnées de points, construire des cartes topographiques, des coupes transversales des déformations ainsi que les vecteurs des mouvements [CHA 89], [OKA 98]. Le tableau 2 donne un aperçu des méthodes utilisées pour mesurer les déplacements de surface et leur précision.

Les techniques de surveillance de déformation en mine sont généralement basées sur la détermination de déplacements relatifs entre différentes stations d'un réseau de mesure. Les méthodes classiques comprennent le nivellement par station totale, les systèmes GPS (Global Positioning System) [LEI 90] la télédétection laser (LiDAR) – à partir de stations terrestres fixes (TLS) ou aéroporté (ALS) [TUR 03] - et la cartographie aérienne par photogrammétrie. Plus récemment les techniques de radar (Slope Stability Radar) et des techniques basées sur l'interférométrie radar différentielle (InSAR) ont été développées pour la surveillance des talus de mine à ciel ouvert [HAR 07].

Tableau 2. *Aperçu des méthodes utilisées pour mesurer les déplacements de surface et leur précision [GIL 00]*

Méthode	Résultats	Portée typique	Précision typique
Ruban de précision	Δdistance	< 30 m	0.5 mm / 30 m
Extensomètre fixe	Δdistance	< 10 - 80 m	0.3 mm / 30 m
Tige d'ouverture de fissure	Δdistance	< 5 m	0.5 mm
Décalage de ligne de référence	ΔH, ΔV	< 100 m	0.5 – 3 mm
Triangulation	ΔX, ΔY, ΔZ	< 300 – 1000 m	5 – 10 mm
Cheminement d'arpentage	ΔX, ΔY, ΔZ	Variable	5 – 10 mm
Nivellement géométrique	ΔZ	Variable	2 – 5 mm / km
Nivellement géométrique de précision	ΔZ	Variable	0.2 – 1 mm / km
Distance-mètre électronique (EDM)	Δdistance	Variable (1 – 14 km)	1 – 5 mm + 1-5 ppm
Photogrammétrie terrestre	ΔX, ΔY, ΔZ	Idéalement < 100 m	20 mm à 100 m
Photogrammétrie aérienne	ΔX, ΔY, ΔZ	H_{vol}< 500 m	10 cm
Clinomètre	Δα	±10°	0.01 – 0.1°
GPS	ΔX, ΔY, ΔZ	Variable (< 20 km)	5 -10 mm + 1-2 ppm

3. Difficultés de dimensionnement et défis de la conception géomécanique.

3.1 Difficultés

Les difficultés de dimensionnement résultent de diverses causes [FLE 13]:

a) La connaissance géologique, géotechnique et hydraulique du massif était trop sommaire au moment des études, parce que des moyens insuffisants ou inadaptés ont été consacrés à la reconnaissance du massif. Le géologue, connaissant la géologie régionale du massif: sait reconnaître la variabilité des structures et des matériaux et orienter en conséquence les travaux de reconnaissance. Cependant, dans certains gisements, une trop grande variabilité ne permet pas de réaliser toutes les investigations géotechniques nécessaires. Une variation insoupçonnable de la structure géologique ou des paramètres mécaniques des matériaux peut cependant se présenter.

L'exemple de la mine à ciel ouvert de Decazeville exploitée par Charbonnage de France donne une bonne illustration d'un dimensionnement de pente localement inapproprié à cause d'une complication locale de la structure géologique, imprévue et imprévisible dans le cadre d'une reconnaissance géologique normale, et qui aurait pu avoir d'importantes conséquences sur le plan de la sécurité et de l'économie du projet.

Le bassin houiller de Decazeville situé dans le sud de la France a été exploité de manière intensive au moyen de mines souterraines pendant plus de 150 ans. Au début des années 80, Charbonnages de France a décidé de fermer les mines souterraines pour des raisons économiques et de démarrer une mine à ciel ouvert pour exploiter le charbon situé au sommet d'un anticlinal où un bourrage tectonique avait conduit à un épaississement important des couches de charbon.

