



Université Abderrahmane Mira de Bejaia  
Faculté de Technologie  
Département des Mines et géologie

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Génie Minier

Option : Exploitation des Mines

*Présenté par :*

- **AKARDJOUdje YAMINE**

- **TISUKAI YANIS**

**Thème**

**Influence de l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus : Cas de la carrière-Hammam Sidi El-Hadj  
CILAS-SPA.W-BISKRA**

Soutenu le 07 /10 /2021 devant le jury composé de :

Président	Mr. Boukarm Riadh	M.C.B	U.A.M.B
Promoteur	Mr. FREDJ Mohamed	M.C.A	U.A.M.B
Examineur	Mr. Saadoun Abderrazak	M.C.B	U.A.M.B
Co-Promoteur	Mr. DJOUDI Mahmoud	Doctorant	U.A.M.B

*Année Universitaire : 2020-2021*

## REMERCIEMENT

*A Nos Enseignants sans exception*

*On à eux l'honneur d'être parmi vos élèves et de bénéficier de votre riche enseignement.*

*Vos qualités pédagogiques et humaines sont pour moi un modèle.*

*Votre gentillesse, et votre disponibilité permanente ont toujours*

*Suscité mon admiration.*

*Veillez bien monsieur recevoir mes remerciements pour le grand honneur que vous avez fait d'accepter l'encadrement de ce travail.*

*A Mon Encadreur Mr FREDJ Mohamed*

*Votre compétence, votre encadrement ont toujours suscité mon profond respect.*

*Je vous remercie pour votre accueille et vos conseils.*

*Veillez trouver ici, l'expression de mes gratitudes et de ma grande estime.*

*Mes profondes gratitudes s'orientent vers Mr Boukarem Riadh pour ses Judicieux conseils et son support permanent, ainsi que tout le personnel du département mine et géologie*

*Aux membres du jury*

*Président du Jury : Boukarem Riadh*

*Examineur: Saadoun Abderrazak*

*Messieurs les jurys, vous nous faites un grand honneur en acceptant de juger ce travail.*

*Je dois un remerciement à tous les enseignants du département des mines pour leurs*

*qualités scientifiques et pédagogiques*

*Je tiens à remercier chaleureusement, tous nos proches et tous ceux qui, de près ou de*

*loin, nous ont apporté leurs sollicitudes pour accomplir ce Travail.*

# DEDICACE

*A ma Chère Mère*

*A mon Cher Père*

*Dont le mérite, les sacrifices et les qualités  
humaines  
m'ont permis de vivre ce jour.*

*A mes 2 sœurs*

*A mon amis et cher frère idir Yousfi( MKD )*

*A tous les amis de mine et géologie .....*

*(Yamine Akardjoudje)*

## *Dédicace*

*dédie mon travail à :*

*La mémoire de ma mère que dieu l'accueille dans son vaste paradis A mon père et je leur dis qu'aucune dédicace ne saurait exprimer l'amour, l'estime, le dévouement et le respect que j'ai toujours eu pour vous ce travail est le fruit de vos sacrifices que vous avez consentis pour mon éducation et ma formation A mon frère rayane et mes sœurs Hanane Samia Laetitia et Imene A toute la famille Tissoukai et Hammache A tout mes chères amis et collègues A mon binôme Yamine et à toute sa famille Et à toute ma promo de Département Mines et géologie sans exception et tout mes profs Et à toute personne que j'ai connue et que j'ai aimée.*

*YANIS*

<b>Chapitre I : Étude bibliographique</b>	
<b>Figure I.1.</b> Exemple d'explosif nitraté	5
<b>Figure I.2.</b> Exemple de nitrates fuels (ANFO)	6
<b>Figure I.3 :</b> Les principaux éléments d'un schéma de tir d'un gradin	10
<b>Figure I.4 :</b> propagation de l'onde de choc issue d'une détonation	10
<b>Figure I.5.</b> Les quatre phases de la détonation	12
<b>Figure I.6 :</b> Schématisation du phénomène de glissement circulaire (a) avant activation (b) après activation	15
<b>Figure I.7.</b> Surface de rupture	18
<b>Figure I.8.</b> Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche	20
<b>Figure I.9.</b> Principe du boulonnage et exemple de réalisation	23
<b>Figure I.10.</b> Stabilisation des talus des ancrages	23
<b>Chapitre II : Généralité sur la carrière Hammam sidi el hadj CILAS-SPA. Biskra</b>	
<b>Figure II.1-</b> situation géographique Région de Hammam Sidi El Hadj – w. BISKRA 1 (Extrait de la carte touristique de l'Algérie - Echelle 1/500 000)	26
<b>Figure II.2. -</b> Localisation du gisement de calcaires Hammam Sidi El Hadj (Commune de Djemmorah - wilaya de BISKRA ). Extrait de la carte topographique N°259 - EL KANTARA, échelle 1/50 000	28
<b>Figure II.3 :</b> schéma de disposition de sondage réalisé au cours de l'exploitation du gisement	31
<b>Figure II.4. :</b> Piste d'accès à la carrière	33
<b>Figure II.5.</b> Les deux types de foreuses utilisées : (a) : ATLAS CAPCO FLEXIROC D50, (b) : ATLAS CAPCO POWERROC T35	35
<b>Figure II.6.</b> La charge explosive utilisée : 'Marmanite et Anfomile'	35
<b>Figure II.7.</b> L'exploseur utilisé pour la mise en feu	36
<b>Figure II.8.</b> Processus de chargement. (CILAS, BISKRA)	36
<b>Figure II.9.</b> Engins de chargement : (a) : pelle hydraulique CAT 390F, (b) : Chargeuse CAT 990	37
<b>Figure II.10.</b> Dumper CAT 773G	38
<b>Chapitre III : caractérisation et classification du massif Hammam-Sidi-El hadj</b>	
<b>Figure III.1.</b> Schéma explicatif - méthode de calcul de RQD	40
<b>Figure III.2.</b> Facteur d'ajustement de différentes orientations	44
<b>Chapitre IV : Influence de l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus : Cas de la carrière-Hammam Sidi El-Hadj CILAS-SPA.</b>	
<b>Figure IV.1:</b> Les différentes forces agissant sur la tranche 'MEL'	47
<b>Figure IV.2:</b> Les étapes de la résolution d'un problème physique par la méthode des éléments finis	50
<b>Figure IV.3:</b> Eléments géométriques	51
<b>Figure IV.4.</b> Les différents niveaux exploitables de la carrière	53
<b>Figure IV.5.</b> La distance régulière du séismographe au niveau de la carrière photo de 'Google CARTES'	54

<b>Figure IV.6.</b> Installation du séismographe sur une surface dure	55
<b>Figure IV.7.</b> L'affichage numérique et le programme de synchronisation des données	55
<b>Figure IV.8.</b> Model et paramètres géotechnique de profil Hammam sidi EL-HADJ (slide 6)	57
<b>Figure IV.9.</b> Phase des calculs (SLIDE 6)	57
<b>Figure IV.10.</b> Analyse de stabilité pour un glissement circulaire	58
<b>Figure IV.11.</b> Désignation des accélérations horizontales et verticales (SLIDE 6)	59
<b>Figure IV.12.</b> Analyse de stabilité sous l'effet dynamique	59
<b>Figure IV.13.</b> Choix de la surface et la méthode d'analyse	60
<b>Figure IV.14.</b> Analyse de stabilité sous l'effet dynamique (auto refine search).	60
<b>Figure IV.15.</b> Importation du model depuis SLIDE dans PHASE <sup>2</sup>	62
<b>Figure IV.16.</b> Profile géométrique des gradins de la carrière dans PHASE <sup>2</sup>	62
<b>Figure IV.17.</b> Définition des conditions initiales et la désignation des propriétés des matériaux dans PHASE <sup>2</sup>	63
<b>Figure IV.18.</b> Fenêtre de calcul, (Logiciel PHASE2 V8.005)	63
<b>Figure IV.19.</b> Résultats de calcul par PHASE <sup>2</sup> déplacements totaux (état statique)	64
<b>Figure IV.20.</b> Résultats de calcul par PHASE <sup>2</sup> déplacements totaux avec vecteurs (état statique).	64
<b>Figure IV.21.</b> Le facteur SFR en fonction de déplacements total	65
<b>Figure IV.22.</b> Désignation de l'accélération horizontale et verticale dans phase2	66
<b>Figure IV.23.</b> Résultats de calcul par PHASE <sup>2</sup> déplacement totaux (état dynamique)	66
<b>Figure IV.24.</b> Résultats de calcul par PHASE <sup>2</sup> déplacements totaux avec vecteurs (état dynamique).	67
<b>Figure. IV.25.</b> Le facteur SFR en fonction de déplacements total	67

<b>Chapitre I : Étude bibliographique</b>	
<b>Tableau I.1</b> : Caractéristiques des explosifs produits par l'ONEX	6
<b>Tableau.I.2</b> : La relation entre la vitesse de vibration	13
<b>Tableau.I.3</b> :Équilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du coefficient de Sécurité	18
<b>Tableau.I.4</b> : Équilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du Fs	19
<b>Chapitre II : Généralité sur la carrière Hammam sidi el hadj CILAS-SPA Biskra</b>	
<b>Tableau II. 1</b> : les coordonnées UTM des points limites du gisement de Hammam sidi el hadj	26
<b>Tableau II.2</b> : caractéristique technique de la demi-tranchée d'accès	33
<b>Tableau II.3</b> : Les paramètres du plan de tir sont résumés au tableau suivant.	38
<b>Chapitre III : caractérisation et classification du massif Hammam-Sidi-El hadj</b>	
<b>Tableau III.1:</b> Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux.	41
<b>Tableau III .2</b> : Résultats du RMR.	42
<b>Tableau III.3</b> : Qualité du massif rocheux selon le RMR (Bieniawski, 1976).	43
<b>Tableau III.4</b> : Les différentes classes de stabilité par la valeur du SMR.	44
<b>Tableau III.5</b> :	45
<b>Chapitre IV : Influence de l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus : Cas de la carrière-Hammam Sidi El-Hadj CILAS-SPA..</b>	
<b>Tableau IV.1:</b> Paramètres physico-mécanique de la roche essentielle pour la modélisation	52
<b>Tableau IV.2</b> : Résultats obtenus du séismographe	56
<b>Tableau IV.3</b> : Paramètres mécanique de la roche essentielle pour la modélisation	57
<b>Tableau IV.4</b> : Résultats du facteur de sécurité par différentes méthode (état statique)	58
<b>Tableau IV.5:</b> Résultats du facteur de sécurité par différentes méthode (état dynamique)	59
<b>Tableau IV.6:</b> Résultats d'analyse dans le cas dynamique (non circulaire)	61

**Liste des symboles**

**C** : La cohésion[KPa]

**$\varphi$** : L'angle de frottement interne [°]

**A1** : Résistance en compression uniaxiale de la roche intacte;

**A2**: *Rock Quality Index* (RQD)

**A3** : Espacement des diaclases

**A4** : Condition des joints

**A5** : L'état d'infiltration d'eau souterraine

**$\alpha$**  : Angle que fait la base de la tranche avec l'horizontal [°]

**b** : épaisseur de la tranche [m]

**Fs** : Facteur de sécurité

**l** : Longueur du plan de glissement de la tranche [m]

**$\bar{N}$ ,  $\bar{T}$**  : Composantes normale et tangentielle de la force agissant à la base de la tranche. [MPa]

**R** : rayon du cercle de rupture de centre. [m]

**X, E** : composantes verticale et horizontale des forces inter tranches [KPa]

**x** : Bras de levier du poids des terres.

**W** : poids total de la tranche de largeur b et de hauteur h [KN/m<sup>2</sup>]

**RMR** :Rock Mass Rating

**SMR** :Slop Mass Raring

**RQD** :Rock Quality Designation

**Liste des abréviations**

**ONEX** : Office nationale des explosifs

**C.S.E** : Coefficient de self excitation

**MEF** : Méthode des éléments finis

**MEL** : Méthode d'équilibre limite

**CILAS SPA** : Cimenterie International LAFARGE et SOUAKRI

**N** : Le nord

**E** : L'est

**C1** : Réserves en calcaire sûres avec 90 182 970,26 tonne

**C2** : Réserves en calcaire probables avec 177 430 141,30 tonnes

**B** : Réserves en calcaire certaines avec 351 125 589,00 tonnes

**Liste des tableaux****Liste des figures****Liste des symboles/abréviations**

Introduction générale	1
<b>Chapitre I: Étude bibliographique</b>	
I.1. Introduction	3
I.2. L'abattage à l'explosif	3
I.2.1. Fragmentation des roches à l'explosif	3
I.2.2. Les produits explosifs	4
I.2.3. Types d'explosifs utilisés dans les carrières	5
I.2.3.1. Les dynamite	5
I.2.3.2. Les explosifs nitrates	5
I.2.3.3. Les émulsions	5
I.2.3.4. Les nitrates fuels (ANFO)	6
I.2.4. Caractéristiques des explosifs	6
I.2.4.1. Vitesse de détonation	6
I.2.4.2. Coefficient de self excitation	6
I.2.4.3. Puissance et brisance	7
I.2.4.4. Densité	7
I.2.5. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage	7
I.2.5.1. Mécanisme de l'explosion	7
I.2.5.2. La conception d'un plan tir d'abattage à l'explosif	8
I.2.6. Effet général des ondes de choc et effet de gaz dans le massif rocheux	10
I.3. Mécanisme de fragmentation à l'explosif	10
I.3.1. Vibrations	12
I.3.1.1. Les ondes acoustiques	13
I.3.2. Le Bruit	13
I.3.3 Poussières	13
I.3.4. Projections excessives	14
I.4. Différentes type de glissement	14
I.4.1. Les type de glissement de terrain	15
I.4.1.1. Glissement circulaire	15
I.4.1.2. Glissement circulaire simple	15
I.4.1.3. Glissement circulaire complexe	15
I.4.1.4. Glissement plans	15
I.4.1.5. Glissement de coin (dièdre)	16
I.4.1.6. Basculement (Toppling)	16
I.5. Principales causes de glissement	16
I.6. Méthodes de calcul de la stabilité des talus	18
I.6.1. Définition du coefficient de sécurité	18
I.6.2. Méthodes de calcul de la stabilité	19
I.6.3. Principaux facteurs influençant la stabilité des talus	21
I.6.3.1. Stabilisation des talus rocheux	22
Conclusion	24

<b>Chapitre II : Généralité sur la carrière Hammam sidi el hadj CILAS-SPA .W-Biskra</b>	
II.1. Introduction	25
II.1. Description de la carrière	25
II.1.1. Présentation de la société : Hammam Sidi el hadj CILAS-SPAR Biskra	25
II.1.2. Situation géographique et administrative	25
II.1.3. Etude géologique du gisement	25
II.1.3.1. Situation géographique	25
II.1.4. Géomorphologie du gisement	27
II.1.5. Géologie du gisement	27
II.1.6. Structure du gisement	29
II.1.7. Tectonique	29
II.1.8. Conditions hydrogéologiques	29
II.1.9. Travaux d'exploitation réalisée	30
II.1.10. Estimation des réserves	31
II.2. Exploitation du gisement du calcaire	32
II.2.1. Les éléments du système d'exploitation	32
II.2.1.1. L'ouverture du gisement au niveau de la carrière	32
II.2.1.2. Le contour de la carrière	34
II.2.1.3. Les gradins	34
II.2.1.4. Les plateformes	34
II.2.2. Travaux de forage et de tir	34
II.2.2.1. La foration des trous	34
II.2.2.2. Explosifs utilisés	35
II.2.2.3. Création du réseau de tir et mise à feu	35
II.2.3. Processus de chargement de production	36
II.2.4. Processus de transport	37
II.2.5. Les paramètres de forage et d'abattage	38
Conclusion	39
<b>Chapitre III : caractérisation et classification du massif Hammam-Sidi-El hadj</b>	
III.1. Introduction	40
III.2. RQD (Rock Quality Designation)	40
III.2.1. Principe de calcul du RQD	40
III.2.2. Les inconvénients du système RQD	41
III.3. Système du RMR (Rock Mass Rating)	41
III.3.1. Principe de calcul du RMR théoriquement	41
III.4.SMR (Slope Mass Rating)	43
Conclusion	45
<b>Chapitre IV : Influence de l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus : Cas de la carrière-Hammam Sidi El-Hadj CILAS-SPA.</b>	
IV.1. Introduction	46
IV.2. Méthodes d'analyse de stabilité de pentes rocheuses	46
IV.3. Paramètres physico-mécaniques des roches	52
IV.4. Collection des données des effets séismiques	53

---

IV.5. Étude de la stabilité du talus Est de la carrière	56
IV.5.1. Étude de stabilité par SLIDE 6	56
IV.5.2. Etude de stabilité par PHASE <sup>2</sup>	61
Conclusion	68
Conclusion général	69

Le monde entier a toujours eu besoins des ressources minière qui mène directement vers le développement des pays et leurs richesses. Pour l'extraction de ces ressources on passe toujours par la fragmentation des roches qui est une étape très essentielle dans l'exploitation minière, cette dernière s'effectue mécaniquement ou bien à l'aide des explosifs suivi par une préparation mécanique (concassage et broyage) comme une deuxième étape, et la troisième c'est l'utilisation des produits dans autres opérations industrielle ou de construction quel que soit leur enrichissement ou bien l'expédition et la mise en marché. L'utilisation de l'énergie explosive pour l'abattage des roches dans une carrière et une technique très employée qui joue un rôle très important dans le processus d'exploitation. L'élaboration des méthodes d'abattage à l'explosif à un intérêt considérable pour l'industrie minière qui est généralement d'assurer une grande production avec un cout investit au minimum. L'ors de l'emploi de la charge explosive dans les trous de mine, une partie libérée est utilisé effectivement afin d'assurer une fragmentation adéquate et le reste présente de diverses nuisances de site en dehors des limites d'abattage (vibrations séismiques, ou acoustiques, projection des roches et des poussières...).

Les vibrations générées par les tirs créent un point particulièrement sensible pour la stabilité des infrastructures qui sont proches au chantier de tir et la stabilité des terrains miniers surtout les talus (pente) en provoquant des effets arrière de tir. Parmi les objectifs les plus importants de l'opération d'exploitation minière, l'assurance de la stabilité de talus dans les carrières et les mine à ciel ouvert afin de garantir la sécurité de travail (sauver des vies humaines), la continuité des travaux (pas d'arrêt de travail), pour enfin garantir la production. Il n'existe pas de méthodologie universelle pour l'analyse des risques d'instabilité à cause de l'incertitude des données disponibles et leur qualités ou l'insuffisance des valeurs des paramètres nécessaires à ce type d'analyse, les méthodes d'analyse de stabilité permettant d'étudier et localisé les zones d'instabilité approximativement afin d'apporter une démarche pour les éviter ou réduire leur effets.

Pour l'assurance les résultats d'analyse on procède à l'utilisation des approches d'analyse. Dans notre travail ici présent qui consiste à étudier l'effet de l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus à la carrière de calcaire de Hammam-Sidi-El hadj CILAS-SPA Biskra on procède à plusieurs méthodes et plusieurs études qui sont divisée en 4 chapitres organisé comme suit :

- Le premier chapitre nous permettras de connaitre l'abattage à l'explosif et les type d'explosif utilisé en Algérie et les nuisances dues à l'utilisation des explosifs ainsi que d'illustrer les différents types des glissements des terrains majeurs
- Le deuxième chapitre est porté sur la description du contexte géologique, les conditions techniques et les différents éléments de l'exploitation de la carrière de calcaire de la cimenterie CILAS-SPA à Biskra.

➤ Le troisième chapitre est focaliser sur la caractérisation du massif Hammam Sidi El-hadj avec la classification RMR et SMR.

➤ Le dernier chapitre est consacré entièrement à la modélisation. Pour ce faire et afin de valider les résultats et les interpréter, et nous avons utilisé deux méthodes d'analyse : la méthode d'équilibre limite à travers le logiciel SLIDE, et la méthode des éléments finis on utilisant le logiciel Phases2.

Et enfin, nous finalisons notre étude par une conclusion générale qui souligne les différents points capitaux concernant notre travail.

**I.1. Introduction :**

Les explosifs et le forage sont regroupés dans un même chapitre parce que le dynamitage dans les mines de roche dure consiste normalement à placer des explosifs dans des trous de sonde (blastholes) forés dans la roche.

Les explosifs commerciaux sont des mélanges de composés chimiques sous forme solide ou liquide. La détonation transforme les composés en d'autres produits, le plus souvent gazeux. Cette action est exothermique, produisant de la chaleur qui dilate davantage les gaz et leur fait exercer une pression énorme dans un trou de mine, en plus de produire une onde de contrainte. La combinaison de ces deux effets (pression du trou de forage et onde de détonation) brise la roche entourant un blasthole.

Depuis ses débuts rudimentaires il y a des siècles, le dynamitage est devenu une science avancée qui est aujourd'hui bien plus complète que ce qui peut être abordé de manière adéquate dans ce manuel. La pratique dans les mines de roche dure est en constante évolution en raison des progrès techniques et des préoccupations croissantes en matière de sécurité et d'environnement.

**I.2. L'abattage à l'explosif :****I.2.1. Fragmentation des roches à l'explosif :**

L'utilisation des produits explosifs dans les mines et les carrières constitue l'une des solutions adéquates grâce à l'extraction massive des produits et à des coûts très profitables par rapport aux autres moyens techniques.

La méthode d'abattage à l'explosif est employée dans les mines et les carrières qui contiennent des roches massives dures, et elle présente l'avantage de fragmenter des quantités de roche importantes avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez réduite.

La fragmentation à l'explosif dans les carrières est assurée par une succession d'opérations à savoir : élaboration du plan de tir, implantation et foration des trous, chargement et amorçage des explosifs, mise à feu. [1]

**L'abattage à l'explosif a pour objectifs :**

- Assurer la sécurité ;
- Abattre un grand volume de roche, avec :

- Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible,
  - Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas,
- Une bonne géométrie des fronts sur la carrière ;
- Une bonne sortie du pied ;
- Un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
- Des effets arrière réduits.

## I.2.2. Les produits explosifs :

Un explosif est un élément chimique qui, sous l'action d'une flamme ou sous l'action mécanique d'un choc, se décompose. Il produit en un temps très court (quelques millisecondes) une grande quantité de gaz à haute pression et à haute température. [2]

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

1. Combustion simple ;
2. Déflagration ;
3. Détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage ;
- Son confinement un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple.

Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- **Les explosifs déflagrants** : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de m/s).
- **Les explosifs détonants** : leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- **Les explosifs primaires** : très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc.
- **Les explosifs secondaires** : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

### I.2.3. Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs :

#### I.2.3.1. Les dynamite :

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.