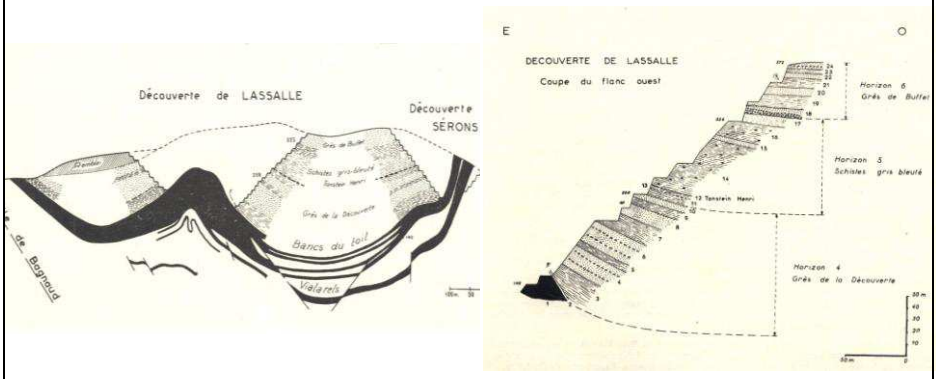

Figure 3 : *Coupe NE-SW de la découverte de Lassalle et de Sérons (gauche) et du flanc ouest de la découverte de Lassalle, [VET 68]*

Plus précisément, le flanc ouest de la mine se développait dans une série de grès et de schistes houillers à pendage contraire à la pente du talus jusqu'à un contact tectonique avec la couche de charbon de Bourran à 200 m de profondeur. Une telle situation était a priori favorable à la stabilité (Figure 3). Une reconnaissance géologique et géotechnique au moyen de sondages carottés avec orientation de carottes ainsi que des essais de laboratoire sur les discontinuités et les matériaux de remplissage avaient permis la caractérisation nécessaire du massif rocheux. Divers logiciels de stabilité avaient permis d'analyser différents mécanismes de rupture cinématiquement possible à différentes échelles et de définir le dimensionnement des gradins et de la pente moyenne du talus se développant sur plus de 500 m de long et 200 m de haut. La mise en œuvre de tirs de pré-découpage et de tirs ménagés à l'approche du talus définitif avait conduit à la réalisation de gradins de bonne tenue.

Malheureusement, à un niveau donné de l'approfondissement, un mécanisme de glissement concernant plusieurs gradins se produisit. Les observations de terrain montrèrent clairement que le pendage des couches avait localement changé pour devenir conforme à la pente. Ce changement dans la structure géologique avait suffi à expliquer la rupture des gradins. (Figure 4, gauche et droite N°1)

En conséquence, il fut donc nécessaire de modifier la méthode d'exploitation et de laisser une banquette de sécurité plus large que prévue en partie inférieure de la zone instable pour pouvoir approfondir la fosse, et donc de risquer de perdre un

volume de charbon important en fond de fosse (Figure 4 droite N°2). Des investigations complémentaires et un suivi détaillé de la zone montrèrent la très bonne qualité des grès situés à la base de la pente. Ils étaient peu fracturés et leur pendage était à nouveau contraire à la pente. L'angle moyen de pente put être localement augmenté en partie inférieure, ce qui permit de récupérer la totalité du tonnage de charbon. Il fut cependant nécessaire de mettre en place un phasage d'exploitation particulier consistant à extraire le charbon par passes successives de faible largeur, et à remblayer immédiatement la passe d'excavation ainsi créée avec des stériles gréseux de manière à mettre en place une butée de pied améliorant la stabilité, avant de passer à la passe suivante (Figure 4, droite N°3).

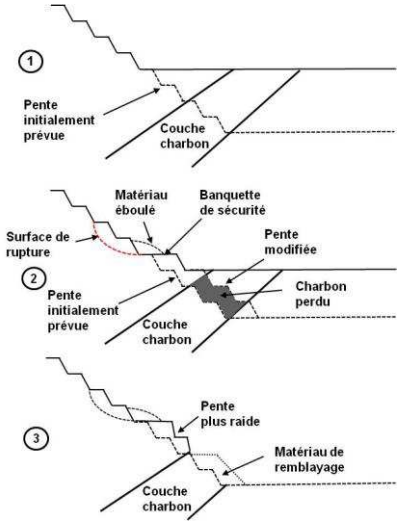

Figure 4 : *Flanc ouest de la mine de charbon de Decazeville: vue générale et instabilité de pente (gauche) et gestion des travaux d'excavation (droite) [COJ 01]*