#### I.2.3.2. Les explosifs nitrates :



Figure I.1. Exemple d'explosif nitraté. [3]

Les explosifs nitrates sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite).

#### I.1.3.3. Les émulsions :

Les émulsions sont des mélanges de deux liquides : du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.

**I.2.3.4. Les nitrates fuels (ANFO) :****Figure I.2.Exemple de nitrates fuels (ANFO). [3]**

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%. Le Tableau I.1 résume les caractéristiques des explosifs.

**I.2.4. Caractéristiques des explosifs :****I.2.4.1. Vitesse de détonation :**

La vitesse de détonation est la vitesse à laquelle le front de l'onde de choc se déplace lors d'une détonation explosive. Les données pour une substance spécifique sont habituellement une prévision approximative basée sur la théorie de comportement des gaz, car dans la pratique, il est difficile de faire des mesures. [3]

Généralement, L'ONEX fabrique des explosifs dont la vitesse de détonation varie entre 2500 m/s et 7000 m/s.

**Tableau I.1 : Caractéristiques des explosifs d'après l'ONEX. . [4]**

Désignations	Densité g/cm <sup>3</sup>	Vitesse de détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
GELANIT II	1,45	5000 – 6000	Excellent	Roches dures et humides
ANFOMIL	0.85	2600 ± 100	Médiocre	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosif pour roches tendres.

**I.2.4.2. Coefficient de self excitation :**

C'est l'aptitude d'une masse d'explosif donnée à transmettre la détonation à une masse de même nature placée dans son voisinage, L'unité de mesure est en centimètre ou millimètre.

Le coefficient de self excitation est important lors du bourrage des trous de mine. Pour les explosifs de l'ONEX, le C.S.E varie entre 0 et 18 cm.

#### ***1.2.4.3. Puissance et brisance***

L'énergie théorique d'un explosif est définie par :

- La quantité de chaleur que la réaction de décomposition chimique des explosifs, supposée complète et isochore (à volume constant) peut théoriquement dégager.
- Le travail maximum que peut fournir les gaz d'explosion supposés parfaits dans une détente depuis l'état comprimé dans le trou, jusqu'à la pression atmosphérique.

L'énergie d'un explosif libérée au cours d'une détonation peut être décomposée en deux types d'énergie :

- L'énergie de choc, liée aux contraintes transmises dans le terrain (onde de choc),
- L'énergie des gaz, liée à la quantité de gaz à très haute température produite au cours de la réaction.

Elle est déterminée au laboratoire par des essais et est exprimée couramment par le coefficient d'utilisation pratique CUP ou encore par l'essai TRAWZL.

#### ***1.2.4.4. Densité***

La densité d'un explosif conditionne toutes ses autres propriétés. L'accroissement de la densité s'accompagne d'un accroissement de la vitesse de détonation, donc des effets destructeurs de l'explosif. Néanmoins, il existe pour certains produits une densité critique au-delà de laquelle le produit ne détone plus. L'ONEX produit une gamme d'explosifs dont la densité varie entre 0,95 et 1,5. C'est ainsi qu'on peut avoir les cartouches de même volume mais des poids différents, ce qui permet au mineur d'avoir des densités de chargement variables.

### **1.2.5. Eléments théoriques sur l'opération d'abattage :**

#### ***1.2.5.1. Mécanisme de l'explosion***

Les explosifs sont utilisés depuis des siècles pour abattre la roche. Cependant, il n'existe pas encore de théorie fondamentale dans le domaine. La manière dont la détonation d'un explosif participe à la fragmentation de la roche n'est pas encore parfaitement connue, mais a été étudiée et décrite en détail.

Le principe de l'explosion repose sur la transformation d'une énergie chimique potentielle en énergie mécanique communiquée au milieu extérieur. Les substances explosives, selon leur régime de décomposition, ont des comportements différents : combustion, déflagration, détonation. Les puissances dégagées vont varier en fonction du type de décomposition.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif, couplée à une onde de choc. Ces deux phénomènes conduisent à une vitesse de détonation stable, en général de 2000 m/s à 7000 m/s pour les explosifs civils.

Le phénomène ainsi présenté correspond au régime stable de la détonation. En pratique, les caractéristiques de l'onde de détonation sont liées aux caractéristiques de l'explosif (composition chimique, densité...) mais aussi à la géométrie et au confinement utilisés. Ainsi, en pratique, un confinement important ou un gros diamètre de cartouche va permettre de se rapprocher de la détonation idéale. Plus le diamètre et le confinement sont faibles, plus les pertes latérales ne vont réduire la vitesse de détonation.

L'énergie dégagée par un explosif au cours de la détonation se manifeste sous deux formes :

- Une énergie de choc véhiculée par une onde de choc (c'est-à-dire une onde mécanique de contrainte) et transmise dans le milieu connexe ;
- Une énergie de gaz qui s'exprime sous la forme d'un gaz dans des conditions de très hautes température et pression. [5]

#### ***1.2.5.2. La conception d'un plan tir d'abattage à l'explosif :***

Afin de procéder à une opération d'abattage et pour fragmenter un massif par les explosifs, il faut définir un plan de tir qui aide à assurer les objectifs qu'on déjà cité précédemment. Généralement la démarche utilisée pour avoir un schéma de tir peut se faire en quatre étapes :

- Collection des données du chantier et des équipements et formulation des objectifs poursuivis par le tir ;
- Détermination des paramètres de base du tir (géométrie du front, diamètre de foration ; nombre de rangées) à l'aide des différents modèles de conception de plan de tir ;
- Définir les conditions de réussite du tir : banquette, amorçage, séquence d'utilisation ;

- Définir des paramètres secondaires du tir : rapport de maille, su profondeur, bourrage. Il s'agit d'une présentation très schématique des paramètres de plan de tir pour évaluer ce schéma en cas d'un problème concernant ce tir. Cette démarche n'est pas toujours suivie mais l'amélioration des tirs et les techniques modernes de conception à l'ordinateur, obligent le concepteur à effectuer une analyse préalable de ce type.

### Les principaux paramètres d'un plan de tir d'un gradin :

Dans un plan de tir, On définit un ensemble de trous de mines avec des paramètres géométriques et des paramètres de chargement qui interviennent, généralement les différents paramètres sont [6] :

- 1) La plateforme, zone sur laquelle les engins travaillent ;
- 2) Le front est la surface libre qui va être abattue. Les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (règlementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité ;
- 3) Les distances entre deux rangées ;
- 4) L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- 5) L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front. La longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sous foration ;
- 6) L'explosif placé au fond de trou est désigné par charge de pied, la charge de colonne étant la charge restante. De manière plus générale, on indique par pied la partie inférieure du gradin, et par tête ou colonne sa partie supérieure ;
- 7) Un bourrage est un matériau inerte, placé soit entre deux charges (« bourrage intermédiaire »), soit en haut de trou (« bourrage terminal ou final ») ;
- 8) La séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines. L'ensemble de ces paramètres constitue un schéma de tir (Fig. I.3).

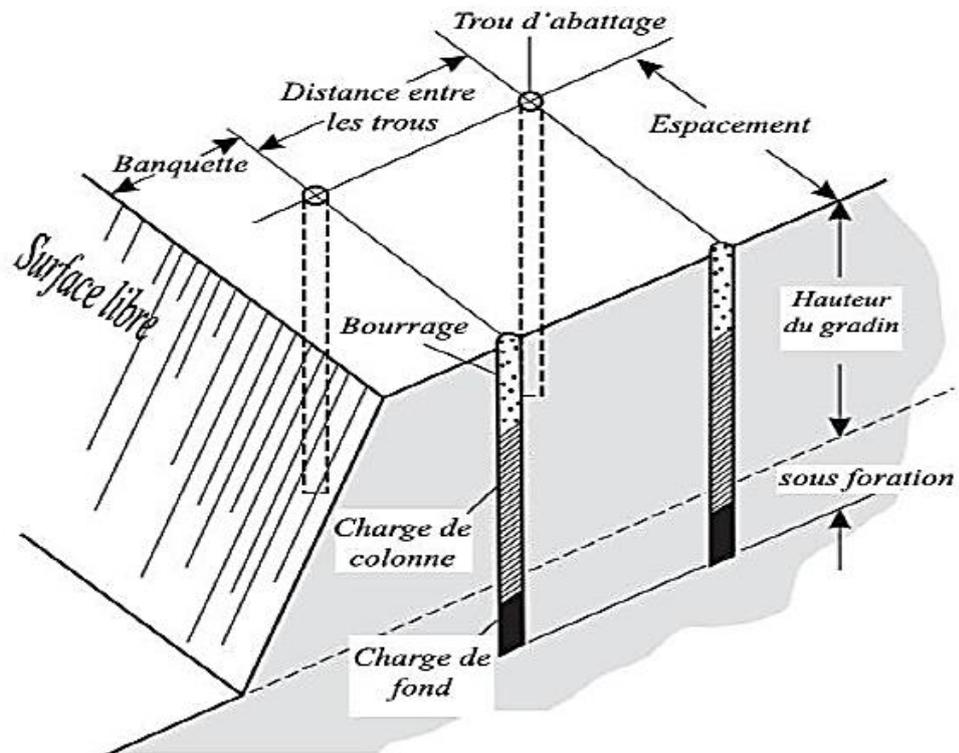


Figure I.3. Les principaux éléments d'un schéma de tir d'un gradin

### I.2.6. Effet général des ondes de choc et effet de gaz dans le massif rocheux :

Lors de la décomposition de l'explosif, la réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression). [6]

- L'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression.
- L'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif.

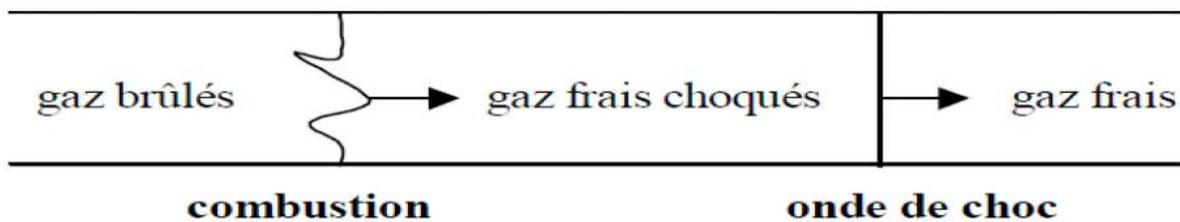


Figure I.4 : propagation de l'onde de choc issue d'une détonation. [7]

### I.3. Mécanisme de fragmentation à l'explosif :

Les Phases de la détonation :

- 1) Phase 1 : temps  $t_0 + e$  (Tel que 'e' c'est le temps entre la mise à feu et la détonation)

La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz animée d'une vitesse  $u$ . Ces gaz à haute pression (600 à 900 MPa) et haute vitesse (1800 à 2200 m/s) entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz-roche. Fig. I.2 (phase 1). [6]

2) Phase 2 : temps  $t_0 + 0.7\text{ms}$

Cette onde de choc se propage dans la roche rapidement. Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression ( $R_C$ ). Fig. I.5 (phase 2) Cela induit des fissurations radiales B qui ne dépassent pas la limite C. Au-delà de 6 a à 12 a (limite C), on est en zone élastique, l'onde de choc traverse le massif à la vitesse  $C_0$  (vitesse du son dans la roche) sans la détruire.

3) Phase 3 : temps  $t_0 + 1,3 \text{ ms}$ .

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit. La roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ( $R_t = R_C/20$ ), l'onde réfléchie dépasse largement  $R_t$ , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage. Cette onde réfléchie se propage vers l'arrière et va croiser le réseau de fissurations radiales précédemment formé. Pratiquement dans le même temps, les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent. La pression diminue pour une longueur de banquette idéale, l'onde réfléchie doit atteindre la valeur de  $R_t$  lorsqu'elle franchit le plan défini par les mines. Pour une banquette trop faible on a des fissurations arrière importantes provoquées par l'onde de traction (effet arrière). Si la banquette est trop grande, la granulométrie sera médiocre. Fig. I.5 (phase3)

4) Phase 4 : Temps  $t_0 > 15 \text{ ms}$ .

La roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchie. Les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité. Fig. I.5 (phase 4)

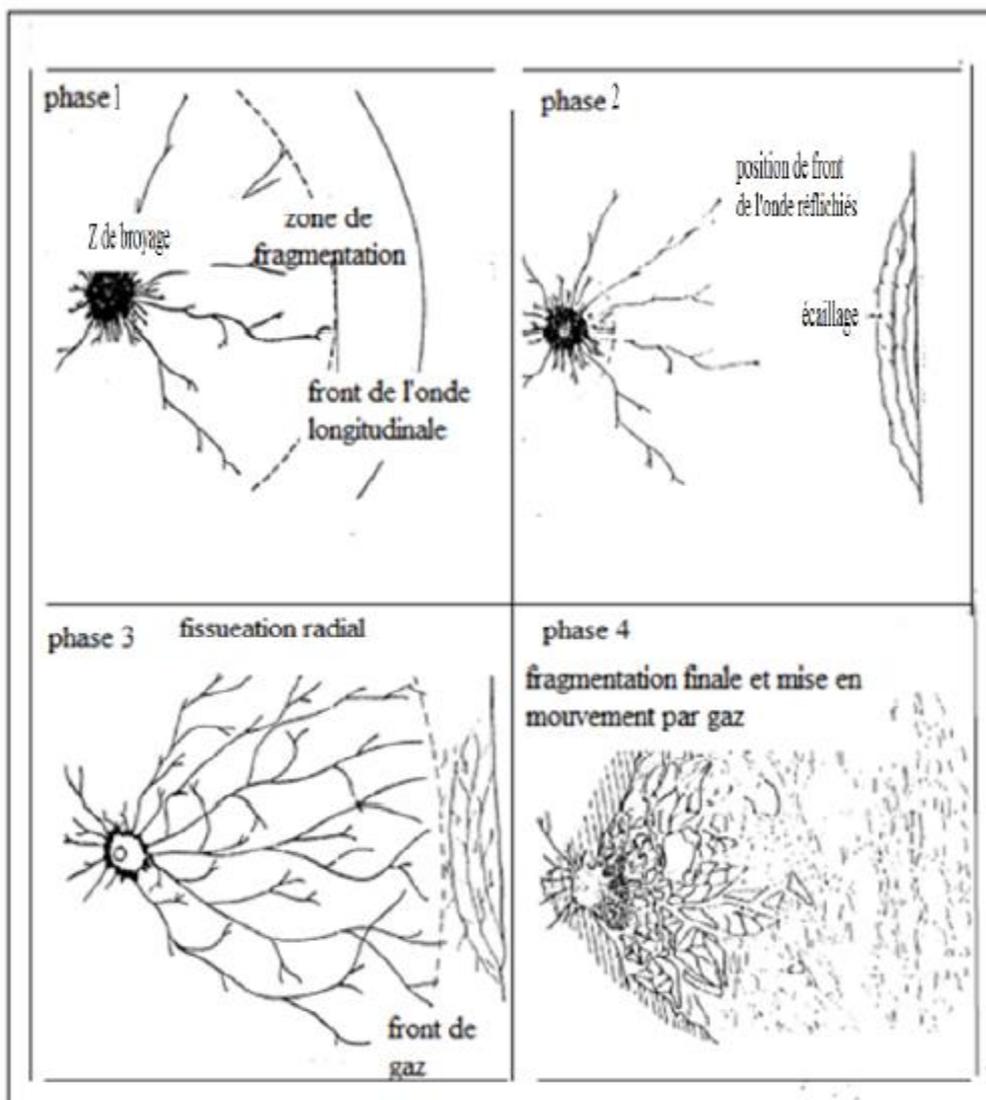


Figure I.5. Les quatre phases de la détonation. [8]

### I.3.1. Vibrations :

Entre 3 et 12 % de l'énergie explosive relâchée lors de la détonation sont perdus au sein de la masse rocheuse sous forme d'ondes sismiques. L'énergie sismique dégagée dans les tirs à l'explosif à ciel ouvert se propage dans le massif environnant sous forme d'ondes de volume et de surface. Si elle est négligée, elle peut être néfaste aux structures situées aux proches alentours du tir. Les ondes de volume (ondes P, de compression, et ondes S, de cisaillement), qui pourraient à priori inquiéter les structures souterraines à proximité, posent rarement de problèmes en pratique.

Les ondes de surface (ondes de Rayleigh et de Love) peuvent pour leur part endommager les bâtiments et incommoder les riverains.

La maîtrise de la sismicité produite par les tirs se résume donc essentiellement à limiter ce dernier type et indésirable. A tous points de vue, les ondes à basse fréquence sont les plus néfastes, étant à la fois plus nocives pour les infrastructures de surface et plus facilement ressenties par l'être humain. [9]

Le tableau ci-dessous « donne les relations entre la vitesse de vibration et les dommages causés à des immeubles fondés sur rocher ».

**Tableau.I.2.** La relation entre la vitesse de vibration. [9]

<b>V (mm/s)</b>	<b>Description des dégâts</b>
50	Pas de fissuration
70	Pas de fissures apparentes
100	Fissures insignifiantes
150	Fissures
225	Fissures larges
300	(chutes de pierres dans les galeries)

#### **I.3.1.1. Les ondes acoustiques :**

Une onde sonore est également générée. Elle se déplace par l'air et peut parfois faire vibrer. En ciel ouvert, lorsque les gaz d'explosion se détendent dans la masse d'air ambiante, une onde de surpression acoustique est générée, avec du bruit qui est associé. L'exposition à une surpression aérienne trop augmenter peut causer des dommages auditifs, et peut endommager notamment Les fenêtres des bâtiments environnants.

#### **I.3.2. Le Bruit :**

Les vibrations acoustiques de l'explosion transmises par l'air (ondes aériennes) proviennent surtout de la libération des gaz de tir des cordons détonants places sur le sol, et dans une moindre mesure, des charges des fourneaux à travers les fissurations du massif ou à travers le haut du trou de forage après expulsion du bourrage.

Les mesures des niveaux sonores faites lors de l'élaboration de ce dossier mais aussi celles du contrôle continu montrent que les émergences réglementaires sont respectées. Les valeurs mesurées au niveau des habitations les plus proches du site ne sont pas préjudiciables pour la santé de leurs occupants. [10]

#### **I.3.3 Poussières :**

Pour éviter les émissions de poussière en général, on prendra des mesures ponctuelles telles que :

- L'arrosage des voies de transport, le lavage des véhicules et autres moyens de transport
- L'arrosage des terrils, la plantation de verdure sur les terrils et toutes les surfaces dénudées ainsi que l'utilisation de liants pour poussières.

On pourra en outre capoter les différents appareils, notamment les installations de broyage et les bandes transporteuses. Les machines de forage devront être dotées de dispositifs de neutralisation des 98 poussières par voie sèche ou humide. Arbres et haies constituent également un moyen de rabattre les poussières et de parer à la déflation. [11]

### **I.3.4. Projections excessives :**

À cause de la pression des gaz d'explosion, les effets de surpression aérienne précédemment cités, des fragments de roche peuvent être projetés au niveau de la zone de bourrage (verticalement) ou dans la direction du tir (horizontalement). Pour cette raison, un périmètre sécurité est défini autour du tir, Il arrive toutefois dans de rares cas que des projections exceptionnellement vives se produisent celles-ci pouvant atteindre plusieurs centaines de mètres de portée. Ce type de risque environnemental est d'autant plus prononcé lorsque l'opération de tir a lieu à proximité de zones urbaines ou d'infrastructures publiques, par exemple une route. Parmi les facteurs pouvant favoriser cet effet secondaire néfaste, on peut citer de manière non exhaustive : une banquette trop faible ; une banquette trop forte favorisant l'éjection verticale des roches dans la zone de bourrage ; des trous de mine anormalement convergents à proximité du front.

La présence d'une zone de résistance particulièrement faible au niveau du front. Indépendamment du danger que représentent les projections excessives, un étalement trop important du tas abattu par un tir n'est pas techniquement souhaitable, car les engins de déblayage sont dans ce cas forcés de ratisser la plate-forme inférieure afin de récupérer les déblais. Ce scénario est d'autant plus problématique dans le cas où le déblayage se fait avec des pelles hydrauliques, et la finesse de la fragmentation devient alors même un désavantage. [12]

### **I .4. Différentes type de glissement :**

Les glissements de terrain sont des mouvements qui affectent les talus et les versants naturels. Ils peuvent provoquer des dommages importants aux ouvrages de génie minier et génie civil. Ils surviennent à la suite d'un évènement naturel – forte pluie, érosion de berge, séisme, par exemple – ou sont la conséquence plus ou moins directe d'actions de l'homme, Selon la forme de la surface de rupture, le nombre de familles de discontinuités et leurs

orientations par rapport à la surface libre de la paroi rocheuse, les glissements peuvent se présenter sous forme circulaire, plans, de coin (dièdre) et Toppling.

### I.4.1. Les type de glissement de terrain :

#### I.4.1.1. Glissement circulaire :

Le terrain glisse le long d'une surface concave ayant la forme d'une cuillère. En générale la surface de glissement plonge presque verticalement dans la niche d'arrachement. [13]

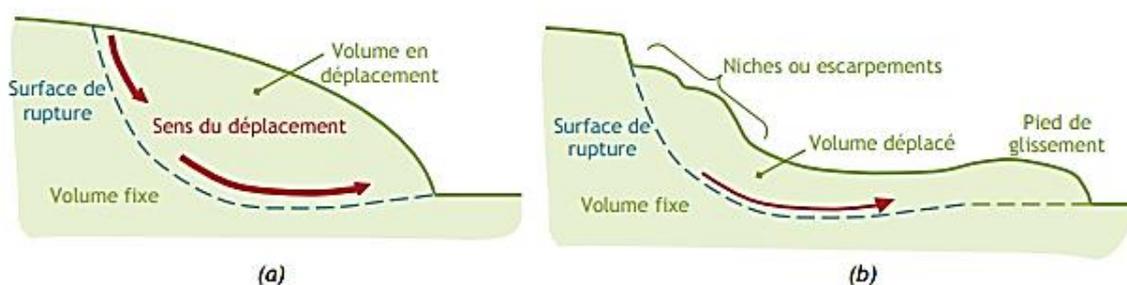


Figure I.6 : Schématisation du phénomène de glissement circulaire (a) avant activation (b) après activation. [14]

#### I.4.1.2. Glissement circulaire simple :

La surface de rupture a une forme simple et peut être assimilée à un cercle, d'où le nom de glissement circulaire. Il est caractérisé par des ravinements et des arrachements importants des masses rocheuses. Dans un tel glissement on distingue :

- Des fissures de traction et un escarpement au sommet correspondant au départ de la surface de glissement ;
- Un bourrelet formé par des matières glissées à la base.

#### I.4.1.3. Glissement circulaire complexe :

Il s'agit de glissements multiples emboîtés les uns dans les autres dus souvent à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîné des glissements successifs remontant vers l'amont. Il est formé de plusieurs petits décrochements et de ravinements.

#### I.4.1.4. Glissement plans :

Il se produit suivant un plan au niveau d'une surface de discontinuité géologique (zone entre deux matériaux de nature différente, failles, joints de stratification, ...etc.). La ligne de rupture suit une couche mince de mauvaise caractéristiques mécaniques sur laquelle s'exerce souvent l'action de l'eau. Une telle couche est appelée « couche savon ».

## I.4.1.5. Glissement de coin (dièdre) :

Etant formé par deux plans de discontinuités dont l'orientation permet le glissement du bloc vers la surface libre.

## I.4.1.6. Basculement (Toppling) :

C'est un glissement bien marqué des bancs rocheux provoquant une sorte de fauchage de tête de bancs Il ne se produit que dans des conditions spécifiques de pendage des bancs (ils doivent être assez redressés), de pente du talus rocheux (assez raide) et d'orientation relative (la stratification et le talus doivent avoir des directions voisines). [13]

## **I.5. Principales causes de glissement :**

Les mouvements de terrain résultent d'un changement de l'équilibre des forces dans le versant (rapport entre forces résistantes et forces motrices), à la suite de processus physiques et / ou chimiques qui, à leur tour, dépendent de différents facteurs. Ainsi, les processus d'altération agissant à long terme (conduisant à une diminution des forces résistantes), de même que les fluctuations de la nappe phréatique, influencent la stabilité d'un versant de manière continue. Par ailleurs, une pente peut aussi être déstabilisée rapidement. Le passage de l'état stable à l'état instable est lié à des causes nombreuses et variées qui viennent s'ajouter aux conditions initiales, intrinsèques au terrain. On distingue les facteurs passifs et facteurs actifs (déclenchant) :

### **a. Facteurs passifs :**

- **La géologie :**
  - La lithologie (composition, texture, granulométrie, caractères). Par exemple dans le cadre d'un glissement, les argiles sont particulièrement sensibles à l'eau.
  - La structure : le pendage, la présence de joints soit de stratification, de plis ou de schistosité
- **La pente.** Les pentes les plus sujettes aux glissements ont une inclinaison qui va de 20 à 30 °
- **L'orientation.** La plupart des glissements de terrain sont exposés au Nord.
- **La végétation.** La végétation a un rôle non négligeable car elle intervient au niveau des échanges d'eau (évapotranspiration) et au niveau de la cohésion et de la fixation du sol.

- **Le contexte hydrogéologique et hydrographique.** En premier lieu il concerne, la perméabilité du massif, les circulations d'eau souterraine, le drainage (hydrogéologie) et, en deuxième lieu le réseau hydrographique (ruissellement, proximité d'une source.
  - **Le contexte climatique.** Englobant la pluviométrie annuelle totale, la répartition des précipitations annuelle, la possibilité d'accumulation de neige, et la température moyenne ainsi que l'évolution climatique.

## **b. Facteurs actifs et déclenchant (causes directes) :**

- Le climat :

### 1. Causes hydriques

- L'infiltration d'eau dans un terrain (pluie, neiges etc.) a des conséquences sur la cohésion du matériel qui offre, de fait, moins de résistance au cisaillement. - Des surpressions se produisent sous des blocs ou sous terrain lui-même, s'il y'a une importante présence d'eau. Notamment lorsqu'une partie du terrain est gelée.

- Le poids du sol augmente avec l'humidité, ce qui augmente les forces déstabilisantes.

### 2. Causes thermiques

- Alternance de phases de gel/dégel (massage thermique et cryoclastie).

- Dégradation du pergélisol, « ciment » des montagnes, avec le réchauffement global.

### 3. Causes mécaniques :

#### 1. Vibrations

- Sismicité et vibration dues à un séisme ou à des activités humaines (explosion), donc augmentation momentanée du poids du terrain qui peut suffire pour que le seuil de stabilité soit franchi et que le terrain se mette en mouvement.

- Le phénomène de thixotropie : soumis à des vibrations, certains matériaux comme les argiles, par exemple, peuvent passer de l'état solide à l'état liquide.

#### 2. Modification de la géométrie

- Modification de la répartition des masses par érosion en pied de versant par une rivière par exemple ou par surcharge en haut d'une pente par exemple lors de la construction des ouvrages de génie minier ou génie civil. L'origine du déclenchement d'une instabilité des talus est rarement unique, mais c'est la conséquence d'une combinaison des facteurs passifs et des facteurs déclenchant. [13]

### I.6. Méthodes de calcul de la stabilité des talus

Les méthodes de calcul de stabilité des terrains sont basées sur la constatation suivante : lorsqu'il y a glissement de terrain, il y a séparation d'une masse du sol du reste du massif et son glissement se fait suivant une surface de rupture. Ayant défini une surface de rupture « S », on étudie la stabilité de la masse (1) mobile par rapport au massif (2) qui est fixe

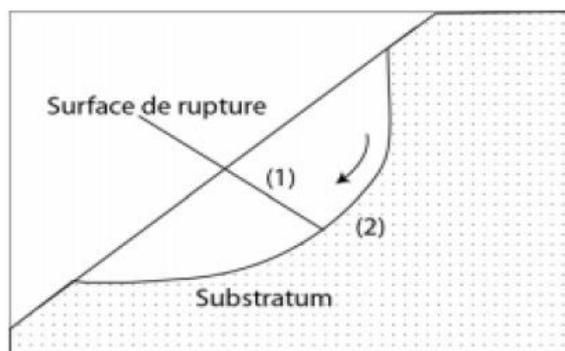


Figure.I.7. Surface de rupture. [15]

#### I.6.1. Définition du coefficient de sécurité

Le calcul de la stabilité des talus est généralement estimé à l'aide d'un coefficient appelé : coefficient de sécurité  $F_s$ . Ce coefficient est défini comme étant le rapport du moment par rapport à un point fixe de la résultante des forces résistantes au glissement aux forces provoquant le glissement.

$$f = \frac{\sum \text{moments des forces résistant au mouvement}}{\sum \text{moments des forces provoquant le mouvement}} \quad (I.1)$$

Tableau.I.3. Équilibre des talus en fonction des valeurs théoriques du coefficient de Sécurité. [16]

Facteur de sécurité $F_s$	États de l'ouvrage
$F_s < 1$	Danger.
$F_s = 1$	Stabilité limite
$1 < F_s < 1.25$	Sécurité contestable.
$1.25 < F_s < 1.4$	Sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants mais par contre c'est une sécurité contestable pour les talus des carrières à ciel ouvert.
$F_s > 1.4$	Sécurité satisfaisante

**Tableau.I.4.** Équilibre des talus en fonction des valeurs expérimentales du  $F_s$ . [17]

$F_s < 1$	talus instable
$1 < F_s < 1.5$	glissement possible
$F_s > 1.5$	généralement stable.

### I.6.2. Méthodes de calcul de la stabilité

Les principales méthodes de calcul de la stabilité des talus sont :

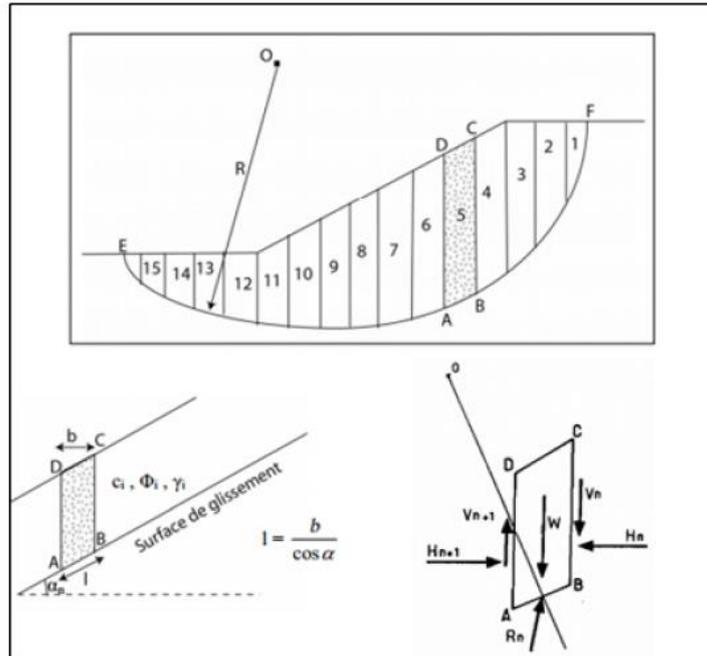
- Les méthodes basées sur l'équilibre limite.
- Les méthodes des éléments finis.
- Les méthodes des abaques.

Dans ce travail, on utilisera Les méthodes des éléments finis et l'équilibre limite. La mise en équation du problème de l'équilibre d'une masse de sol peut se faire de deux manières :

- Ou bien on étudie l'équilibre de l'ensemble de la zone de glissement. La ligne de rupture est ; la plupart du temps supposé circulaire. C'est la « méthode globale » (méthode de TAYLOR ; de CAQUOT ; de BIAREZ...).
- Ou bien on décompose le talus en tranches dont on étudie d'abord l'équilibre individuel, avant de globaliser le résultat en faisant intervenir certaines hypothèses simplificatrices ; c'est la « méthode des tranches » (méthode de FELLENIUS, méthode de BISHOP...). Dans ce qui suit, on développera la méthode des tranches, qui sera utilisée dans le cadre de notre travail.

#### Méthode des tranches :

Cette méthode consiste à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de terrain, délimité par les forces libres du talus et une surface de rupture potentielle, et celles qui tendent à la mettre en mouvement



**Figure.I.8.** Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche. [18]

Soit un cercle quelconque de centre O et de rayon R pour lequel on vérifie la sécurité vis à vis du risque de glissement. La méthode des tranches consiste à découper le volume de sol (compris dans l'arc EF) en un certain nombre de tranches limitées par des plans verticaux. En l'absence d'eau, une tranche (n) est soumise à :

- Son poids W.
- Les efforts inter-tranches décomposés en efforts horizontaux  $H_n$  et  $H_{n+1}$  et en efforts verticaux  $V_n$  et  $V_{n+1}$ .
- La réaction  $R_n$  du milieu sous-jacent sur l'arc AB (résistance de cisaillement). Elle se décompose en une composante normale et tangentielle

. a. Dans la méthode de FELLENIUS (1936), appelée aussi méthode suédoise, on considère que [18] :

- La ligne de glissement est de forme circulaire
- On néglige totalement les efforts inter-tranches
- La seule force agissant sur l'arc AB est le poids W.

Par rapport au centre O, on peut définir : - le moment moteur comme celui du poids des terrains W tendant à provoquer le glissement. On obtient l'expression du facteur de sécurité :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i \frac{bn}{\cos \alpha} + W_n \cos n \text{ tg } \phi)}{\sum_{n=1}^m W_n \sin \alpha} \quad (1.2)$$

Les paramètres intervenant dans le calcul de  $F_s$  sont donc

- $b$ , la largeur des tranches
- $\alpha$ , l'angle orienté que fait le rayon du cercle passant par le milieu de la base de la tranche avec la verticale
- la hauteur de la tranche pour le calcul du poids  $W$ .

#### Méthode de BISHOP simplifiée (1954) :

Dans cette méthode on considère que :

- La ligne de glissement est toujours de forme circulaire.
- Les efforts verticaux inter-tranches sont nuls ( $V_n - V_{n+1} = 0$ ).

Le facteur de sécurité est donné par la formule suivante :

Pour déterminer  $F_s$  il faut procéder par itérations successives. La première itération est faite en adoptant, comme valeur  $F_{s0}$  le coefficient de sécurité obtenu par la méthode de Fellenius. La méthode de Fellenius donne des résultats pessimistes par rapport à la méthode de Bishop. Les écarts sur  $F_s$  peuvent atteindre 10 %. La méthode de Fellenius a l'avantage de simplicité et donc peut être utilisée dans tous les cas courants.

#### I.6.3. Principaux facteurs influençant la stabilité des talus :

L'angle de pente maximal que peut admettre un talus dépend d'un certain nombre de facteurs dont les principaux sont :

- La hauteur du gradin
- La nature des terrains
- L'eau souterraine
- La méthode et les phases d'exploitation
- Les facteurs d'ordre géométrique (concavité ou convexité du bord du talus)

##### a. La hauteur du gradin

La hauteur du gradin influe considérablement sur la valeur du coefficient de sécurité et donc sur la stabilité des talus. Plus la hauteur du gradin est grande, plus son angle de pente sera faible.

**b. La nature des terrains**

La nature des terrains est un paramètre très important dont il faut tenir compte dans une étude de stabilité. Il s'agit principalement d'étudier la structure du massif et des caractéristiques physiques et mécaniques du terrain. Concerne la structure du massif, l'étude des discontinuités du massif (fractures, plans de stratification, failles, fissuration) a une influence primordiale sur le calcul du coefficient de sécurité. Les caractéristiques physiques et mécaniques, le paramètre physique pris en compte lors du calcul de la stabilité des talus est le poids volumique des terrains en place. Les caractéristiques mécaniques du terrain les plus importantes sont sa résistance au cisaillement nous permet de mesurer les caractéristiques de cisaillement (cohésion et angle de frottement interne).

**c. L'eau souterraine**

L'eau joue un rôle très important dans la stabilité des talus. En générale, la présence d'eau dans un terrain abaisse le coefficient de sécurité.

**d. Les phases et les méthodes d'exploitation**

La modification de l'état des contraintes dans un massif rocheux suite aux travaux d'exploitation peut entraîner une diminution de la résistance au cisaillement qui peut conduire à des ruptures. Les calculs de stabilité des gradins doivent aussi tenir compte des surcharges ponctuelles dues aux engins d'exploitation.

**e. La géométrie**

La concavité ou la convexité des bords de talus a une influence sur la valeur réelle du coefficient de sécurité. Dans le cas où le bord de fosse est concave, la valeur de  $F_s$  est sous-estimée.

Dans le cas contraire (bord convexe), elle est surestimée par rapport à la réalité.

**I.6.3.1. Stabilisation des talus rocheux**

Pour augmenter la stabilité des talus rocheux, on utilise différentes techniques, parmi lesquelles, on citera :

- **L'aplatissement du talus** : cette technique consiste à diminuer le poids du massif rocheux qui a tendance à glisser.
- **Le drainage** : les pressions peuvent être responsables de la diminution de  $F_s$ , le drainage peut dans ce cas être utilisé, surtout si la perméabilité des discontinuités est suffisante. Les drains peuvent être mis en place à partir du talus ou à partir d'une galerie de drainage
- **Le boulonnage** : cette technique a pour objet de retenir en place des blocs rocheux. L'influence de celle-ci ne s'étend que sur quelques mètres (Figure.I.9).

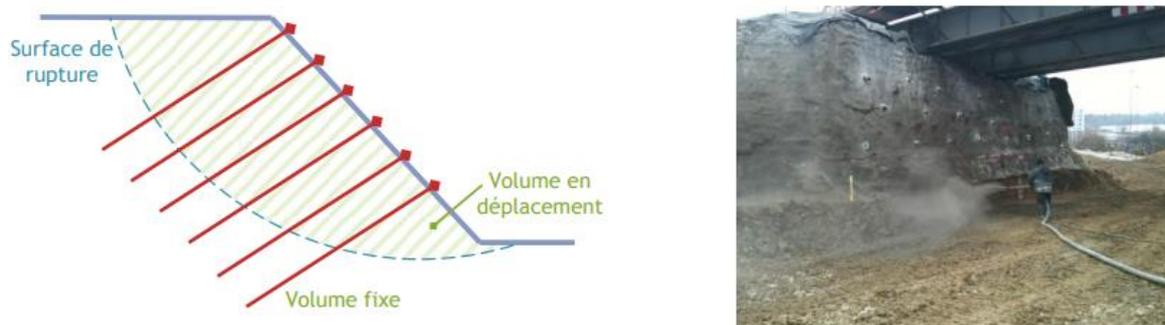


Figure.I.9. Principe du boulonnage et exemple de réalisation.

- **Les ancrages** : ces techniques peuvent retenir des massifs rocheux beaucoup plus importants, vue la profondeur du scellement et les efforts qui peuvent être mobilisés (Figure.I.10).

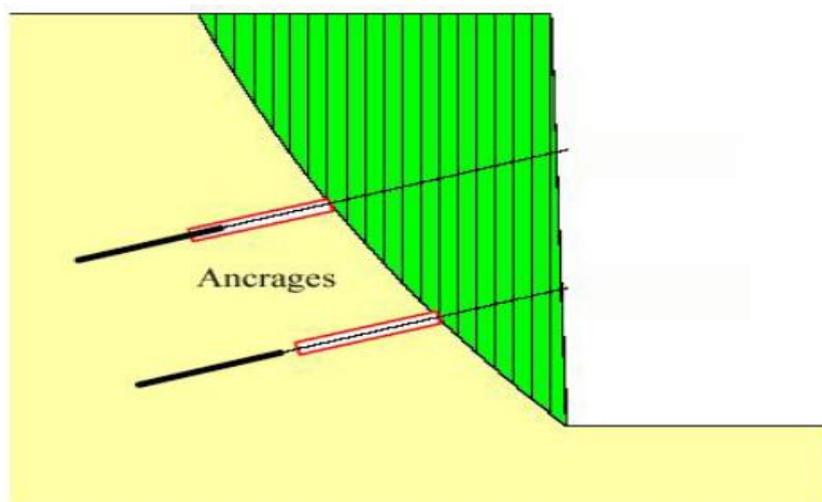


Figure.I.10. Stabilisation des talus des ancrages. [14]

- **L'injection** : elle consiste à augmenter les caractéristiques de cisaillement par introduction dans les joints d'un coulis d'injection.

**Conclusion**

Dans la carrière hammam sidi el Hadj l'abattage se fait à l'explosif car le calcaire qui forme le gisement suscité est caractérisé par une dureté  $f = 8$ . L'énergie d'un explosif détonant libérée au moment de l'explosion se manifeste sous deux formes Dans un trou de mine, l'onde de choc sur son passage fissure le terrain, et les gaz sous pression ouvrent ces fissures et disloquent la roche qui créés des vibrations. La spécificité du risque, que représentent les glissements d'un versant, est liée, entre autre, à la diversité des paramètres qui le définissent : la géologie, la géotechnique, la géométrie et l'hydrogéologie. Le risque pourra être de divers ordres De plus des techniques de confortements des glissements sont très nombreuses, elles doivent être adaptées aux conditions du site.

## **II.1. Introduction :**

Dans ce chapitre, nous exposant tout d'abord sur la connaissance de la situation géographique et hydrogéologiques afin de déterminer toute les structure qui peuvent influencer sur la stabilité. En suite tous ce qui concerne la méthode et les paramètres d'exploitation qui sont aussi des critères à considérer lors de l'évaluation de la stabilité.

### **II.1. Description de la carrière :**

#### **II.1.1. Présentation de la société : Hammam Sidi el hadj CILAS-SPAR Biskra :**

La société CILAS SPA est le fruit d'un partenariat entre le groupe SOUAKRI 51% et Lafarge-Holcime 49%, d'une capacité de production plus de 2,7 millions de tonnes de ciment par an. La cimenterie de Biskra répond aux besoins du marché du ciment du Sud algérien. Il s'agit de l'usine la plus récente construite par Lafarge-Holcime. Le coût d'investissement à l'ouverture s'élève à 35 milliards de dinars algériens. Construite en 21 mois, avec plus de 5 millions d'heures travaillées sans accidents. CILAS comporte plus de 600 collaborateurs permet donc de réduire significativement les importations de ciment du pays. [19]

#### **II.1.2. Situation géographique et administrative :**

Le site objet de l'exploration est situé dans la wilaya de Biskra, elle-même se situant au sud -est de l'Algérie. La ville de Biskra, chef-lieu de la wilaya, se trouve à 425km de la capitale, Alger. (Voir figure 1).

Parmi les wilayas limitrophes, on peut citer :

- La wilaya de Batna, au Nord
- La wilaya de M'sila, à l'ouest
- Les wilayas de Tébessa et Khenchela à l'Est
- Les wilayas d'El Oued et Ouargla au Sud.

#### **II.1.3. Etude géologique du gisement :**

##### **1.3.1. Situation géographique :**

Le gisement de calcaires étudié se situe à 1,5km à l'Est de la localité de Hammam Sidi El Hadj et à 03km au sud-est de Fontaine des Gazelles ; soit à 31kms au Nord de la ville de Biskra

Administrativement il relève de la commune et daïra de djemmorah, wilaya de Biskra, comme le présente la carte topographique (fig.2). Ainsi délimité, son périmètre couvre une superficie de 289 Ha.

Les coordonnées UTM de ses points-limites sont telles présentées sur le tableau .1



**Figure II.1-** situation géographique

Région de Hammam Sidi El Hadj – w. BISKRA

1(Extrait de la carte touristique de l'Algérie - Echelle 1/500 000).

**Tableau II. 1 :** les coordonnées UTM des points limites du gisement de hammam sidi el hadj.

Points	COORDONNEES		Points	COORDONNEES	
	X	Y		X	Y
1	742 700	3 888 100	16	742 200	3 886 300
2	742 700	3 887 600	17	741 400	3 886 300
3	742 800	3 887 600	18	741 400	3 886 700
4	742 800	3 887 500	19	741 100	3 886 700
5	742 900	3 887 500	20	741 100	3 887 100
6	742 900	3 887 400	21	741 000	3 887 100
7	743 000	3 887 400	22	741 000	9 887 200

<b>8</b>	743 000	3 887 300	<b>23</b>	740 900	3 887 200
<b>9</b>	743 100	3 887 300	<b>24</b>	740 900	3 887 300
<b>10</b>	743 100	3 887 200	<b>25</b>	740 800	3 887 300
<b>11</b>	743 200	3 887 200	<b>26</b>	740 800	3 887 500
<b>12</b>	743 200	3 887 100	<b>27</b>	740 300	3 887 500
<b>13</b>	743 300	3 887 100	<b>28</b>	740 300	3 888 000
<b>14</b>	743 300	3 887 000	<b>29</b>	741 300	3 888 000
<b>15</b>	742 200	3 887 000	<b>30</b>	741 300	3 888 100

#### **II.1.4. Géomorphologie du gisement :**

Le gisement occupe la partie majeure du massif de Dra ez Zemla, ce dernier étant orienté NW-SE et situé tel que dit précédemment à 1,5km à l'est de la localité de Hammam Sidi El Hadj.