Plusieurs conclusions peuvent être tirées de cet exemple: tout d'abord le rôle des structures géologiques à différentes échelles sur la stabilité des pentes; la nécessité absolue de mettre en place un système d'instrumentation et de réaliser des suivis réguliers des travaux pour vérifier que les données initiales utilisées dans la procédure de dimensionnement restent les mêmes ou au contraire changent.

b) Les mécanismes de déformation et de rupture les plus critiques étaient mal identifiés. Ainsi, un niveau de faible épaisseur, tel qu'un remplissage argileux de fracture a pu être négligé, alors que, de par ses faibles caractéristiques mécaniques et sa grande extension latérale (difficile à apprécier en sondage), il a pu jouer un rôle fondamental dans un mécanisme de rupture de grande ampleur. Parfois, la difficulté dans l'identification même du matériau en sondage peut conduire à tort à l'écarter de l'analyse. Tel système de discontinuités a pu conduire à un mécanisme de rupture spécifique qui n'a pas été identifié, car la hiérarchisation des familles résultant de

l'histoire tectonique du massif n'était pas prise en compte. Enfin, dans les massifs rocheux, la matrice rocheuse elle-même peut contribuer à rendre certains mécanismes de rupture possibles et parfois difficiles à identifier.

Un exemple de cette difficulté peut être illustré par le cas de la mine à ciel ouvert de Ben Guerir exploitée par l'Office Chérifien des Phosphates (OCP) au Maroc. La mine à ciel ouvert de Ben Guérir est située à 70 km au nord de Marrakech. Elle fait partie du gisement crétacé-éocène des Ganntour qui constitue un vaste plateau d'environ 125 km de long sur 25 km de large. Le gisement de Ben Guérir comporte plusieurs niveaux de phosphate séparés par des intercalaires marno-siliceux et argileux dans une structure géologique tabulaire sub-horizontale.

A l'époque de l'étude, au démarrage de l'exploitation au début des années 80, seules deux couches de phosphate étaient exploitées conduisant à des talus d'une hauteur maximum de 20 m, mais il était prévu qu'ils puissent atteindre presque 100 m avec le développement de l'exploitation. La méthode d'exploitation, classique pour ce type de mine, consistait à exploiter le gisement tranchée par tranchée, et pour chacune d'entre elles, à découvrir successivement les niveaux exploitables au moyen de draglines après avoir fragmenté à l'explosif les matériaux stériles concernés. Un schéma de tir particulier, appelé longitudinal-double tranchée, était utilisé et consistait à fragmenter la couverture stérile de la tranchée n avant d'avoir décapé les matériaux déjà fragmentés de la tranchée précédente (n-1).

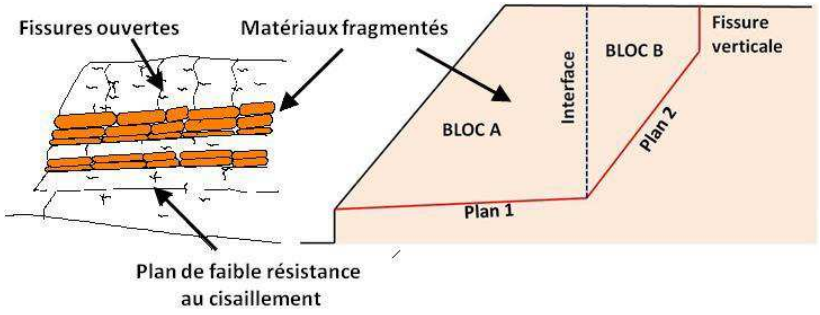

Figure 5. *Géométrie schématique du front de taille après ébranlement à l'explosif et mécanisme de rupture bilinéaire, [FLE 87], [FLE 12]*

Des observations sur le parement de la tranchée (n-1) lors du tir de découverture de la tranchée n ont montré : 1) des ouvertures d'un joint argileux d'épaisseur millimétrique à centimétrique sur toute la longueur de la zone tirée (plus de 400 m) et 2) sur la centaine de mètres centrale de la zone, des déplacements d'ordre décimétrique de la masse fragmentée sur le joint argileux. Ces joints argileux, qui n'avaient pas été identifiés lors des campagnes de reconnaissance préalables en raison de leur faible épaisseur, se sont avérés être présents à la base et au sommet de chaque niveau phosphaté et être continus sur tout le gisement. Par ailleurs, il est

apparu que le schéma de tir entraînait la formation de fissures verticales parallèles au front de taille et de grande extension.