Du point de vue géomorphologique, le gisement correspond localement à une structure monoclinale représentant le flanc Sud d'un vaste synclinal orienté Nord-est / Sud-ouest.

Le flanc Nord-Est, au relief plus doux et correspondant dans sa majorité à des surfaces structurales, est compartimenté en plusieurs blocs par une multitude de gorges plus ou moins profondes et aux fonds desquelles serpentent des oueds à écoulements temporaires et drainant les eaux des rares pluies qui tombent sur le gisement.

Les dimensions du gisement sont, dans ses parties les plus longue et large, de 2200x1800m.

La dénivelée entre ses parties les plus haute et basse est de 171,96m.

Toute l'assise utile du gisement repose au-dessus du niveau d'érosion local et se continue encore en profondeur. Elle a été reconnue par les sondages sur une épaisseur variant de 30,90 à 147,12m et faisant en moyenne 85m. [19]. (Voir figure 2).

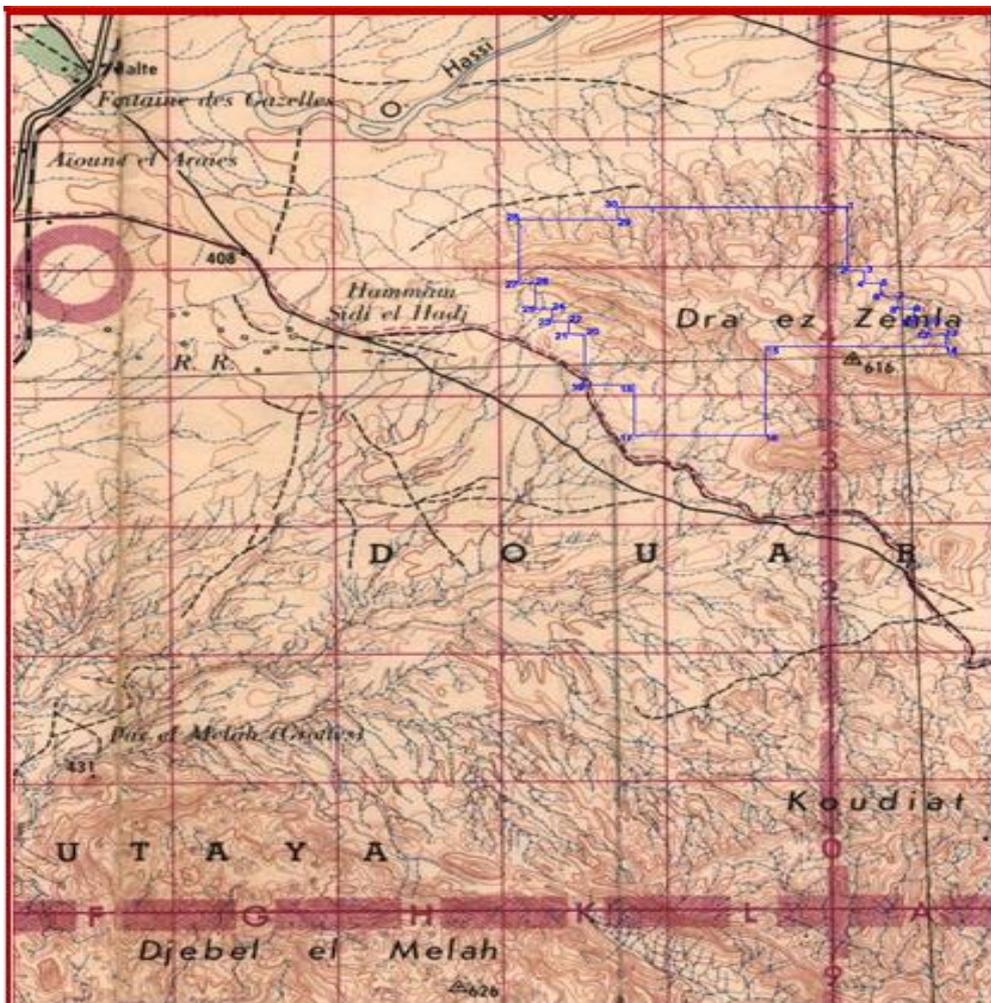
#### **II.1.5. Géologie du gisement :**

A la lecture de la carte géologique d'El-Kantara (n° 259, échelle 1/50 000) il ressort que la formation constituant le gisement est datée Turonien. Néanmoins, des données nouvelles précisent que cet âge ne caractérise à dire vrai que la plus haute assise de la formation ; celle gisant pardessus une couche d'argile à épaisseurs métriques. Les calcaires sont caractérisés par des couleurs blanchâtres et brunâtres prédominantes, avec des nuances divers constituant les intermédiaires entre elles. Les calcaires constituant le gisement sont généralement durs à moyennement durs, massifs mais assez souvent nodulaires et enrobés dans une matrice marneuse où les joints ou liants sont à épaisseurs millimétriques à centimétriques. Les principaux faciès recoupés par les sondages, en l'occurrence les calcaires brunâtres, blanchâtres et nodulaires ont été localisés à l'endroit de toutes les barres de

calcaires. Quant aux autres faciès, il y a lieu de noter qu'à l'échelle du gisement de Hammam Sidi El Hadj ; des couches, bancs ou lentilles respectivement de marnes, dolomies et marno-calcaires ont été recoupés par les sondages ou observés sur les affleurements

En ce qui concerne la marne, celle-ci a été recoupée de manière notable au pied de la plus haute barre de calcaires. De couleur généralement grise, son épaisseur y varie de 5,19 à 6,56 mètres. Elle repose généralement directement sur une argile verte ou vert-jaunâtre, moyennement plastique et d'épaisseur variant de 0,20 à 01m.

Néanmoins, au sujet toujours de ces faciès non calcaireux recoupés ou observés par endroits à l'échelle du gisement, il convient de noter dès à présent qu'ils ne constituent guère en soi des couches non exploitables ou potentiellement nuisibles.



**Figure II.2.** - Localisation du gisement de calcaires Hammam Sidi El Hadj

(Commune de Djemmorah - wilaya de BISKRA). Extrait de la carte topographique N°259 - EL KANTARA, échelle 1/50 000.

### **II.1.6. Structure du gisement :**

Sur le plan structural, le gisement est caractérisé par une structure monoclinale ou l'on voit les couches s'incliner vers le N.N.E (N 20-23) dans les parties ouest et centrale avec un angle moyen de l'ordre de 19-20° et carrément vers le NE dans la partie Est avec un pendage subhorizontal

Ces mêmes pendages peuvent se redresser à l'image de ce qui est observé immédiatement à l'ouest de l'extrémité du profil P180 supportant les sondages S1 e S2, ou se remettre à la subhorizontale tel que cela est constaté sur le profil P210 entre les sondages S6 et S8, ainsi que sur le profil P240 entre ses sondage négligeable ayant affecté la formation du gisement.

### **II.1.7. Tectonique :**

Le gisement est caractérisé par une structure monoclinale simple et stable. Toutes les couches de calcaires plongent vers le Nord avec un angle de 19° L'observation faite sur terrain et les divers rapports de travaux réalisés n'ont fait déceler aucun accident tectonique majeur.

Cependant, même s'il n'a pas été intense Un travail tectonique semble avoir affecté le territoire du gisement qui se traduit par la présence d'une faille observée non loin de ce dernier dans le prolongement de la formation étudiée.

Dans les limites mêmes du contour du gisement. On peut lui attribuer la structure compartimentée qui trouve son origine dans l'existence de trois 3 grandes cassures orientées de la même façon que le système général de failles observées sur la carte géologique d'El-Kantara. Ce sont ces mêmes cassures qui ont favorisé l'érosion de certaines parties du gisement pour lui donner finalement une telle configuration (en forme d'escaliers) L'hydrothermalisme toujours actif dans la région de Hammam Sidi El Hadj a sans aucun doute un rapport direct avec la tectonique. [20]

### **II.1.8. Conditions hydrogéologiques :**

Au-dessus du niveau d'érosion avoisinant, les calcaires étudiés reposent à sec relativement à la partie inférieure, d'autre part aucun suintement n'a été observé dans la partie supérieure. C'est plutôt en profondeur que les sondages réalisés dans la partie extrême Nord

de la formation ont révélé une présence d'eau thermale (chaude) semblable à celle de la localité de Hammam Sidi El Hadj. Cette présence d'eau en profondeur ne gênera guère l'exploitation du fait que la matière extraite se trouve bien au-dessus du niveau hydrostatique. [20]

### **II.1.9. Travaux d'exploitation réalisée :**

Le gisement a été reconnu dans une première étape par des itinéraires d'observation sur les affleurements de surface, lesquels ont été suivis de travaux de sondage mécanique carotté.

Les sondages ont été effectués sur neuf profils parallèles et subparallèles, plus ou moins distants sommairement de 300m, orientés dans les sens des pendages des couches et comportant chacun un (01) à huit (08) sondages comme le montre le schéma de disposition des sondages fig.3.

Sur un même profil comportant plus d'un, les distances entre deux sondages se succèdent  
Varient de 57 à 348m.

L'étude géologique de ce gisement est effectuée par la réalisation de 40 sondages totalisant un volume de 3270 mètres linéaires et se répartissant selon une maille régulière. (Voir Fig .3) et les coordonnées et la longueur de chaque sondage réalisé est présenté dans l'annexe 01.

Les carottes des dits sondages ont fait l'objet d'une description détaillée et d'un prélèvement de 1504 échantillons destinés à divers types d'essais et analyses de laboratoire.

Pour ce qui est de la dolomie, celle-ci a été observée, pour la première fois et dans son état le plus pur au nord du sondage P120, S1, sur un affleurement où elle constituait un banc épais d'environ 1-2m.

Sur le sondage P120, S2, d'autres zones plus ou moins dolomitisées ont été constatées à l'ouest et à l'est pour s'étendre jusqu'au profil P150 qui, dans son sondage P150, S2 a révélé aussi un banc (de 1,8m, entre 42,6 et 44,4m) dolomitisé (Mgo: 16,06%).

Tout incite donc à conclure que, par endroits dans le presque rectangle constitué par les sondages P120, S1+S2 et P150, S1+S2 et même plus à l'ouest, la matière est à divers degrés dolomitisée. Cela a fait que l'on eut pu y déceler des calcaires purs dans une plus

grande proportion, de la dolomie faiblement présente, ainsi que des faciès intermédiaires consistant en des calcaires dolomitiques et des dolomies calcareuses.

Quant aux autres zones du gisement, il est à noter que même si les analyses chimiques y ont révélé parfois une présence de MgO dans la roche calcaire, celle-ci l'était dans des proportions insignifiantes dans la mesure où dans les cas les plus notables, elle était de l'ordre de 2%. Les marno-calcaires, ont été recoupés uniquement de l'endroit des sondages P120, S4, P210, S5 et P240, S3, donc au pied de la barre la plus haute de calcaire ou ils semblent constituer deux couches lenticulaire. Leur épaisseur u variaient de 1,75 à 11,85m (moyenne :6,38) et les bancs de calcaires et marnes les constituent était quadri-décimétrique

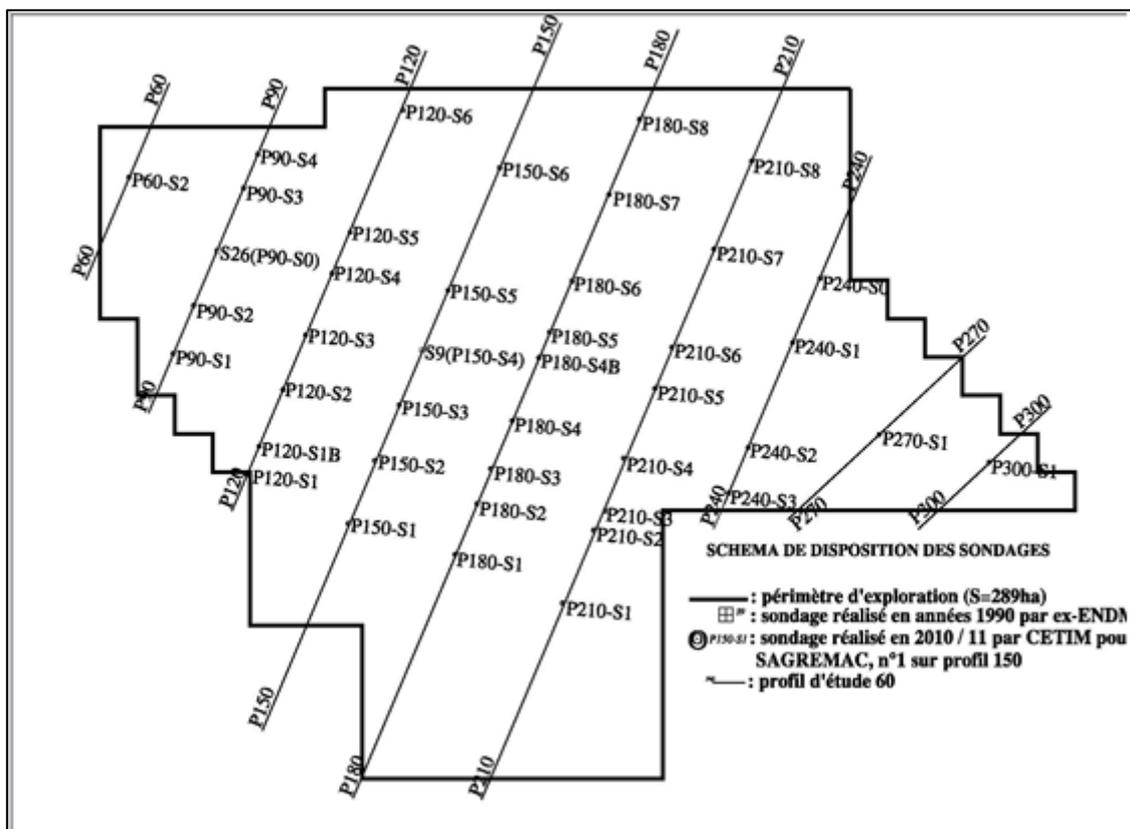


Figure II.3 : schéma de disposition de sondage réalisé au cours de l'exploitation du gisement.

### II.1.10. Estimation des réserves :

La présente exploration a enregistré un résultat concluant dans la mesure où elle a permis de valoriser une matière calcaire apte à être utilisée pour la fabrication du ciment gris et dont les réserves sont évaluées à **618 738 700,50 tonnes** ; réparties comme suit :

- 351 125 589,00 tonnes en catégorie B
- 90 182 970,26 tonnes en catégorie C1
- 177 430 141,30 tonnes en catégorie C2.

## **II.2. Exploitation du gisement du calcaire :**

### **II.2.1. Les éléments du système d'exploitation :**

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs qui sont :

- Tranchée d'accès ;
- Le contour de la carrière ;
- Les gradins ;
- Les plates formes de travail ;
- Les fronts de travail ;

#### ***II.2.1.1. L'ouverture du gisement au niveau de la carrière :***

Comme on sait, que le territoire de la région de l'Aurès 'Biskra/Batna' dans la majorité du relief est montagneux, et comme l'exploitation des gisements à relief montagneux se réalise par une ouverture à demi tranchée d'accès, dont leur réalisation pour la carrière de Hammam Sidi El Hadj elle se caractérise par la réalisation d'une piste de carrière de 1800 m non goudronnée (de type tout terrain ou off road ou dirt road) (fig.4)

La piste de la carrière de Hammam Sidi El Hadj serve au roulage des dumpers pour alimenter le concasseur et l'usine en matière calcaire. La durée de vie de la piste est de 20 ans minimum avec un entretien régulier chaque année est réalisée par les équipes carrière de CILAS. Les caractéristiques de la piste sont citées dans le tableau II.2.

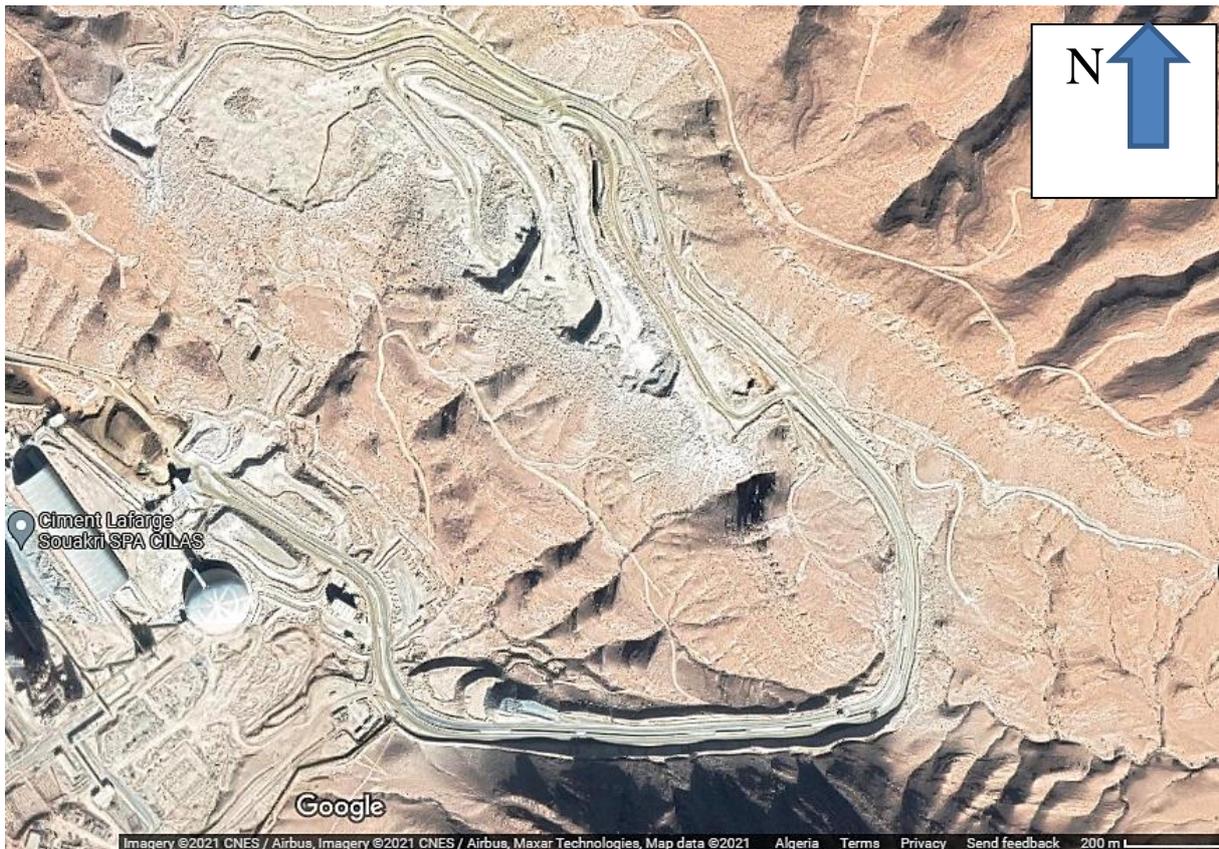


Figure II.4 : Piste d'accès à la carrière.

Tableau II.2 : caractéristique technique de la demi-tranchée d'accès.

Longueur de la piste	de	La longueur totale de la piste est de 1800 m. La piste relie la plateforme du concasseur à l'horizon 425 jusqu'au front de la carrière au niveau 550.
Largeur et profil de la piste	de la	La largeur totale de la piste est de 22 m. Cela représente environ 4 fois la largeur des dumpers de roulage (5390 mm de roulage pour les dumpers de 65 t). Cette largeur inclut les caniveaux latéraux et les merlons de sécurité, selon les standards Lafarge (ainsi que la plupart des standards miniers internationaux).
Pente du profil		Le profil de la piste sera incliné de 2.5 à 3% de façon à laisser écouler l'eau de ruissellement de chaque côté des pans de la piste.
Sens du roulage	du	La piste sera à double sens avec roulage à droite selon le code de la route en Algérie. Un merlon central sépare les deux voies de roulage pour une sécurité optimale.
Surface de roulage	du	La surface de roulage sera constituée de 2 couches : Couche de fondation de 30 cm constituée de grave concassée à 200 mm Couche de roulage de 20 cm constituée de gravier 0-30 mm
Rayons des virages	des	Le rayon minimum des virages est de 60 m soit un diamètre de 30 m selon les spécifications convenant aux engins mobiles de 65 t. Les dumpers de 65 t ont un rayon de braquage de 27 m. Sur le tracé il existe 3 virages dont 2 à 90°.

**II.2.1.2. Le contour de la carrière :**

**II.2.1.3. Les gradins :**

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés. Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Dans notre cas on a 4 gradins pour chaque niveau (510, 525, 540, 550). Avec une hauteur maximale des gradins de 15 m et angle des talus de 5° à 8° par rapport au vertical, ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

**II.2.1.4. Les plateformes :**

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement, du transport ; ainsi que la technique d'abattage.

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Dans notre cas la largeur minimale est de 50 m.

L'abattage des roches au niveau de la carrière Hammam-Sidi-El-Hadj s'effectue à l'aide des explosifs, cette opération est effectuée par la foration, le chargement des trous de mine et la mise à feu (tir), et lors de chaque tir, un plan est élaboré préalablement.

Dans l'organisation des travaux d'abattage à l'explosif, la partie à abattre devra être dégagée sur le plus grand nombre possible de faces.

Le plan de tir comporte la disposition des trous de mine par rapport au front de taille et l'intervalle entre chaque trou de mine ainsi que le dispositif de mise à feu.

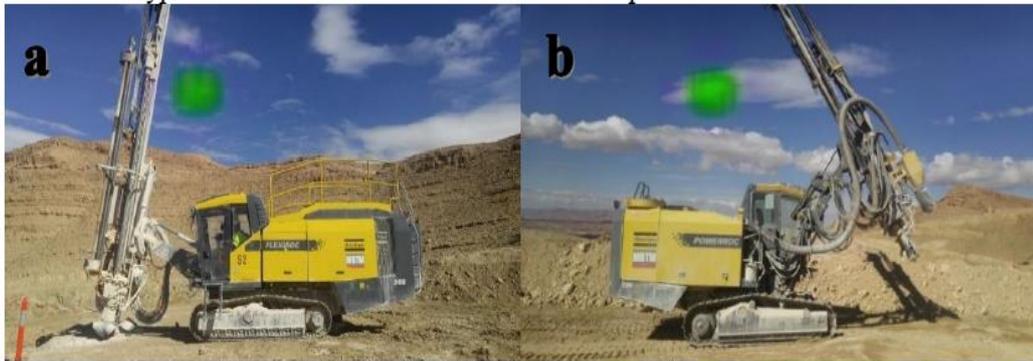
Le diamètre, les conditions de trous (parois), l'inclinaison et la sur-foration doivent être normalisés et respectés.