La réalité de tels mouvements étant prouvée expérimentalement, un modèle de rupture permettant de simuler au mieux les phénomènes observés a été élaboré (Figure 5). Il s'agit d'un schéma de rupture bilinéaire faisant intervenir les joints argileux (plan 1) et les fissures verticales liées au tir. Le plan 2 constitue un plan de rupture potentiel au travers de la masse fragmentée à l'explosif. Cette analyse à deux dimensions est justifiée par l'extension latérale des structures (joints stratigraphiques et fissures longitudinales).

c) L'analyse mécanique et les logiciels de calcul mis en œuvre ne sont pas adaptés aux mécanismes de rupture potentiels. Ainsi, bien souvent, des études de stabilité de sol ne comportent que des cercles de ruptures, alors que le mécanisme de rupture circulaire peut n'être qu'un mécanisme possible parmi beaucoup d'autres. Les logiciels utilisés peuvent être mal adaptés au mécanisme de rupture susceptible de se développer dans le talus. Pour des calculs en déformation, on aura pu mal apprécier le caractère « dominant » du massif: milieu continu ou milieu discontinu et utiliser un type de logiciel inadapté. Il va de soi que plus le milieu géologique est complexe, donc sa modélisation délicate, plus le dimensionnement doit se en utilisant l'ensemble des approches discutées.

Le cas de la mine du cuivre Sar Cheshmeh en Iran présente un exemple typique d'un risque de mauvais dimensionnement résultant d'une trop grande simplification des paramètres géotechniques relatifs à la matrice rocheuse et de la mise en œuvre d'une méthode d'analyse au-delà de ses limites d'application.

La mine de Sar Cheshmeh exploite un porphyre cuprifère qui est intrusif dans un massif rocheux d'andésites silicifiées et ferrugineuses. Par la genèse de ce type de gisement comprenant différentes phases d'altération hydrothermale et météorique, la structure géologique est très complexe et présente de grandes variations de lithofaciès. Les conditions géologiques et géotechniques changent radicalement du cœur du gisement vers l'encaissant.

La figure 6 montre une vue générale du flanc sud-ouest de la fosse. Il est excavé dans une série d'andésites intensément fissurées, silicifiées et ferruginisées. Quelques failles majeures du système de Zagros orientées N160 et avec un pendage de 45° vers le nord-est, c'est-à-dire vers la fosse, affectent l'ensemble du gisement. Plusieurs familles de discontinuités de faible extension sont également présentent et la matrice rocheuse elle-même est fortement altérée et fracturée.

Lors de l'approfondissement de la fosse, d'importantes ruptures en dièdre affectant plusieurs gradins de 12.5 m de haut ont eu lieu comme l'illustre la figure 6. Les observations de terrain ont montré clairement que la première face du dièdre correspond à une faille du système de Zagros remplie de mylonites et de matériaux argileux, alors que la seconde face du dièdre est formée par l'association de deux familles de discontinuités de faible extension. Le mouvement général a lieu selon la

ligne d'intersection des deux faces du dièdre, même si le volume instable repose principalement sur la première face du dièdre.

Figure 6. *Flanc sud-ouest de la mine de cuivre de Sar Cheshmeh en Iran. Vue générale et mécanisme de rupture par dièdre, [COJ 01].*

La recherche classique de mécanismes élémentaires de rupture plane tels que le glissement plan le long de la faille majeure ou le glissement dièdre associant cette faille majeure à une ou deux familles de discontinuités, conduirait à considérer ces mécanismes comme cinématiquement admissibles à l'échelle d'un gradin, mais impossible à l'échelle d'un ensemble de gradins. En effet, on observe dans ce cas que le plan de faille ou la ligne d'intersection du dièdre ne peuvent pas géométriquement sortir du talus et concerner un ensemble de plusieurs gradins (figure 7).