Généralement, les trois étapes de l'abattage à l'explosif sont :

**II.2.2.1. La foration des trous :**

Le forage consiste à creuser des trous d'une telle inclinaison et d'un tel diamètre et tel longueur. L'opération de la foration au niveau de cette carrière se fait avec deux foreuses de même marque « ATLAS CAPCO » mais différentes caractéristiques, garantissant des

paramètres de forage comme suite : Les trous sont inclinés de :  $5^{\circ}$  à  $8^{\circ}$  par rapport au vertical, les diamètres des trous utilisés sont de : [89 :102] mm et d'une longueur de foration variable de 10 à 15 m selon le gradin ou le front à abattre.



**Figure II.5.** Les deux types de foreuses utilisées : (a) : ATLAS CAPCO FLEXIROC D50, (b) : ATLAS CAPCO POWERROC T35.

#### II.2.2.2. Explosifs utilisés :

Généralement, dans cette carrière, on utilise deux explosifs 'MARMANITE' comme charge de pieds (d'amorçage) ; et 'ANFOMILE' comme charge de colonne (principal).



**Figure II.6.** La charge explosive utilisée : 'Marmanite et Anfomile'.

#### II.2.2.3. Création du réseau de tir et mise à feu :

A la fin du chargement et amorçage, le circuit électrique est fermé en reliant les DMR entre eux en série et jamais en parallèle, les deux bouts sont ensuite liés par des fils de tir vers l'abri où se trouve l'exploseur, un exploseur séquentiel est disponible au niveau de cette entreprise ce qui nous a été un grand privilège de pouvoir le manipulé.

Son avantage est de pouvoir fractionner une seule volée en plusieurs séquence décalées par un pas manipulable (jusqu'à 10 séquences) pour diminuer la charge instantanée afin de limiter l'intensité des phénomènes vibratoires provoqués par l'explosion.



**Figure II.7.** L'exploseur utilisé pour la mise en feu.

### **II.2.3. Processus de chargement de production :**

Cette activité assurée à l'aide d'une pelle à godet mécanique, effectuant des mouvements successifs de levage et de déversement, le chargement des toutes venantes de la carrière obtenue par abattage sur des dumpers de carrière selon qu'il soit destiné pour les besoins de la station de concassage.



**Figure II.8.** Processus de chargement. (CILAS, BISKRA).

L'opération de chargement est effectuée par les engins de CAT suivants :

- Deux pelles hydrauliques CAT 390F et CAT 336
- Une chargeuse CAT 990



Figure II.9. Engins de chargement : (a) : pelle hydraulique CAT 390F, (b) : Chargeuse CAT 990.

#### II.2.4. Processus de transport :

Le transport de la matière dans la carrière est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouverts, il influe sur le prix de revient des minéraux utiles. Le but principal du transport est le déplacement de la matière utile à partir de la carrière (point de chargement) jusqu'au concasseur primaire (point de déchargement).

L'opération de transport se réalise à l'aide de 7 dumpers de type CAT 773G (6 en travail, et 1 réserve).

Le type de camion de transport est un tombereau rigide utilisé en carrière (Off road dumper truck) de poids total en charge 105 tonnes (PTC) pour 65 t de charge utile. Comme piste de carrière, le revêtement sera en granulats et non goudronnée. Le trafic estimé est de 60,000 rotations allé et retour par an et 250 à 280 rotations aller et retour par jour, soit le transport de 3,000, 000 tonnes de calcaire par ans.



Figure II.10. Dumper CAT 773G.

**II.2.5. Les paramètre de forage et d'abattage :**

**Tableau II.3 :** Les paramètres du plan de tir sont résumés au tableau suivant.

Paramètre de forage		Volée N°	
		540 OUEST	
Hauteur du gradin (m)		16	
Longueur de sous forage (m)		1	
Nombre des trous		90	
Nombre de rongées		2	
Longueur totale forée (m)		1088	
Diamètre des trous de mines (mm)		110	
Distance de la ligne de moindre résistance (m)		3.60	
Intervalle entre les rangées (m)		3.60	
Intervalle entre les trous de même rangée (m)		4	
Inclinaison de trous de mines (°)		5°	
Construction de la charge explosive		Discontinue	
Largeur moyenne de la banquette (m)		112	
Nature du bourrage		Gravier 3/8 mm	
Mode d'amorçage des trous de mines		Hors du trou	
Quantité d'explosif totale (kg)		6526	
Quantité instantanée utilisée (kg)		109	
Consommation spécifique (kg/t)		0.184	
Charge de Pied (MARMANITE)	Ø cartouche (mm)	80	
	Poids de la cartouche (kg)	2.5	
	Longueur de la cartouche (cm)	40	
	L'emballage	20(kg/caisse)	114 caisses
Charge de colonne (ANFOMIL)	Capacité métrique (Kg/m)	9	
	Sac	25(kg/sac)	148
Caractéristique du Cordeaux détonant	g/m	20	
	ML/bobine	125 m	10 bobines

### **Conclusion**

Le choix des paramètres d'exploitation de la carrière Hammam Sidi El Hadj dépend généralement des caractéristiques des terrains et de la sécurité du travail. L'étude des caractéristiques et les conditions géologiques, hydrogéologiques et les paramètres d'exploitation ont permis de nous prendre une image aussi complète que possible sur les caractéristiques des massifs rocheux traversés afin d'évaluer leurs stabilités.

### III.1. Introduction

De nombreuses classifications des mouvements de terrain basées sur des critères tels que le mécanisme des mouvements, la composition des matériaux, la vitesse des processus ou les mécanismes de déclenchement. Les processus à l'origine des mouvements de terrain sont très complexes et dépendent rarement d'une seule cause donc l'évaluation de la stabilité des pentes existantes est probablement la tâche la plus difficile de l'ingénieur en géotechnique. Un calcul de stabilité sert à déterminer d'une part la courbe de rupture le long de laquelle le risque de glissement est le plus élevé, et d'autre part la valeur correspondante du coefficient de sécurité. Les paramètres de résistance au cisaillement des sols sont très importants, ces paramètres de résistance sont souvent utilisés pour les analyses de stabilité de pente.

Les systèmes le plus utilisés sont :

- RQD (Rock Quality Designation) d'après Deere (1968);
- RMR (Rock Mass Rating) d'après Bieniawski (1989);
- SMR;

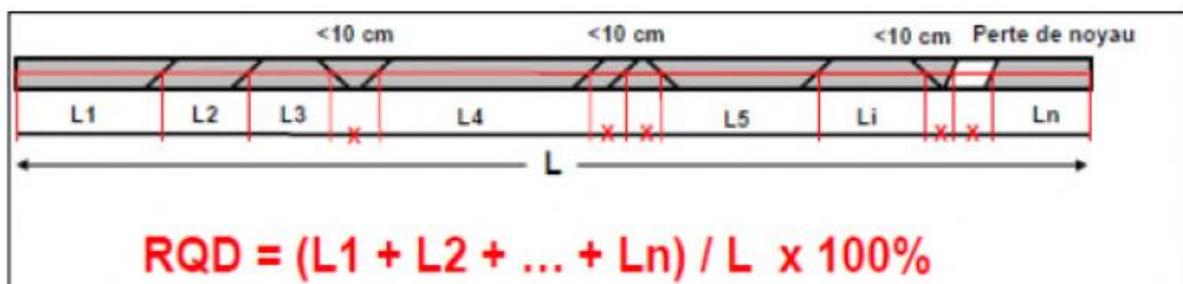
### III.2. RQD (Rock Quality Designation):

Proposé par Deere en 1964 et obtenu à partir de carotte de forage géologique, c'est un indice représentant l'évaluation du pourcentage des carottes récupérées sur une longueur de cours précise.

#### III.2.1. Principe de calcul du RQD

Basé sur un procédé qualitatif, seule la somme des longueurs de morceaux de plus de 10 cm est conservée. Cette somme est divisée par la longueur de course de la carotte de forage. Se paramétrer est défini comme suit :

$$RQD = \frac{\sum \text{longueur des morceaux} > 10}{\text{Longueur total du forage}} \times 100 \quad (III.1)$$



**Figure.III.1.** Schéma explicatif - méthode de calcul de RQD.

**Remarque :** les valeurs du RQD sont mentionnées dans le **tableau III.2.**

Tout calcul du RQD doit être réalisé selon différentes longueurs de course de carotte de forage afin de séparer les différents plans de sédimentations, zones de faiblesse, des structures locales, ...etc.

La relation entre la valeur du RQD et la qualité du massif peut être établie selon la proposition de Deere en 1988. Les résultats obtenus sont consignés dans le tableau ci-dessous. [21]

**Tableau III.1:** Corrélation entre l'indice RQD et la qualité du massif rocheux. [21]

Valeur du RQD	Qualité du massif rocheux
<25	Très mauvais
25-50	Mauvais
50-70	Moyenne
75-90	Bonne
90-100	Excellente

### III.2.2. Les inconvénients du système RQD :

- Le RQD peut donner des résultats différents en fonction de l'orientation du trou de forage géologique par rapport au massif rocheux.

- La mesure des espacements des joints est ainsi sensible à la direction ce qui ne permet pas d'évaluer les conditions d'espacement des discontinuités hautement anisotrope. Pour ces raisons on ne peut constituer adéquatement un outil exclusif de système de classification des roches. Le système RQD est utilisé dans d'autres classifications en tant que paramètre principalement en raison de sa force descriptive du système de discontinuités du massif [22].

### III.3. Système du RMR (Rock Mass Rating) :

Cette classification a été développée par BIENIAWSKI [1973] au South African Council of Scientific and Industrial Research (SACSIR). Elle est basée sur l'étude de quelques centaines de tunnels creusés principalement dans des roches sédimentaires à profondeur modérée. L'utilisation de cette classification nécessite de diviser au préalable le site en régions homogènes d'un point de vue de structures géologiques. Chaque région est classifiée séparément. (Annexe 1). [23]

#### III.3.1 Principe de calcul du RMR théoriquement

Se repose sur la simplicité à déterminer les différents paramètres suivants :

- A1 : Résistance en compression uniaxiale de la roche intacte ;
- A2: RQD (Rock Quality Index);
- A3 : Espacement moyen des discontinuités ;
- A4 : Condition des discontinuités (ouverture, persistance, rugosité...) ;
- A5 : Les conditions hydrogéologiques du massif rocheux ;

Les notes A1, A2 et A5 correspondant aux paramètres établies pour l'ensemble du massif rocheux, alors que A3, A4 sont évaluées pour chaque famille de discontinuités.

Le calcul se base sur la sommation des divers paramètres afin de produire une cote finale du RMR de base comprise entre 8 et 100 points.

$$\text{RMR de base} = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 \quad (\text{III.2})$$

Bieniawski (1976) présente une classification et description pour le massif rocheux selon l'indice RMR final. Cette classification comprend 5 groupes d'intervalle de 20 points par classe dont la description rocheuse variant entre roches de très faible qualité à très bonnes roches. [24]

Dans notre cas le calcul du RMR sera comme suit :

**Tableau III .2. Résultats du RMR.**

Paramètres	Calcaire 1		Calcaire 2		Calcaire 3	
	Valeur du paramètres	Valeur reçue	Valeur du paramètres	Valeur reçue	Valeur du paramètres	Valeur reçue
<b>A1</b> : Résistance à la compression uniaxiale $\sigma_c$	56.37 MPa	<b>7</b>	53.12 MPa	<b>7</b>	51.03 MPa	<b>7</b>
<b>A2</b> : Rock Quality Designation RQD	90.66%	<b>20</b>	75%	<b>17</b>	81%	<b>17</b>
<b>A3</b> : Espacement des joints/ discontinuités	>2m	<b>20</b>	200mm-600mm	<b>10</b>	0,6-2 m	<b>15</b>
<b>A4</b> : Condition des joints/ discontinuités	Surface légèrement rugueuse épaisseur <1mm Eponte non altérées	<b>25</b>	Surface légèrement rugueuse épaisseur <1mm Eponte fortement altérées	<b>20</b>	Surface légèrement rugueuse épaisseur <1mm Eponte fortement altérées	<b>20</b>
<b>A5</b> : Condition d'eau souterraine	<b>Complètement sec</b>	<b>15</b>	<b>Complètement sec</b>	<b>15</b>	<b>Complètement sec</b>	<b>15</b>
<b>RMR</b>	<b>87</b>		<b>69</b>		<b>74</b>	
	<b>II bon</b>		<b>III Moyen</b>		<b>II bon</b>	

$$\text{RMR MOYEN} = (87+69+74) / 3 = 77 \text{ (II BON)}$$

**Interprétation des calculs :**

D'après les calculs ont conclu que le RMR est de la classe 2 alors le massif est stable.

**Tableau III.3.** Qualité du massif rocheux selon le RMR (Bieniawski, 1976). [24]

Note global	100-81	80-61	60-41	40-21	<20
Class du massif rocheux	I	II	III	IV	V
Description du massif rocheux	Très bon rocher	Bon rocher	Rocher moyen	Rocher médiocre	Roche très médiocre

**III.4. SMR (Slope Mass Rating):**

La méthode SMR (Slope Mass Rating) proposée par Romana (1985, 1991) est une méthode quantitative. Elle a été développée pour l'étude de la stabilité de versant excavé (l'état du talus rocheux), et est basé sur le calcul du RMR, auquel est ajouté un produit de facteurs dépendant de l'orientation des discontinuités et du talus (la direction des discontinuités, le pendage des discontinuités, la relation entre la pente du talus et le pendage des discontinuités, et la méthode d'excavation).

$$\text{SMR} = \text{RMR}_{\text{de Base}} + (F1 \times F2 \times F3) + F4 \tag{III.8}$$

La valeur du RMR est la valeur "de base", sans l'ajustement dû à l'orientation des discontinuités.

L'ajustement pour les joints est composé des trois facteurs F1, F2 et F3. F1 dépend du parallélisme entre les directions des joints et des talus. Ce facteur peut varier de 1 (quand les deux sont presque parallèles) à 0,15 (quand l'angle entre les deux est plus grand que 30° et que la probabilité de rupture est très faible). Il a été établi empiriquement :  $F1 = (1 - \sin A)^2$  où A est l'angle entre les directions des joints et du talus. F2 dépend du pendage des joints pour le mode de rupture plan. Les valeurs varient de 1 (pour les joints de plus de 45° de pendage) à 0,15 (pour les joints de moins de 20° de pendage). Dans le cas du toppling, le facteur reste égal à 1. Il a également été établi empiriquement :  $F2 = \text{tg}^2 \beta_j$  où  $\beta_j$  est le pendage des joints. F3 est lié à la relation entre la pente du talus et le pendage des joints. Pour ce

paramètre, il y a également lieu de faire la différence entre une rupture plane et une rupture par toppling. Les valeurs d'ajustement de Bieniawski ont été conservées.

Le facteur d'ajustement F4 prend en compte la méthode d'excavation. Les valeurs des paramètres figurent dans le tableau suivant :

**Tableau III.4.** Les différentes classes de stabilité par la valeur du SMR. [25]

Classe	V	IV	III	II	I
SMR	0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Description	Très mauvaise	Mauvaise	Normal	Bonne	Très bonne
stabilité	Complètement instable	instable	Partiellement stable	Stable	Complètement stable
Chute	Grand plan, sol où Circulaire	Plan	Grande plan	Chute de blocs	Pas de chute

Une valeur de SMR est calculée pour chaque système de discontinuités et finalement la plus petite valeur est retenue pour quantifier la globalité du talus.

A partir du SMR, il est alors possible d'estimer la stabilité du talus et de préconiser les méthodes de confortement (ancrages, boulons, béton projeté, ...) les plus adaptées. [20]

<b>TABLE 1 Values of Adjustment Factors for Different Joint Orientations</b>						
Case of slope failure		Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very unfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	$>30^\circ$	$30-20^\circ$	$20-10^\circ$	$10-5^\circ$	$<5^\circ$
T	$ \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ $					
W	$ \alpha_i - \alpha_s $					
P/W/T	$F_1$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $	$<20^\circ$	$20-30^\circ$	$30-35^\circ$	$35-45^\circ$	$>45^\circ$
W	$ \beta_i $					
P/W	$F_2$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	$F_2$	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
P	$ \beta_j - \beta_s $	$>10^\circ$	$10-0^\circ$	$0^\circ$	$0 - (-10^\circ)$	$<-10^\circ$
W	$ \beta_i - \beta_s $					
T	$ \beta_j + \beta_s $	$<110^\circ$	$110-120^\circ$	$>120^\circ$	—	—
P/W/T	$F_3$	0	-6	-25	-50	-60

P, planar failure; T, toppling failure; W, wedge failure;  $\alpha_s$ , slope strike;  $\alpha_j$ , joint strike;  $\alpha_i$ , plunge direction of line of intersection;  $\beta_s$ , slope dip;  $\beta_j$ , joint dip (see Figure 18.1);  $\beta_i$ , plunge of line of intersection.  
Source: Romana, 1985.

**Figure III.2.** Facteur d'ajustement de différentes orientations. [26]

Dans notre cas le SMR est comme suit :

Sachant que les directions de la pente est de direction  $182^\circ$  et de pendage  $70^\circ$  c'est-à-dire :

- $\alpha_s = 182^\circ$
- $\beta_s = 70^\circ$

Et le vecteur de l'affleurement est :

Direction ( $\alpha_j$ )  $135^\circ$  sa plongée ( $\beta_j$ )  $50^\circ$

**Remarque :** Dans notre cas, l'étude est focalisée sur les niveaux 525.

**Tableau III .5.** Les valeurs du SMR.

Paramètres	Valeur	Valeur du SMR
RMR <sub>Base</sub>	77	68
F1	0,15	
F2	1,00	
F3	-60,00	
F1*F2*F3	-9	
F4	0	

- **F4 = 0** (tir de mines normal ou excavation mécanique).

**Remarque :** trois facteurs F1, F2 et F3 sont expliqué dans **l'annexe 1.C**

Le facteur d'ajustement F4 prend en compte la méthode d'excavation. Les valeurs des paramètres figurent dans le **Tableau III.3** de l'annexe **1.C**.

**Interprétations des calculs :**

D'après les calculs ont obtient une valeur de 68 suivant le **tableau III.4**, on remarque qu'il est dans la classe II entre 60 et 81 on déduit que le massif est bon donc il est stable.

**Conclusion**

Dans ce chapitre, nous avons présenté plusieurs méthodes de classification empiriques et analytiques des massifs rocheux. Nous retenons quelques remarques essentielles :

Les systèmes de classification prennent en considération plusieurs facteurs affectant la stabilité des massifs rocheux. Ces facteurs sont reliés notamment à la résistance de la matrice rocheuse, la présence de l'eau et la description des discontinuités (nombre de familles, espacement, rugosité, altération des épontes, matériau de remplissage...).

Vu leur simplicité, les systèmes de classification empiriques (RMR, Q-system...) sont fréquemment utilisés dans le calcul des ouvrages. Toutefois, leur emploi n'est pas suffisant pour la détermination ou le dimensionnement des soutènements et l'évaluation de la déformabilité et la stabilité des ouvrages.

## IV.1. Introduction

Dans ce chapitre, nous allons définir quelques notions générales sur les méthodes d'analyse 'MEF' et 'MEL', après on va modéliser notre cas par ces deux méthodes : méthode d'équilibre limite (SLIDE 6) ainsi que la méthode des éléments finis (PHASE<sup>2</sup>), en prenant compte de deux cas : le premier cas c'est une modélisation en négligeant l'effet séismique de l'abattage à l'explosif (Etat statique « Static load ») et dans le deuxième on prend en considération la charge dynamique (Dynamic load).

## IV.2. Méthodes d'analyse de stabilité de pentes rocheuses :

Les méthodes d'analyse de stabilité des talus rocheux peuvent être classées en deux groupes :

Les méthodes d'équilibre limite et les méthodes des éléments finis. Les unes voient que le massif a un comportement rigide-plastique, mais que les autres supposent un comportement élastique ou élasto-plastique. Cependant, elles sont toujours soumises à plusieurs critiques. Les unes pour les limitations exigées par leur caractère semi-empirique et les autres pour les difficultés tant physiques qu'économiques, qui se montrent lors d'applications pratiques. [27]

### Méthodes à l'équilibre limite

Quand on étudie la stabilité d'un massif, deux cas de figure peuvent se présenter [28]:

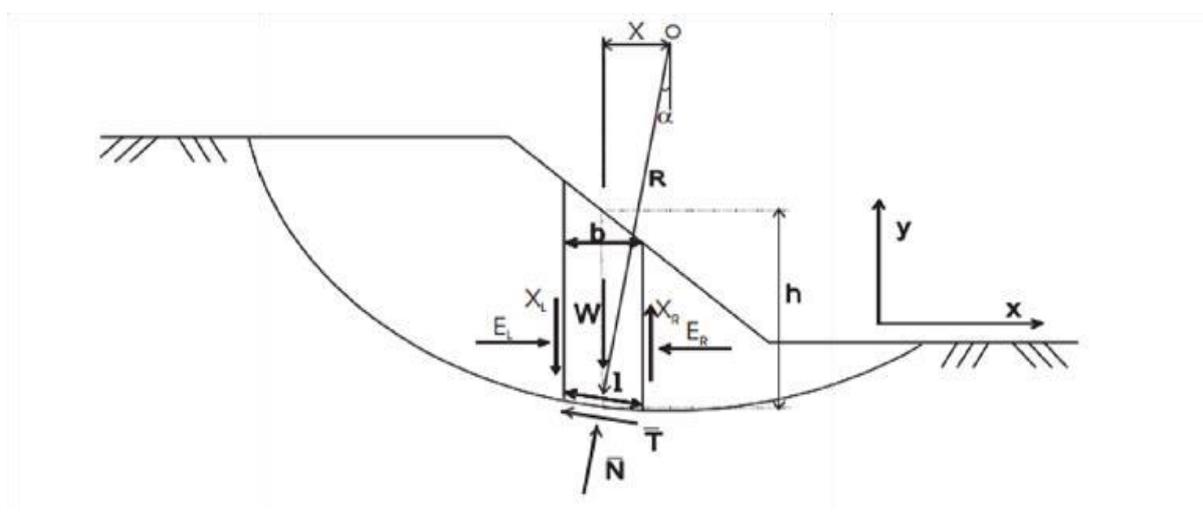
- Soit il n'y a pas de surface de glissement préférentielle, c'est le cas des sols relativement homogènes ne présentant pas de discontinuités géologiques, la surface sur laquelle il pourrait y avoir rupture n'est pas connue. Elle est alors définie sur la base d'un coefficient de sécurité minimal et d'une rupture cinématiquement possible. Afin de préciser la surface de rupture la plus critique et le coefficient de sécurité qui lui est associé, on utilise généralement des méthodes à l'équilibre limite itérées de nombreuses fois.