Cette apparente contradiction entre la modélisation numérique et la réalité résulte du fait que les mécanismes de rupture élémentaires classiques considèrent le massif rocheux délimité par les discontinuités comme un monolithe rigide qui ne peut pas se déformer. Dans le cas présent, le volume instable délimité par les deux faces du dièdre est lui-même fortement altéré et fissuré, ce qui rend possible la déformation de la masse au pied du dièdre ou la création d'une troisième surface de rupture en cisaillement, et donc autorise le mouvement du dièdre.

Cet exemple montre clairement qu'il faut connaitre le domaine d'application d'un mécanisme de rupture et de sa modélisation numérique, l'utiliser à bon escient et rechercher d'autres outils de calcul lorsqu'un logiciel n'est plus adapté aux réalités géologique et géomécanique.

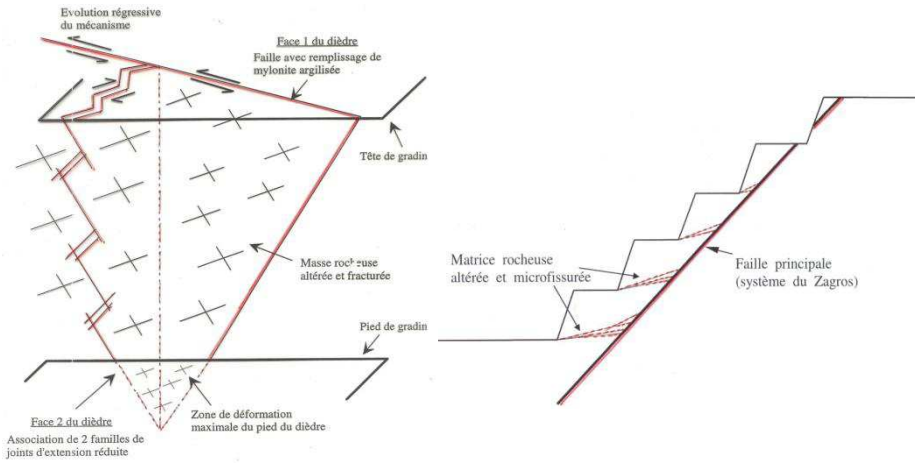

Figure 7. *Mécanismes de glissement plan ou en dièdre cinématiquement possible seulement si le massif rocheux fortement altéré et fissuré peut se déformer ou se rompre.*

3.2 Les défis

Les prochaines sections présentent quelques-uns des principaux défis que devront relever les géomécaniciens miniers au cours des prochaines années afin d'améliorer la conception géomécanique des talus des mines à ciel ouvert.

3.2.1 Quantification de la fiabilité des données géotechniques

La pratique actuelle dans l'industrie minière est d'attribuer un niveau de confiance à la caractérisation des ressources minérales. Les différents niveaux de confiance définis sont : inférées, indiquées et mesurées. Plusieurs codes nationaux existent pour encadrer cette pratique, JORC, SAMREC, NI-43101. Puisque les propriétés géomécaniques influencent directement le calcul des réserves minières, la même catégorisation, avec des niveaux de confiance similaires, devrait être utilisée pour caractériser ces données [REA 09], [SJO 13].

Actuellement, peu de travaux sont réalisés afin de quantifier le niveau de confiance des données géotechniques sur un site minier. Certains travaux ont porté sur des propriétés bien spécifiques telles que la résistance en compression uniaxiale [FIL 13], mais cette pratique doit être généralisée à l'ensemble des propriétés des modèles géotechniques.

3.2.2 Modélisation numérique

Les développements récents de plusieurs méthodes numériques sont très prometteurs, notamment les approches couplées DFN-DEM. Cependant, ces approches devront être validées rigoureusement à l'aide d'analyses de cas de

ruptures complexes et ce à l'échelle des ouvrages miniers avant de pouvoir être utilisées pour la conception des talus miniers.