- Soit la masse rigide en glissement se déplace le long d'une surface de géométrie bien définie, c'est le cas des massifs rocheux fracturés, pour lesquels la cinématique du mouvement est conditionnée par les discontinuités et leur orientation spatiale. C'est aussi le cas pour les sols lorsqu'il peut y avoir mouvement le long d'une surface de glissement préexistante. Dans les deux cas, le comportement du géo-matériau est supposé suivre la loi de Mohr-Coulomb. Les méthodes dites à l'équilibre limite sont très appropriées car on peut écrire facilement les équations qui relient les variables, mais, sauf pour les cas les plus simples, le nombre d'inconnues est bien supérieur au nombre d'équations. Pour pouvoir résoudre les équations, il faut alors introduire des hypothèses supplémentaires et simplificatrices de manière à équilibrer le nombre d'inconnues et le nombre d'équations.

► **Principes et hypothèses des méthodes d'équilibre limite**

Le principe de base de toutes ces méthodes est de découper le volume de sol étudié en un certain nombre de tranches et d'appliquer les différentes forces comme le montre à titre indicatif (Fig IV.1) [28]. Toutes ces méthodes ont en commun la même difficulté qui est de trouver à la fois :

- La surface critique
- Les contraintes normales et tangentielles le long de cette surface
- Le facteur de sécurité (sur le critère de rupture) en partant des équations d'équilibre.



**Figure IV.1 :** Les différentes forces agissant sur la tranche 'MEL'. [28]

W : poids total de la tranche de largeur b et de hauteur h ;  $\bar{N}$ ,  $\bar{T}$  : composantes normale et tangentielle de la force agissant à la base de la tranche ; X, E= composantes verticale et horizontale des forces inter tranches ; b = épaisseur de la tranche ( $b = l \cdot \cos \alpha$ ) ;  $\alpha$  = angle que fait la base de la tranche avec l'horizontale. ; R = rayon du cercle de rupture de centre ; l = longueur du plan de glissement de la tranche ; x = bras de levier du poids des terres.

Définition des efforts comme suit :

$$\bar{N} = \sigma \text{ et } \bar{T} = \tau_m \times l \quad (\text{IV.1})$$

Où

$\tau_m$  est la contrainte de cisaillement mobilisée à la base de la tranche qui peut être exprimée par :

$$\tau_m = \tau / F_s \quad (\text{IV.2})$$

Ou

' $\tau$ ' est donnée par l'équation de Mohr- Coulomb :  $\tau = c' + (\sigma' - u) \text{tg} \varphi'$  :

$F_s$  : est le facteur de sécurité par lequel la résistance au cisaillement du sol doit être réduite pour amener la masse de sol dans un état d'équilibre limite.

Il vient alors :

$$\bar{T} = \frac{\tau \times l}{F_s} = \frac{l}{F_s} [c' \times l + (\bar{N} - u \times l) \text{tg} \varphi'] \quad (\text{IV.3})$$

Pour une tranche. En projetant verticalement toutes les forces :

$$\bar{N} \cos \alpha + \bar{T} \sin \alpha = W - (X_R - X_L) \quad (\text{IV.4})$$

Si on remplace  $\bar{T}$  par sa valeur (équation IV.3), on obtient :

$$\bar{N} = [W - (X_R - X_L) - \frac{1}{F_s} (c' \times l \times \sin \alpha \pm u \times l \times \text{tg} \varphi' \times \sin \alpha)] / \cos \alpha \quad (\text{IV.5})$$

Avec :

$$ma = \cos \alpha \left( 1 + \text{tg} \alpha \frac{\text{tg} \varphi'}{F_s} \right) \quad (\text{IV.6})$$

En projetant horizontalement toutes les forces :

$$\bar{T} \cos \alpha + \bar{N} \sin \alpha + E_R - E_L = 0 \quad (\text{IV.7})$$

Si on remplace  $\bar{T}$  Par sa valeur (équation IV.3), on obtient :

$$E_R - E_L = \bar{N} \sin \alpha - \frac{1}{F_s} [c' \times l + (\bar{N} - u \times l) \text{tg} \varphi'] \cos \alpha \quad (\text{IV.8})$$

On peut définir le coefficient de sécurité comme suit :

- Soit à partir de l'équilibre moment de toutes les forces et on va le désigner par  $F_m$ .
- Soit on le définit à partir de l'équilibre global des forces horizontales, les unes tendant à bouger la masse de sol, les autres tendant à la stabiliser, et on va le désigner par  $F_f$ .

#### Equilibre global des moments :

$\sum W \times x = \sum \bar{T} \times R$  Et si on remplace  $\bar{T}$  par sa valeur (Eq IV.5) et  $x$  par  $R \sin \alpha$

$$F_m = \frac{\sum [c' \times l + (\bar{N} - u \times l) \text{tg} \varphi']}{\sum (W \sin \alpha)} \quad (\text{IV.9})$$

#### Equilibre global des forces :

En absence de tout chargement de la masse de sol :

$$\sum E_R - E_L = 0 \quad (\text{IV.10})$$

D'où, l'équation (2,10) donne :

$$F_m = \frac{\sum [c' \times l + (\bar{N} - u \times l) \text{tg} \varphi']}{\sum (\bar{N} \sin \alpha)} \quad (\text{IV.11})$$

En général, les deux facteurs de sécurité sont assez proches et BISHOP (1955) montre que  $F_m$  est moins sensible aux hypothèses sur les forces inter tranches. [29]

Pour trouver les deux facteurs de sécurité  $F_m$  et  $F_f$ , certaines hypothèses doivent être posées pour résoudre les équations. À titre indicatif, nous citons certaines méthodes d'équilibre limite et leurs hypothèses.

#### **-Méthodes des éléments finis :**

La méthode des éléments finis a trouvé une utilisation croissante dans la pratique de l'ingénierie géotechnique au cours des 50 dernières années. Il a d'abord été utilisé pour résoudre les problèmes de flux de chaleur et l'écoulement de l'eau dans le sable du sol a ensuite été appliqué à la détermination des contraintes et des déformations dans les pentes excavées et les remblais. Plus récemment, il a été utilisé pour calculer le facteur de sécurité défini de la même manière que celui utilisé dans l'analyse d'équilibre limite [30]

Afin d'utiliser la méthode des éléments finis pour déterminer les contraintes et les déplacements dans les talus et les remblais excavés, des relations contrainte-déformation non linéaires doivent être utilisées pour obtenir des résultats réalistes. [31]

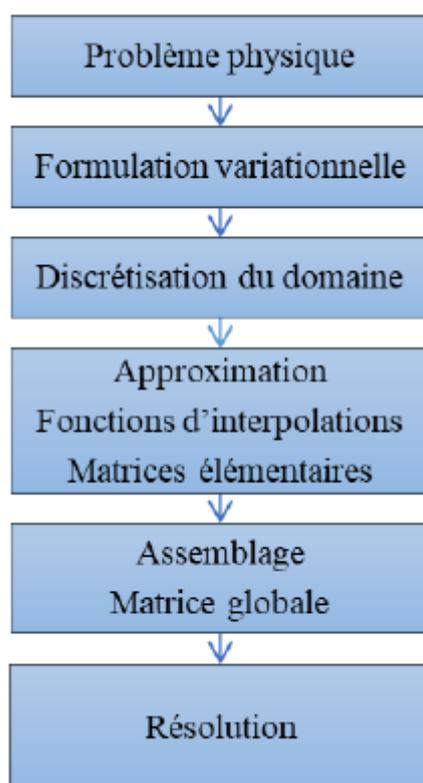
Même si les programmes informatiques modernes utilisés pour effectuer de telles analyses ont des interfaces utilisateur et des méthodes de présentation de données améliorées, une quantité considérable de compétences et d'expérience est nécessaire pour obtenir des résultats valables.

Les conditions initiales de contrainte, la capacité à s'adapter à la séquence de construction et la sélection du modèle de sol non linéaire sont des facteurs importants pour déterminer les contraintes, les déformations et les déplacements réalistes. Une expérience et une compétence indispensables sont requises pour développer des modèles analytiques réalistes et interpréter les résultats.

Il est considérablement plus facile d'utiliser la méthode des éléments finis pour calculer le facteur de sécurité d'une pente. (Griffiths et Lane, 1997) ont montré que la méthode des éléments finis peut être utilisée comme alternative pour limiter l'analyse d'équilibre afin d'évaluer la stabilité des pentes sans exiger un ensemble de compétences très avancé par rapport à l'analyse conventionnelle d'équilibre limite. Les analyses d'équilibre limite sont nécessaires pour l'analyse par éléments finis afin d'évaluer la stabilité de la pente. ILS identifient les avantages suivants de l'analyse par éléments finis par rapport à l'analyse d'équilibre limite conventionnelle [30] :

1. Il n'est pas nécessaire de diviser le domaine en tranches verticales.

2. Comme il n'y a pas de tranches, aucune hypothèse n'est requise pour les forces latérales entre les tranches.
3. La méthode des éléments finis détermine les emplacements des zones de rupture en calculant les contraintes, sans rechercher une surface de glissement critique requise dans les analyses d'équilibre limite.



**Figure IV.2 :** Les étapes de la résolution d'un problème physique par la méthode des éléments finis.

#### **Etape 1 : formulation variationnelle**

Formulation des conditions aux limites et des équations gouvernantes qui sont souvent des équations différentielles ou dérivées partielles.

#### **Etape 2 : Discrétisation du domaine**

Cette étape consiste à diviser le modèle en éléments finis, de formes géométriques simples : Triangle, quadrilatère, tétraèdre, ...etc. Cette division est appelée maillage et c'est au cours de cette étape que se fait la préparation des données géométriques (connectivités, coordonnées des nœuds et des éléments). (Figure. IV.3).

Eléments à une dimension				
		Linéaire	Quadratique	Cubique
	Eléments à deux dimensions	Eléments triangulaires		
		Linéaire	Quadratique	Cubique
Eléments Quadrilatéraux				
		Linéaire	Quadratique	Cubique
Eléments trois dimensions	Eléments Tétraédriques			
		Linéaire	Quadratique	Cubique
	Eléments hexaédriques			
		Linéaire	Quadratique	Cubique
	Eléments Prismatique			
		Linéaire	Quadratique	Cubique

Figure IV.3. Éléments géométriques. [32]

### Étape 3 : Approximation et interpolation sur l'élément

Dans chaque élément, la variable (le déplacement, la contrainte, la pression, ...etc.) est approchée par une simple fonction linéaire, polynomiale ou autres. Le degré du polynôme d'interpolation est relié au nombre de nœuds de l'élément. C'est donc dans cette étape que se fait le calcul des matrices élémentaires.

### Étape 4 : Assemblage

Cette phase consiste à construire les matrices de tout le domaine (matrice globale), à partir des matrices caractéristiques des différents éléments (matrices élémentaires), préalablement calculées dans l'étape précédente. En pratique dès qu'une matrice élémentaire est calculée, elle est assemblée à la matrice globale.

### Étape 5 : Résolution du système globale

L'assemblage donne naissance à un système global linéaire ou non linéaire. Il définit, soit un problème d'équilibre (cas stationnaire ou statique), soit un problème de propagation (cas transitoire) dans lequel il faut déterminer les variations dans le temps des variables physiques et la propagation d'une valeur initiale. Donc, en fait, la Méthode des éléments finis est une technique multidisciplinaire qui fait appel :

- Aux sciences de l'ingénieur (lois gouvernant les phénomènes physiques telles les conservations de la masse, de la quantité de mouvement, de l'énergie, ...etc.) ;
- Aux mathématiques appliquées (méthodes numériques) ;
- A l'informatique appliquée (exécution des calculs à l'aide d'ordinateur).

Le calcul qui se base sur la Méthode des éléments finis peut être mené avec tout programme général d'éléments finis ou avec les logiciels spécialisés dans la modélisation géotechnique tels que le, PHASE<sup>2</sup> (ROCK SCIENCE).

### IV.3. Paramètres physico-mécaniques des roches :

Les échantillons prélevés des calcaires et ayant subi les essais physico-mécaniques au laboratoire de ENSMM-Annaba et les résultats obtenus des paramètres essentiels pour notre modélisation sont résumés dans le tableau IV.1 :

**Tableau IV.1:** Paramètres physico-mécanique de la roche essentielle pour la modélisation.

Paramètres	Couche 1	Couche 2	Couche 3
Masse volumique sèche (t/m <sup>3</sup> )	2,525	2,531	2,528
Résistance à la compression (UCS) (MPa)	56.37	51.03	49.30
Résistance R <sub>t</sub> (MPa)	5	5	5
Cohésion (KPa)	6352	8396	7361
Angle de frottement interne (°)	48.60	48.61	48.61
Module de Young (KPa)	118.860	330.21	207.02

Afin de réaliser une étude sur les effets des vibrations sismiques engendrées par l'abattage à l'explosif sur la stabilité des talus des gradins, on a effectué la modélisation numérique à l'aide des logiciels SLIDE et Phase<sup>2</sup>. Dans notre cas, l'étude est focalisée sur les niveaux 525 et 540.

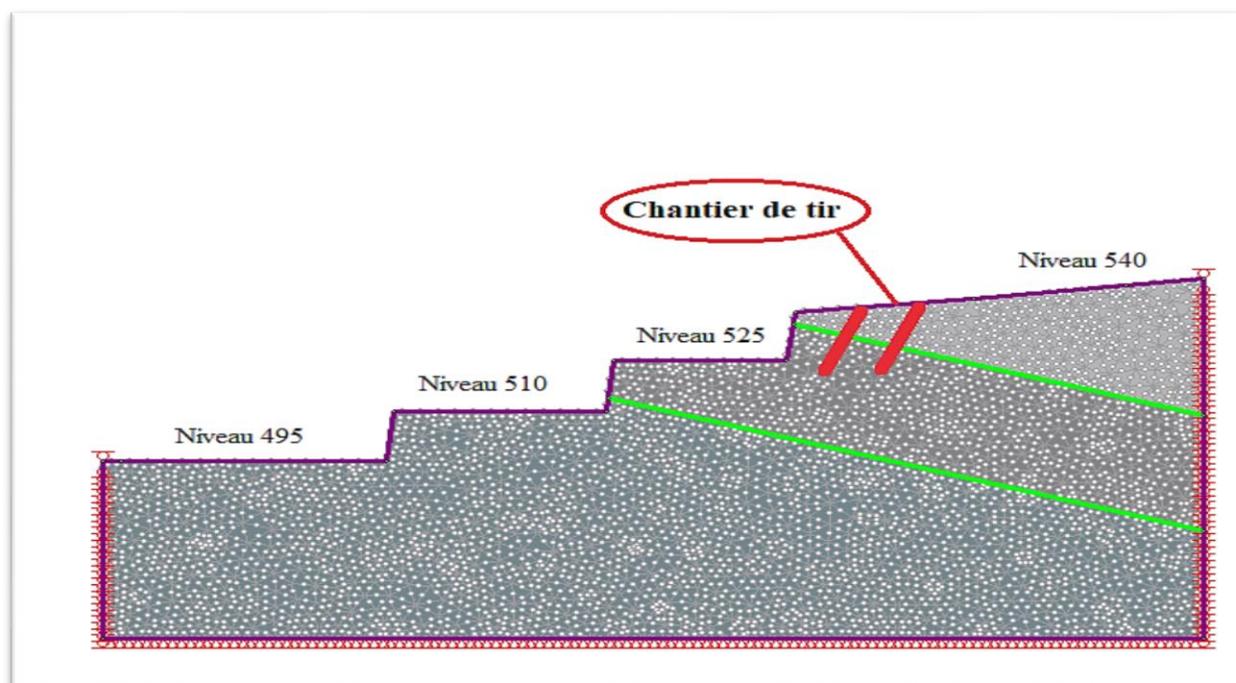


Figure IV.4. Les différents niveaux exploitables de la carrière.

**Remarque :** le tir s'est en 4 volés séparer sur les 2 niveaux et 2 cotés différents de chaque niveau (Est et ouest)

#### IV.4. Collection des données des effets sismiques :

L'entreprise de CILAS utilise le sismographe afin de contribuer un rapport des vibrations sismiques et acoustiques et le joindre avec le rapport de tir, pour le but de :

- 1) Les tirs de mines ne doivent pas être à l'origine de vibrations susceptibles d'engendrer dans les constructions avoisinantes des vitesses particulières pondérées supérieures à 10 mm/s mesurées suivant les trois axes de la construction.
- 2) Protéger les infrastructures de l'entreprise contre les vibrations sismiques et les travailleurs contre le bruit produit par l'explosion.

Dans la carrière de l'entreprise CILAS l'ingénieur utilise un sismographe de la nouvelle génération des appareils de détermination des vibrations sismiques et acoustiques qui est de marque GEOSEIS.

Développés par les sociétés SIMI et OXILEC, les enregistreurs GEOSEIS c'est un sismographe de dernière génération destinés au contrôle des nuisances sismiques et acoustiques de tirs de mines ou de vibrations mécaniques (BRH, compacteur, foration, battage de palplanches, ...). Ces appareils sont conformes à la norme AFNOR NF E90 20-1 relatives aux caractéristiques des appareillages de mesures de ces phénomènes.

L'appareil est doté d'un écran graphique tactile permettant :

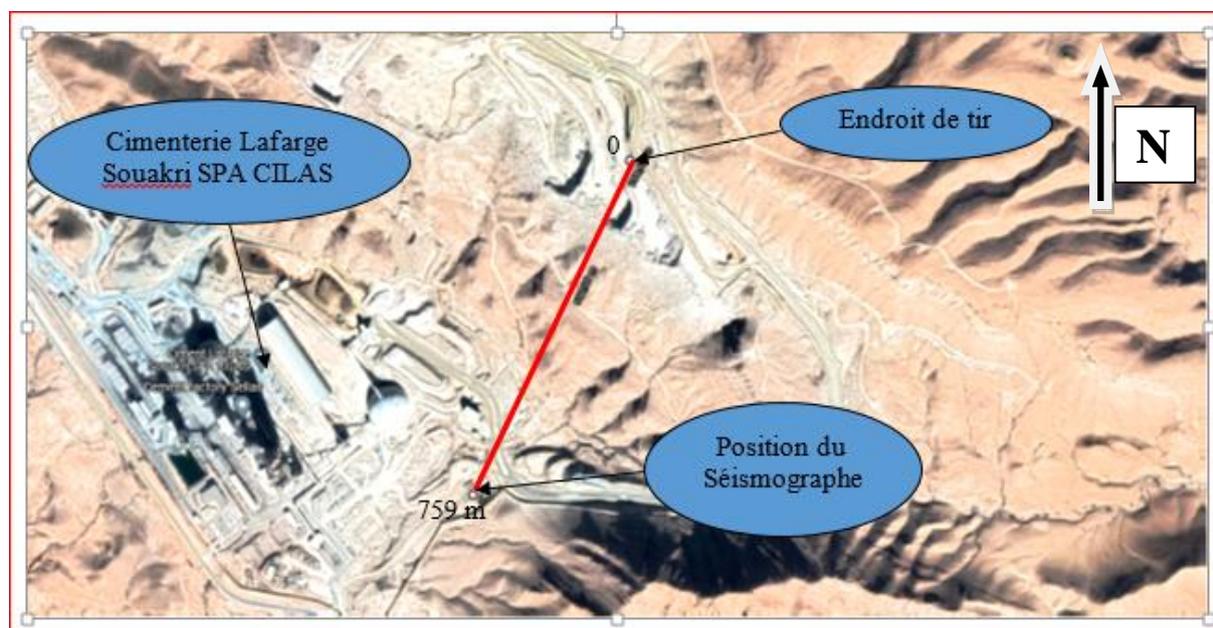
- Le réglage aisé des paramètres de déclenchement et d'informations sur les enregistrements effectués (emplacement du tir, distance, charge unitaire et totale du tir).
- L'affichage sur site des valeurs enregistrées.

Les mesures sont directement enregistrées sur une clef USB amovible : les données peuvent ensuite être analysées sur ordinateur avec un logiciel d'exploitation fourni avec l'appareil.

Un boîtier modem optionnel permet d'envoyer en temps réel des SMS à un numéro de téléphone paramétré dans l'enregistreur ou de récupérer les données à distance pour les appareils installés à demeure.

Les GEOSEIS sont dotés d'un capteur de type géophone tri directionnel pour la mesure des vibrations sismiques et d'un microphone pour la mesure de la surpression aérienne.

Le GEOSEIS est équipé en plus d'une imprimante permettant l'impression sur site des résultats.



**Figure IV.5.** La distance régulière du séismographe au niveau de la carrière photo de 'Google CARTES'.

On a installé le séismographe (le géophone, le microphone et l'analyseur numérique) sur une petite plate-forme fabriquée en béton selon les exigences d'utilisation. Comme on a fait dans la figure IV.6.

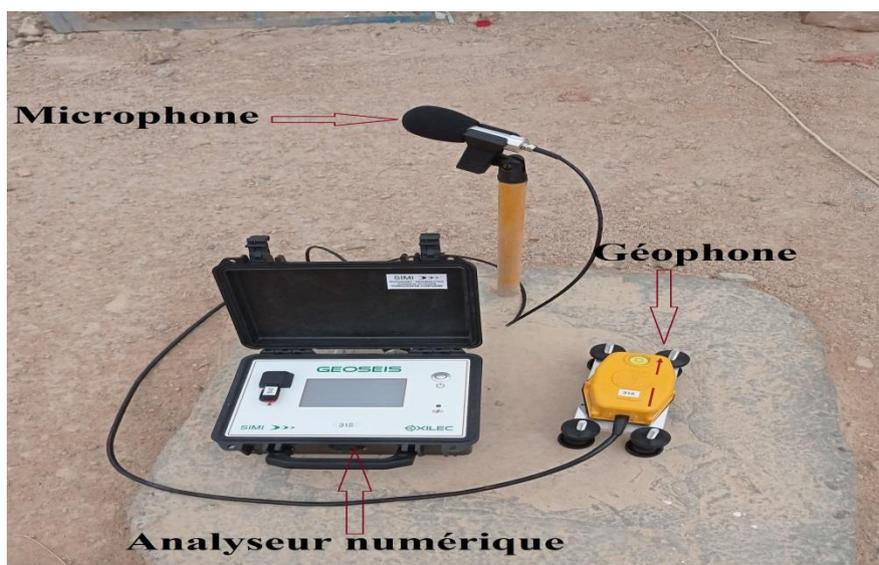


Figure IV.6. Installation du séismographe sur une surface dure.

Après le tir et la fin des travaux de vérification des résultats de tir, on prend les appareils de séismographe au bureau de l'ingénieur et on connecte l'analyseur numérique avec un ordinateur à l'aide d'un câble 'USB' (Fig. IV.7. a) afin de consulter et extraire ou imprimer les données sauvegardées dans la mémoire de l'analyseur numérique. Le programme utiliser pour lire les données de séismographe qu'on a utilisé appeler 'Logiciel Analyse GEOSEIS 5.3 ou White2003 (affichage des signaux, calcul de pondération selon l'arrêté du 22/09/94, FFT, filtrage, ...) ou tout autre logiciel d'exploitation pouvant lire des fichiers ascii au format dtc'.

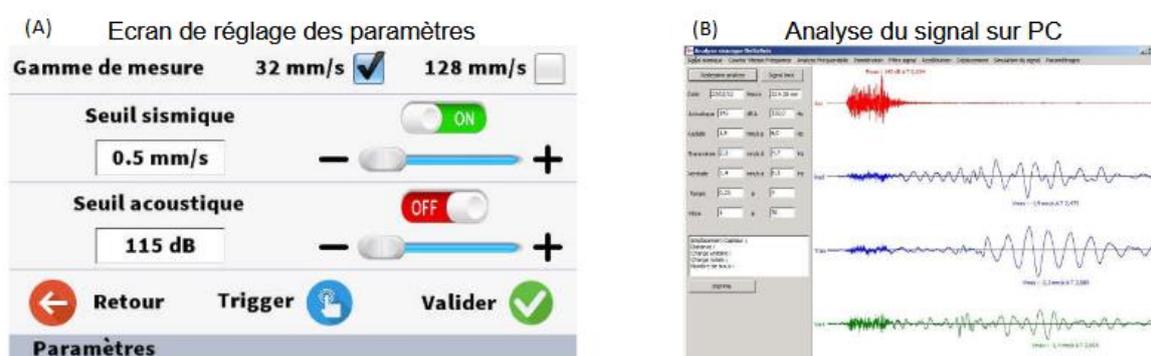


Figure IV.7. L'affichage numérique et le programme de synchronisation des données.

Et on a les résultats du tir qui précède le nôtre (tir N°14/2021) comme donnée numériques, les paramètres essentiels extraient du séismographe sont résumés dans le tableau suivant (tableau IV.2) :

**Tableau IV.2.** Résultats obtenus du séismographe.

Date	Tir N°	Distance (m)	La charge instantanée (kg)	Accélération mm/s <sup>2</sup>			Vitesse (mm/s)
				Trans.	Vert.	Long.	
14.04.2021	14	200	109	0,65	1.25	0.70	10,84
21.04.2021	15	759	109	0.13	0.15	0.14	1,80

## IV.5. Étude de la stabilité du talus Est de la carrière :

### IV.5.1. Étude de stabilité par SLIDE 6 :

SLIDE est une application sur ordinateur qui applique la méthode d'équilibre limite afin d'étudier la stabilité des pentes et déterminer le facteur de sécurité. Notre modélisation par SLIDE est effectuée dans les deux cas, dans le premier on néglige l'effet des vibrations sismiques, et dans le deuxième on prend en considération ces effets sismiques. Et les étapes qu'on a suivies sont : Dans le premier cas :

- Introduire les paramètres du projet et les méthodes d'analyse (ANEXXE 2) (Bishop simplifiée, Janbu simplifiée, Janbu corrigée, Spencer et GLE/M-P) ainsi que les propriétés des matériaux (Cohésion, poids volumique et angle de frottement interne) (Annexe 2.).
- Appliquer option auto Grid avec 40x40
- Lancer le calcul (Fig. IV.9)
- Afficher les résultats (Fig. IV.10)
- Interpréter

Dans le deuxième cas on ajoute seulement la condition de présence d'effet sismique à partir de la fenêtre Loading → Seismic Load. (Fig. IV.2). Et refaire les mêmes étapes précédentes.

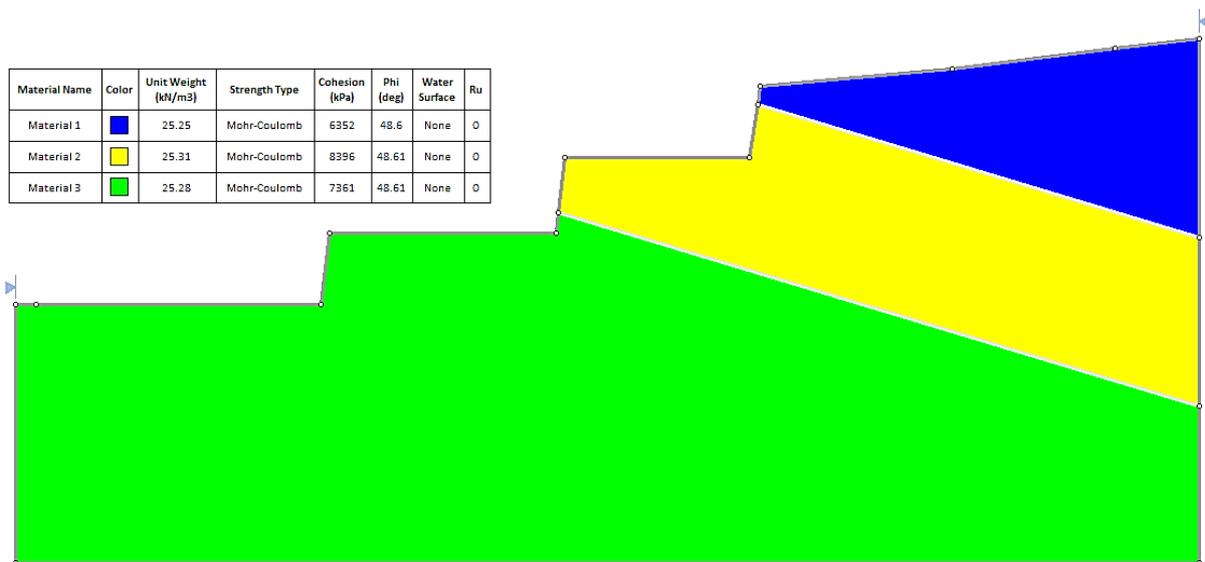


Figure IV.8. Modèle et paramètres géotechniques de profil Hammam Sid EL-HADJ (SLIDE 6).

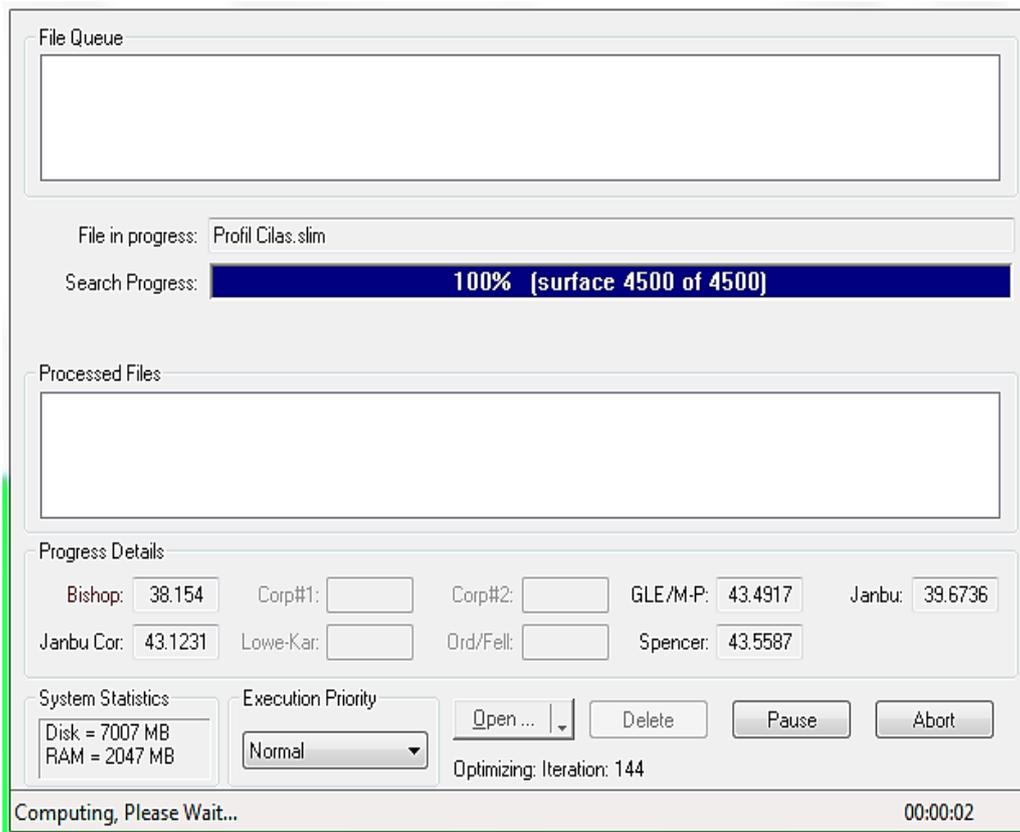


Figure IV.9. Phase des calculs (SLIDE 6).

Tableau IV.3 : Les paramètres physico-mécaniques de différentes couches du profil.

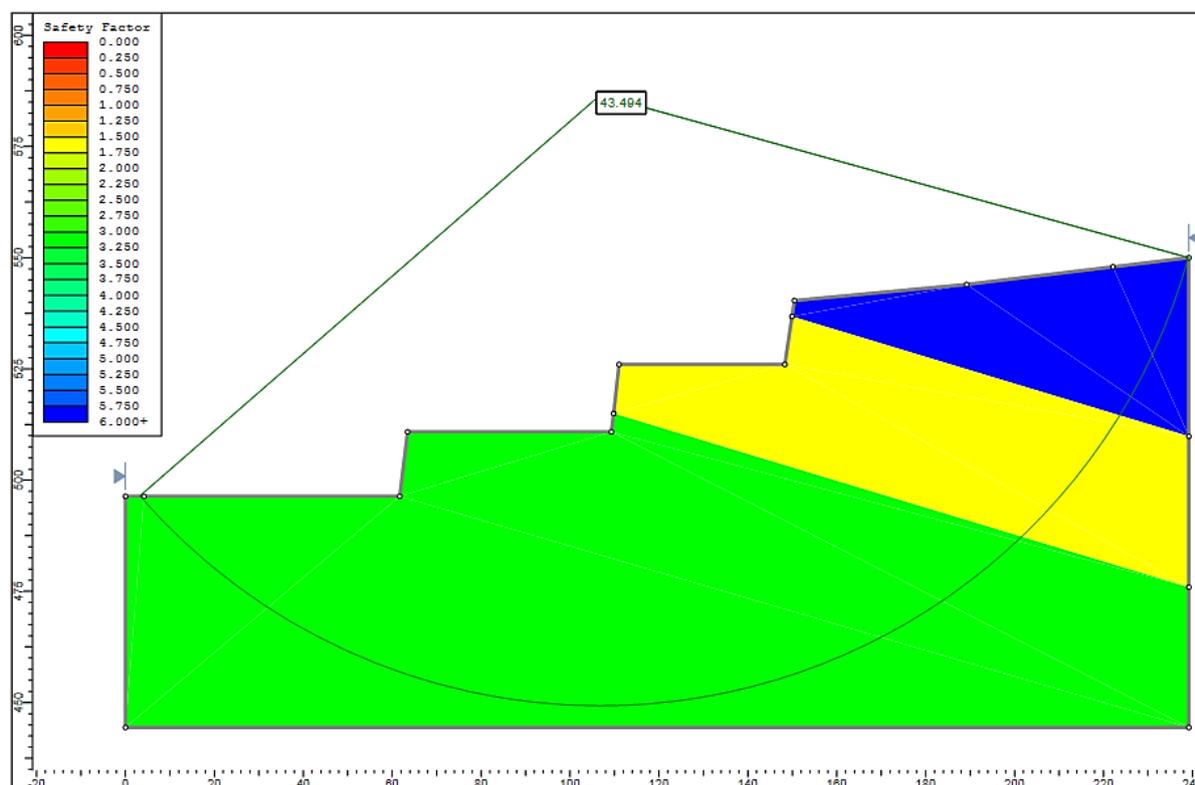
Matérielle	Masse volumique (KN /m <sup>3</sup> )	La résistance à la compression (MPa)	Cohésion (KPa)	Phi
Couche 1	25.25	56.37	6352	48.60
Couche 2	25.31	51.03	8396	48.61
Couche 3	25.28	49.30	7361	48.61

Résultats et discussions

*1<sup>er</sup>. Cas : État statique*

Tableau IV.4. Résultats du facteur de sécurité par différentes méthode (état statique).

Méthode	Bishoppe simplifiée	Janbu simplifiée	Junbu corrigée	Spencer	GLE /Morgane-Price
Facteur de sécurité	43.494	39.876	43.343	43.485	43.479



FigureIV.10. : Analyse de stabilité pour un glissement circulaire.

*2<sup>ème</sup>. Cas. État dynamique*

1-Glisement circulaire :

Le but de cette analyse est de vérifier la stabilité sous sollicitation dynamique. Le principe de cette analyse consiste à appliquer une accélération constante au massif rocheux équivalent à l'accélération maximal ressentie durant un tir. Dans notre cas le coefficient d'accélération dynamique horizontal et vertical est de  $0.7m/s^2$  et  $1.25m/s^2$  respectivement. Les résultats du calcul obtenus (fig.IV.12) sont résumés dans le tableau IV.5.

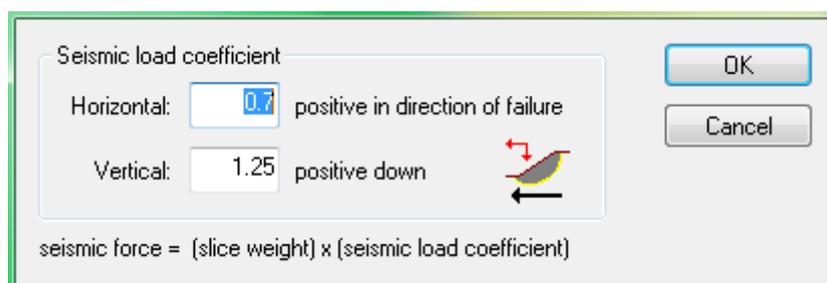


Figure IV.11. : Désignation des accélérations horizontales et verticales (SLIDE 6).

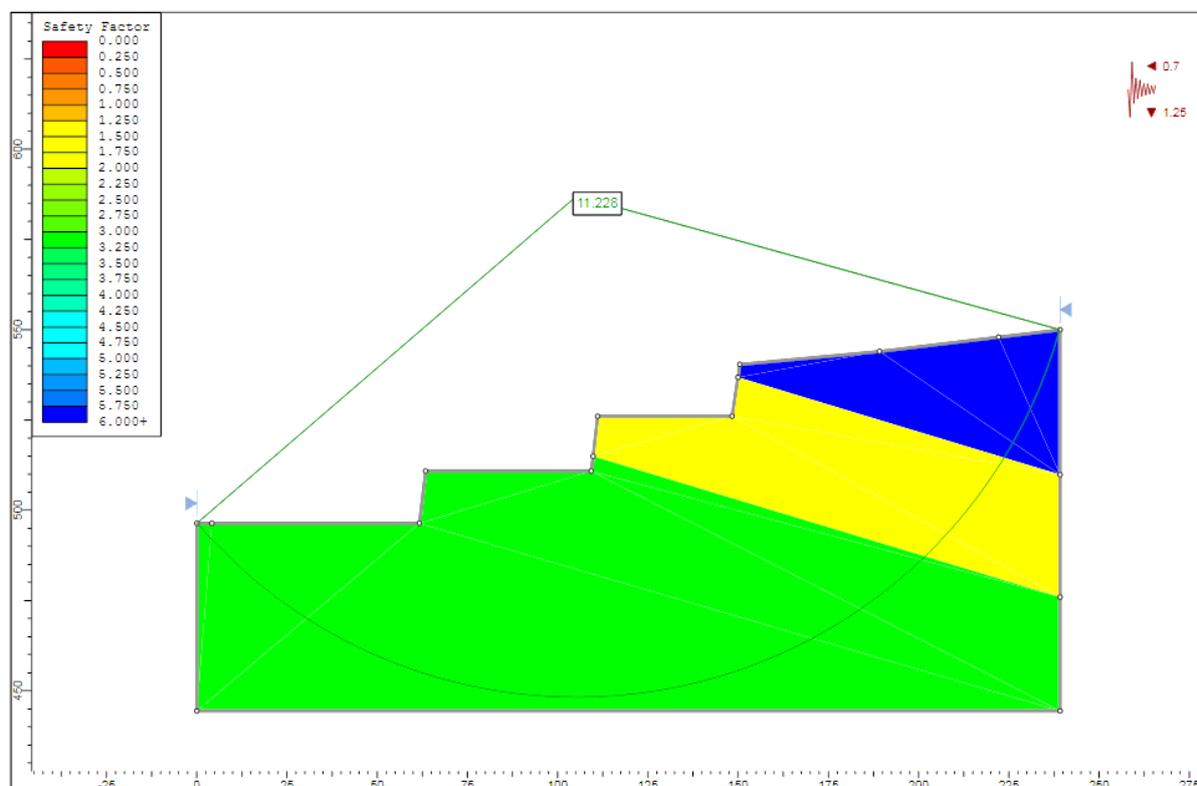


Figure IV.12 : Analyse de stabilité sous l'effet dynamique.

Tableau IV.5: Résultats du facteur de sécurité, par différentes méthodes (états dynamique).

Méthode	Bishop simplifiée	Janbu simplifiée	Junbu corrigé	Spencer	GLE /Morgane-Price
<b>Facteur de sécurité</b>	11.228	9.704	10.548	11.257	11.241

Vue que la région se trouve dans une zone sèche et non sismique ya pas de glissement probable, donc on procède au glissement non circulaires.

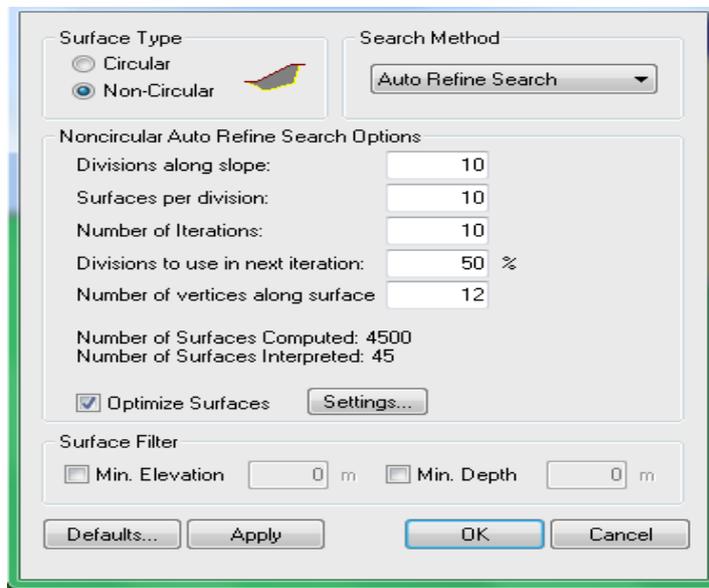


Figure IV.13. Choix de la surface et la méthode d'analyse.

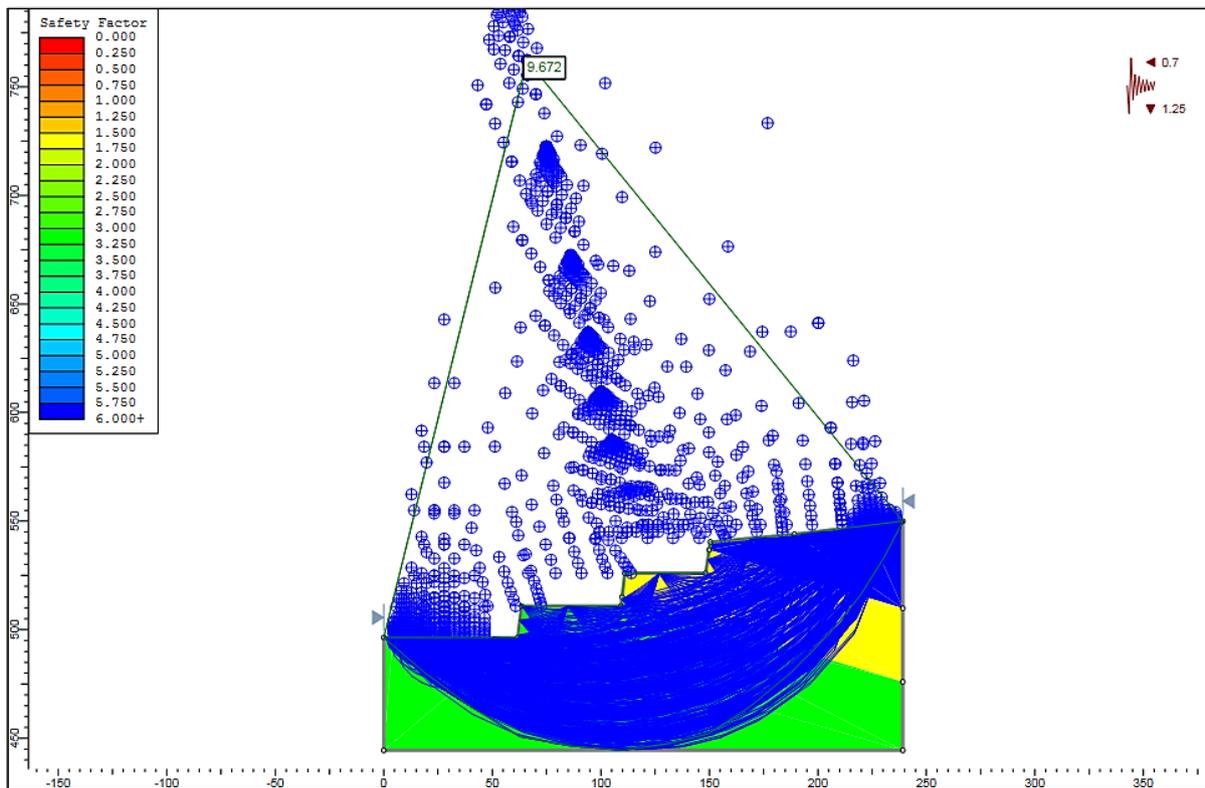


Figure IV.14. Analyse de stabilité sous l'effet dynamique (Auto refine search).