La modélisation des processus couplés (hydro-mécanique) n'est pas encore parfaitement maitrisée. Une modélisation adéquate de ces processus s'avère particulièrement importante dans le contexte actuel où les fosses très profondes sont désormais une réalité de l'industrie, rendue possible notamment par l'accroissement récent de la taille et des performances des équipements miniers.

3.2.3 Intégration des aspects économiques et géomécaniques

Actuellement, la conception géomécanique et l'optimisation économique des fosses sont réalisées en parallèle sans véritable synergie entre les deux processus. Une approche devrait être développée pour intégrer sur une même plateforme les différentes composantes d'un modèle géotechnique. Actuellement, sur les sites miniers, une quantité importante de données géotechniques est amassée, mais le stockage et l'utilisation efficaces de ces données sont rares. Le modèle géotechnique devrait être facile à utiliser par les géologues, géomécaniciens et ingénieurs-planificateurs. Certains travaux ont été réalisés afin de permettre une meilleure intégration des analyses géomécaniques à la planification minière [GRE 10]. Ces travaux utilisent le modèle numérique de terrain (MNT) de la fosse ultime pour réaliser, à l'échelle des gradins, des analyses structurales de la stabilité. Cependant, la pratique actuelle n'intègre pas pleinement les considérations économiques à l'analyse de la stabilité des talus.

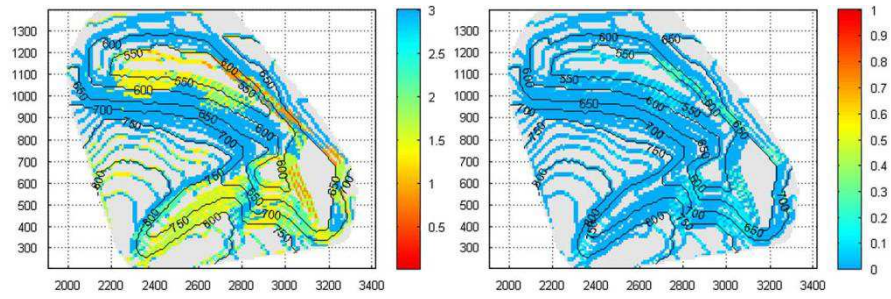

Figure 8 : Analyse de la stabilité structurale des gradins sur la base du MNT de la fosse ultime; carte des facteurs de sécurité (à gauche) et des probabilités de rupture (à droite) [GRE 10].

3.2.4 Environnements nordique et arctique et suivi à long terme

Les régions nordiques et arctiques offrent un potentiel intéressant pour le développement de projets miniers. Dans une perspective d'exploitation minière et de conception de talus, les caractéristiques géotechniques de ces environnements, notamment celles du pergélisol et des taliks, sont encore mal comprises.

Dans une perspective de restauration des sites miniers, peu de travaux et de suivis sont actuellement faits au Canada pour évaluer le comportement des ouvrages miniers à long terme. La stabilité à long terme des ouvrages réalisés en milieu

nordique et arctique est particulièrement d'intérêt dans un contexte de réchauffement climatique.

4. Conclusions

La méthodologie d'étude et de dimensionnement des talus de mines ou de carrières à ciel ouvert doit respecter un certain nombre de principes :

- Se donner les moyens d'une reconnaissance géologique et géotechnique adéquate
- Développer une approche géologique et géomécanique sérieuse permettant de reconnaître les processus ou mécanismes potentiels de déformation et rupture des talus ;
- Utiliser à bon escient les moyens de calcul et les modèles numériques par référence à ces mécanismes;
- Reconnaître qu'une probabilité de rupture existe toujours, même pour un talus dimensionné suivant les règles de 1'art ;
- Se donner alors les moyens de réagir par un suivi des travaux et une surveillance régulière basée sur une instrumentation des talus.

Le dimensionnement des talus peut ainsi prendre sa juste place dans une saine gestion économique des projets de mines ou de carrières à ciel ouvert. Soulignons enfin que les exploitants ont généralement acquis une expérience concrète du gisement et disposent de connaissances essentielles que ne sauraient négliger les spécialistes de géomécanique, de géologie de l'ingénieur ou de géotechnique. La concertation doit donc être étroite avec eux.

Bibliographie

[AFT 03] AFTES «Recommandations relatives à la caractérisation des massifs rocheux utile à l'étude et à la réalisation des ouvrages souterrains». pp 138-186 *Tunnels et ouvrages souterrains* N° 117, mai/juin 2003.

[ASH 80] ASHKENAZI, V., A. H. DODSON ET AL., «Remote measurement of ground movements by surveying techniques», *Civil Eng. Survey* 5(4): 15–22.

[BAG 12] BAHAADDINI M, SHARROCK G, HEBBLEWHITE BK. «Numerical direct shear tests to model the shear behaviour of rock joints». *Computers and Geotechnics*. 2013;51(0):101-15.

[CHA 89] CHANDLER, J. H, R. MOORE, «Analytical photogrammetry: a method for monitoring slope instability», *Journal of Engineering Geology Quart* 1. l.(22): 97–110.

[COJ 01] COJEAN R. «Conception des talus de carrières et mines à ciel ouvert : approche géologique et géomécanique». *Revue Les Techniques de l'Industrie Minérale*. N° 10, juin 2001, pp 51-60 et 135-138.

[COJ 05] COJEAN R., FLEURISSON J. A., « Géomécanique appliquée au ciel ouvert : Stabilité et dimensionnement des talus. Reconnaissances géotechniques et essais mécaniques des sols et roches ». *Ciel Ouvert Mines et Carrières 1 – Elaboration des projets. Les Techniques de l'Industrie Minérale*. N° 26, Juin 2005, pp 49-65.

[DAW 99] DAWSON, E.M., ROTH, W.H. AND DRESCHER, A. «Slope Stability Analysis by Strength Reduction», *Géotechnique*, Vol. 49(6), pp. 835–840.

DER 88] DERSHOWITZ, W. S. & EINSTEIN, H. H. «Characterizing rock joint geometry with joint system models». *Rock mechanics and rock engineering* volume 21, pp. 21-51.

[DUB 12] DUBOIS E, GRENON M, GERMAIN P. «Caractérisation structurale à l'aide de la photogrammétrie: mine Kikialik, Nunavik, Québec». *Conference TAC 2012*, Montreal, Canada. Octobre 2012.

[ELM 11] ELMO, D., CLAYTON, C., ROGERS, S., BEDDOES, R. AND GREER, S. «Numerical Simulations of Potential Rock Bridge Failure within a Naturally Fractured Rock Mass», in *Proceedings International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering (Slope Stability 2011)*, 18–21 September, 2011, Vancouver, Canada, Canadian Rock Mechanics Association, Canada, CD-rom only.

[FIL 13] FILLION M-H., HADJIGEORGIOU J., «Reliability of strength estimates based on limited laboratory data». Lassonde Institute of Mining, University of Toronto, Canada. *Slope Stability 2013*, Brisbane, Australia

[FLE 87] FLEURISSON J.-A. : «Interaction massif rocheux – énergie explosive et stabilité des fronts de taille. Mine à ciel ouvert de Ben Guérir (Office Chérifien des Phosphates – Maroc) ». Thèse de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris, 5 novembre 1987, 205 p.

[FLE 12] FLEURISSON J-A. " Slope Design and Implementation in Open Pit Mines: Geological and Geomechanical Approach". *1st International Symposium on Innovation and Technology in the Phosphate Industry, Marrakech, 9-13 Mai 2011. Procedia Engineering 46 (2012)* 27 -38.

[FLE 13] FLEURISSON J.A., COJEAN R.: «Reduction error in slope stability assessment». In *Surface mining method, Technology and System*, Jayanta Bhattacharya, H. Lieberwirth and Bern Klein Ed., Wide Publishing, 1st edition, 2013

[FOR 87] FORRESTER, D. J., T. R. C. ASTON, «A review of mining subsidence instrumentation and its potential application for seabed monitoring», *Mining Science and Technology* 4: 225-240.

[GIL 00] GILI, J. A., J. COROMINAS, «Using Global Positioning System techniques in landslide monitoring», *Engineering Geology* 55 (2000): 167-192.

[GRE 08] GRENON M. & HADJIGEORGIOU, J. «Design of road cuts susceptible to wedge failures using fracture system modelling». *Engineering Geology*. Volume 96, Issues 1-2, 7, January 2008, 78-93.

[GRE 10] GRENON M, HADJIGEORGIOU J. «Integrated structural stability analysis for preliminary open pit design». *Int J Rock Mech Min Sci*, 47, 450-460.

[GRE 11] GRENON M, LAFLAMME AJ. . « Inter-ramp and bench design of open-pit mines: the Portage pit case study» *Canadian Geotechnical Journal* 48 (2011): 1601-1615.

[GRE 12] GRENON M, HADJIGEORGIOU J.. «Applications of Fracture System Models (FSM) in mining and civil rock engineering design». *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. Vol. 26, Iss. 1, 2012 p.55-73

[GRE 14] GRENON M, BRUNEAU G, KAPINGA KALALA I. «Quantifying the impact of small variations in fracture geoetric characteristics on peak rock mass properties at a mining project using a coupled DFN-DEM approach». *Computer and Geotechnics*. 10.1016/j.compgeo.2014.01.010

[HAR 07] HARRIES, N.J. AND ROBERTS, H., «The use of slope stability radar (SSR) in managing slope instability hazards», *First Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium Proceedings*, Vancouver 1: 53–59.

[HAR 12] HARTHONG B, SCHOLTES L, DONZE F-V. «Strength characterization of rock masses, using a coupled DEM-DFN model». *Geophysical Journal International*. doi: 10.1111/j.1365-246X.2012.05642.x, 2012

[LAT 09] LATO M., DIEDERICHS M.S., HUTCHINSON D.J., HARRAP R. « Optimization of LiDAR scanning and processing for automated structural evaluation of discontinuities in rockmasses ». *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 46, 2009, p. 194-199.

[LEI 90] LEICK, A. , *GPS Satellite Surveying*. New York, USA, John Wiley & Sons.

[OKA 98] OKA, N., «Application of photogrammetry to the field observation of failed slopes», *Journal of Engineering Geology* 50: 85-100.

[MAS 11] MAS IVARS D, PIERCE ME, DARCEL C, REYES-MONTES J, POTYONDY DO, PAUL YOUNG R, et al. «The synthetic rock mass approach for jointed rock mass modelling». *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2011;48(2):219-44.

[MAT 07] MATHIS, J. I. «Pit slope design and structural analysis at the Jericho Diamond Mine utilising digital photogrammetric mapping». In Potvin Y. (Ed.). *Proceeding of 2007 International Symposium on Rock Slope Stability in Open pit Mining and Civil Engineering* (pp 93-104). Perth: Australian Centre for Geomechanics.

[REA 09] READ J., STACEY P., *Guidelines for open pit slope design*, Netherlands, Editions CSIRO, 2009.

[SJO 13] J. SJÖBERG «Numerical analysis, slope design and in situ stress», Itasca Consultants AB, Swede. *Slope Stability 2013*, Brisbane, Australia

[STE 07] STEFFEN, O. «Mine planning – its relationship to risk management», Australian Centre for Geomechanics Newsletter, December 2007, viewed October 20, 2013,

[TUR 03] TURTON, D. AND JONAS D. «Airborne Laser Scanning - Cost Effective Spatial Data, Map Asia Conference 2003, Kuala Lumpur, Malaysia, 13 ~ 15 October 2003: AD1.

[VET 68] VETTER P. «*Géologie et paléontologie des bassins houillers de Decazeville, de Figeac et du détroit de Rodez*». Thèse d'Etat. Houillères du Bassin d'Aquitaine, Albi. 442 p.1968.

[WOO 12]WOO, K-S., EBERHARDT, E., RABUS, B., STEAD, D. VYAZMENSKY, A. «Integration of field characterization, mine production and InSAR monitoring data to constrain and calibrate 3-D numerical modelling of block caving-induced subsidence». *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*: 53 (1), 166-178.

[WYL 04] WYLLIE D. C., MAH C. W., *Rock slope engineering: civil and mining*, London, Editions Taylor & Francis, 2004.