**Tableau IV.6:** Résultats d'analyse dans le cas dynamique (non circulaire).

Méthode	Bishop simplifiée	Janbu simplifiée	Janbu corrigé	Spencer	GLE /Morgane-Price
Facteur de sécurité	9.672	9.153	9.956	10.712	10.699

**Commentaire :**

D'après les résultats obtenus du facteur de sécurité par différentes méthodes on constat que :

D'après le premier cas où nous n'avons pas pris en concertation la confession de sismicité (cas statique) tous les facteurs de sécurité donné par différentes méthodes sont supérieurs au seuil minimal admis pour la stabilité du talus (43.494 à 39.876) ce qui implique que le talus est très stable à long terme.

Dans le deuxième cas (cas dynamique) les résultats trouver montrent que l'effet séismique à diminuer le facteur de sécurité aux valeurs (11.257 à 9.704) pour une surface de glissement circulaire et (10.712 à 9.153) pour une surface de glissement non-circulaire, ce qui confirme l'influence de l'effet dynamique sur la stabilité des talus mais il reste toujours à long terme.

A la lumière de tous ces résultats, on conclut que l'effet de l'abattage à l'explosif a eu une influence significative sur la stabilité des talus.

La méthode de l'équilibre limite est une méthode très utilisé dans le domaine de l'ingénierie pour analyse de la stabilité des talus par sa simplicité et sa facilité d'exécution, toute fois on peut lui incomber certain inconvénient qui peuvent influencer les résultats de l'analyse et pour confirmer ces commentaires on va utiliser la méthode numérique Élément finis SSR-EF.

**IV.5.2. Etude de stabilité par PHASE<sup>2</sup> :**

Dans cette partie on va étudier la stabilité du talus de Hammam Sid El-Hadj par La méthode des éléments finis en utilisant la technique de la réduction de la résistance au cisaillement (Shear Strength Reduction « SSR »).

La méthode de la réduction de la résistance au cisaillement (Shear Strength Reduction SSR-EF) est quand à elle bien plus couramment utilisée et acceptée. Si le critère de Mohr-Coulomb est utilisé et que le facteur de sécurité est supérieur à 1.0, elle consiste à réduire la résistance au cisaillement, soit l'angle de frottement interne et la cohésion de la roche intacte

ou des discontinuités, jusqu'à ce que la rupture survienne. L'inverse est fait, c-à-d que lorsque le facteur de sécurité est inférieur à 1.0, la résistance au cisaillement est augmentée jusqu'à l'équilibre. [13]

Dans le premier cas :

- Importer le fichier des paramètres initiaux et les coordonnées depuis Slide. (Fig. IV.15-16) ;
- Introduire les propriétés de calcaire et les conditions initial mais sans effet sismique. (Fig.IV.17) ;
- Lorsque on importe le fichier SLIDE, la génération du maillage et la fixation du modèle se fait automatiquement ;
- Lancer la phase de calcul ; (Fig. IV.18)
- Afficher les résultats ; (Fig. IV.19)
- Interpréter.

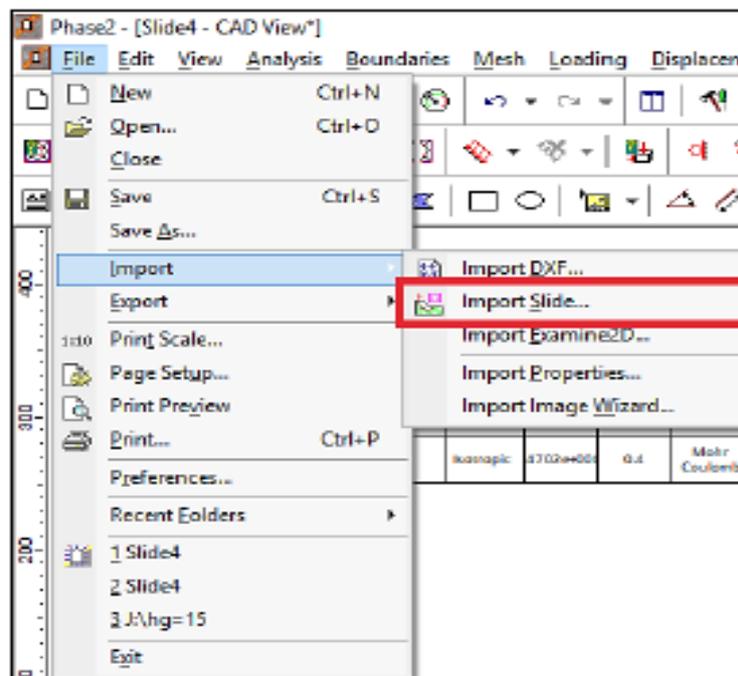


Figure IV.15. Importation du model depuis SLIDE dans PHASE<sup>2</sup>

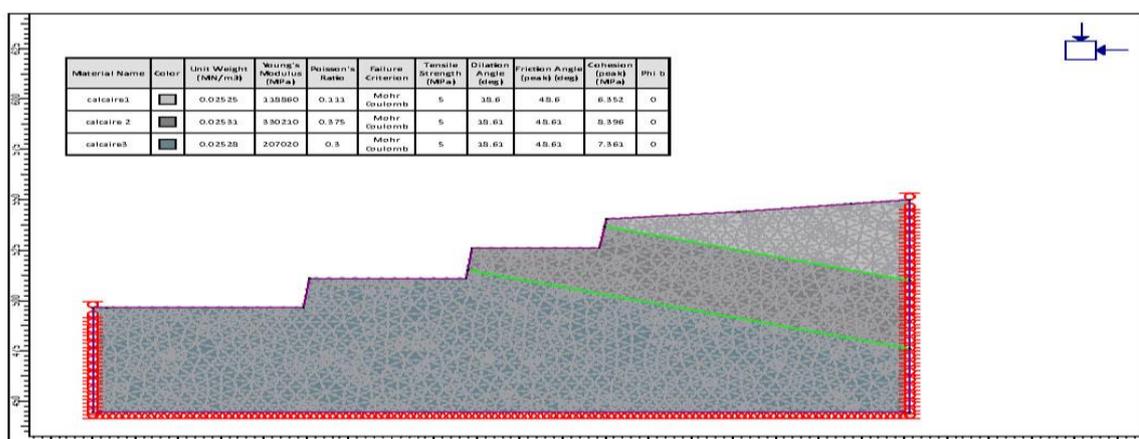


Figure IV.16. Profile géométrique des gradins de la carrière dans PHASE<sup>2</sup>.

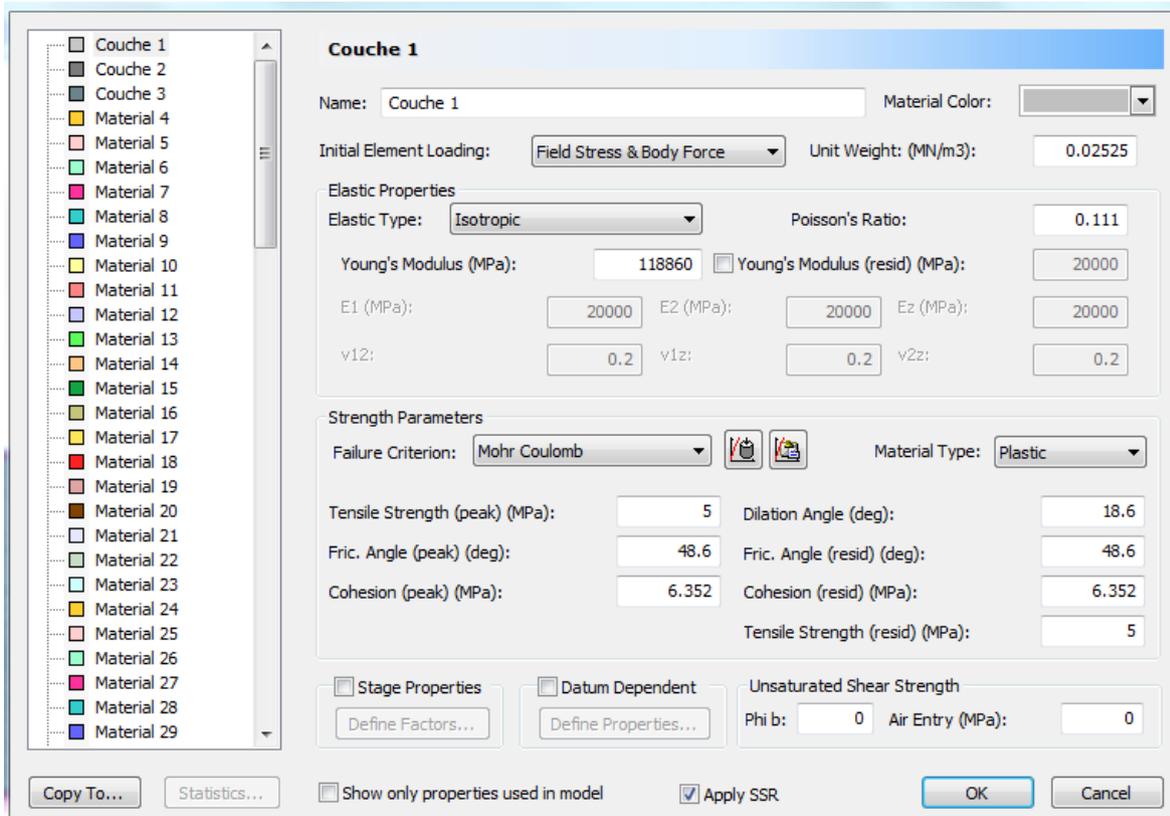


Figure IV.17. Définition des conditions initiales et la désignation des propriétés des matériaux dans PHASE<sup>2</sup>. (Remarque : le reste des couche ce trouve dans le tableau IV.1)

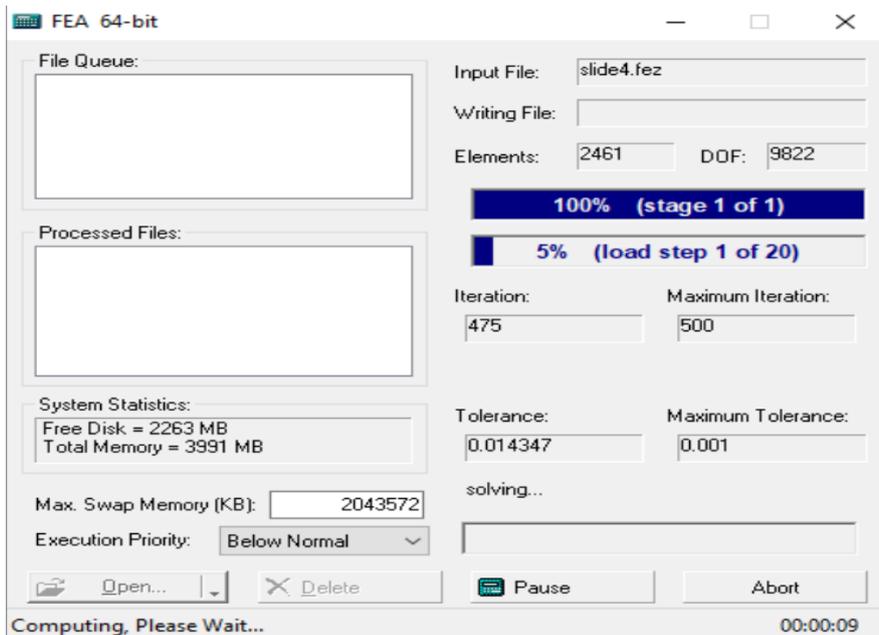


Figure IV.18. Fenêtre de calcul, (Logiciel PHASE2 V8.005).

Résultats :

*1er cas : état statique*

Les résultats de calcul du premier cas où l'état est statique sont comme suite (figure IV) :

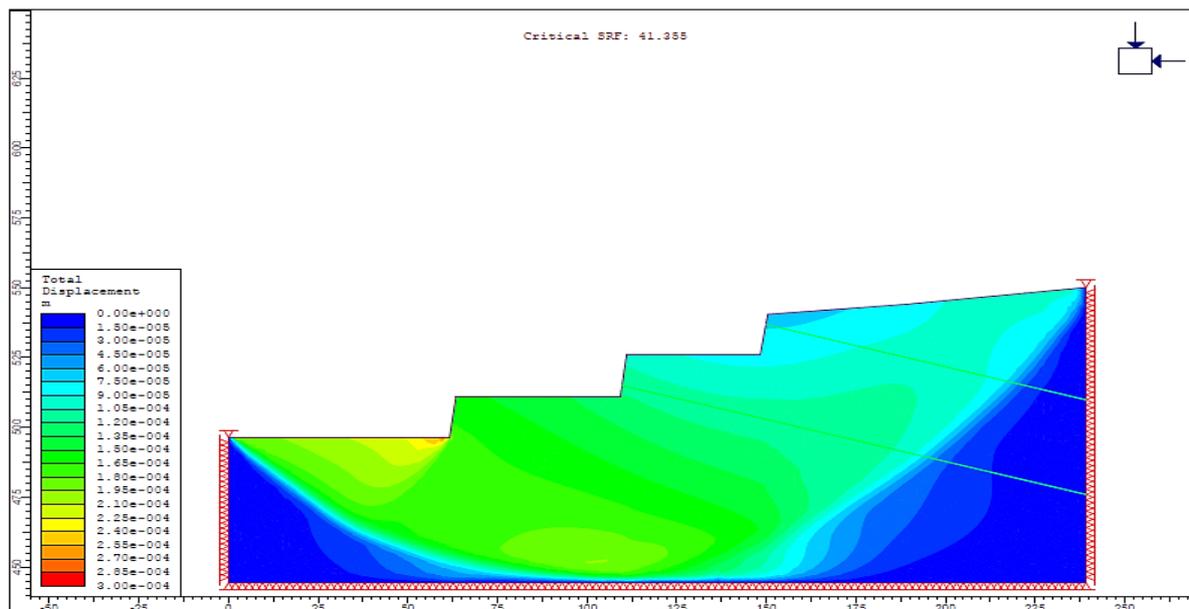


Figure IV.19. Résultats de calcul par PHASE<sup>2</sup> déplacements totaux (état statique).

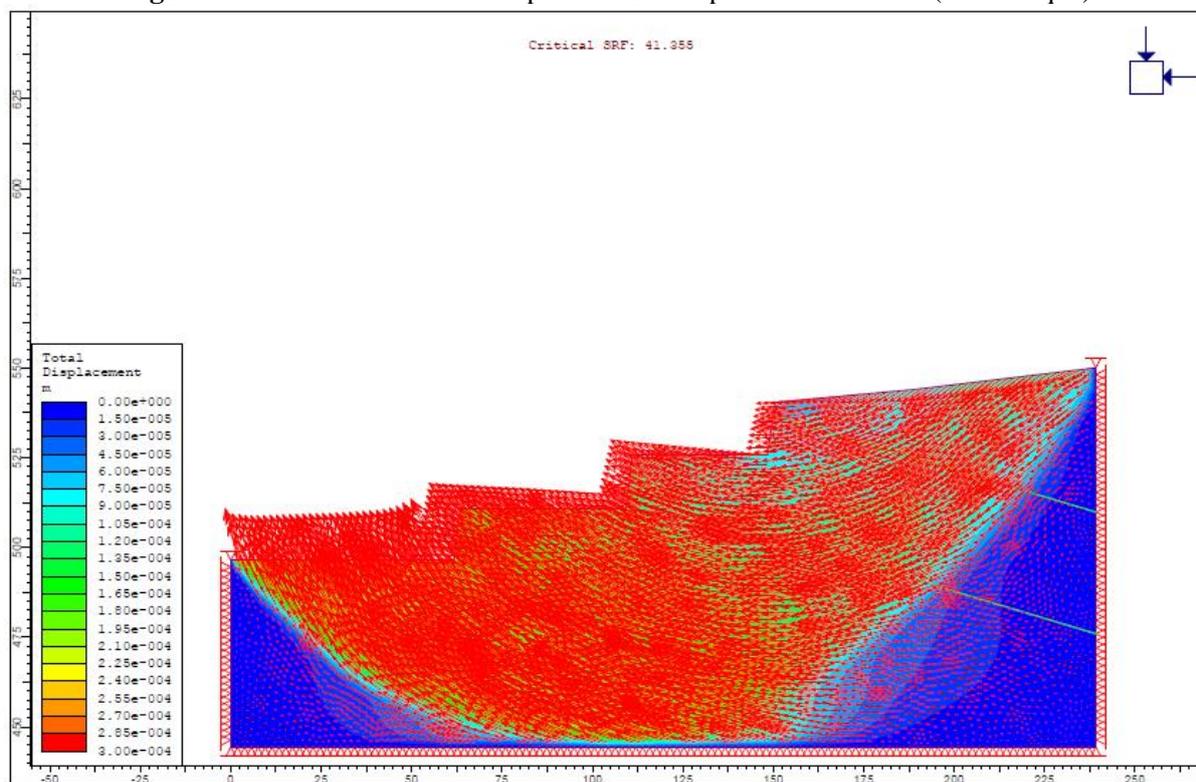


Figure IV.20. Résultats de calcul par PHASE<sup>2</sup> déplacements totaux avec vecteurs (état statique).

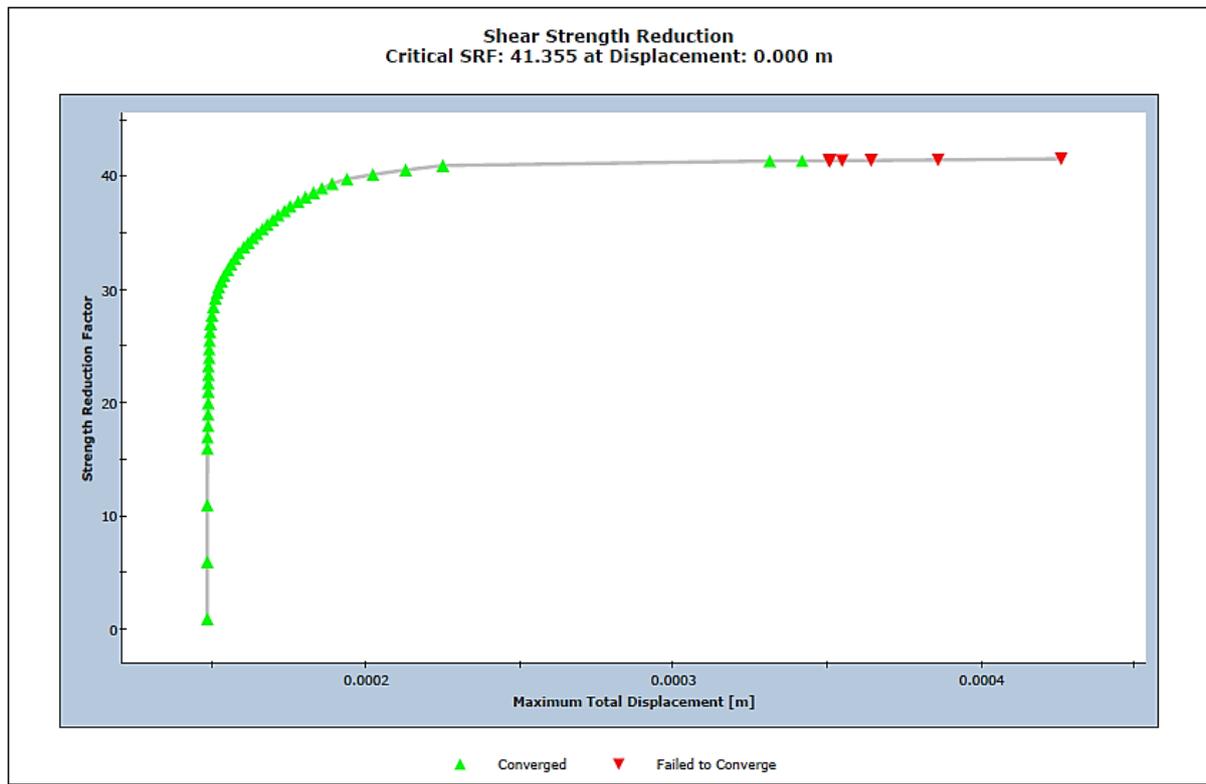


Figure IV.21. Le facteur SFR en fonction de déplacement total

D'après les résultats de la modélisation numérique, obtenus par la méthode SSR-EF (*Diminution de la Résistance au Cisaillement analyse par éléments finis*) en condition statique (Figs. IV.19, 20 et 21), on constate que le facteur de sécurité donné par SSR-EF est supérieur au seuil minimal admis pour la stabilité du talus (SFR=41.355), ce qui implique que le talus est stable à long terme.

**Remarque :** les déplacements horizontaux ainsi que verticaux se trouve dans l'annexe 3.

#### 2<sup>eme</sup> cas : état dynamique

Les résultats de calcul du deuxième cas où l'état est dynamique sont comme suite (avec accélération horizontal = -0.7 et l'accélération vertical = -1.25 qui prise au sismographe) (fig. IV.22)

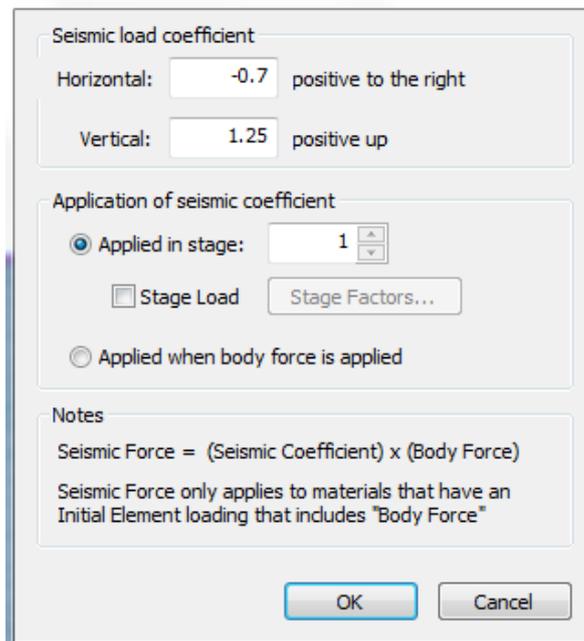


Figure IV.22. Désignation des accélérations horizontales et verticales dans PHASE<sup>2</sup>.

Les résultats de calcul sont montrés dans les figures suivantes :

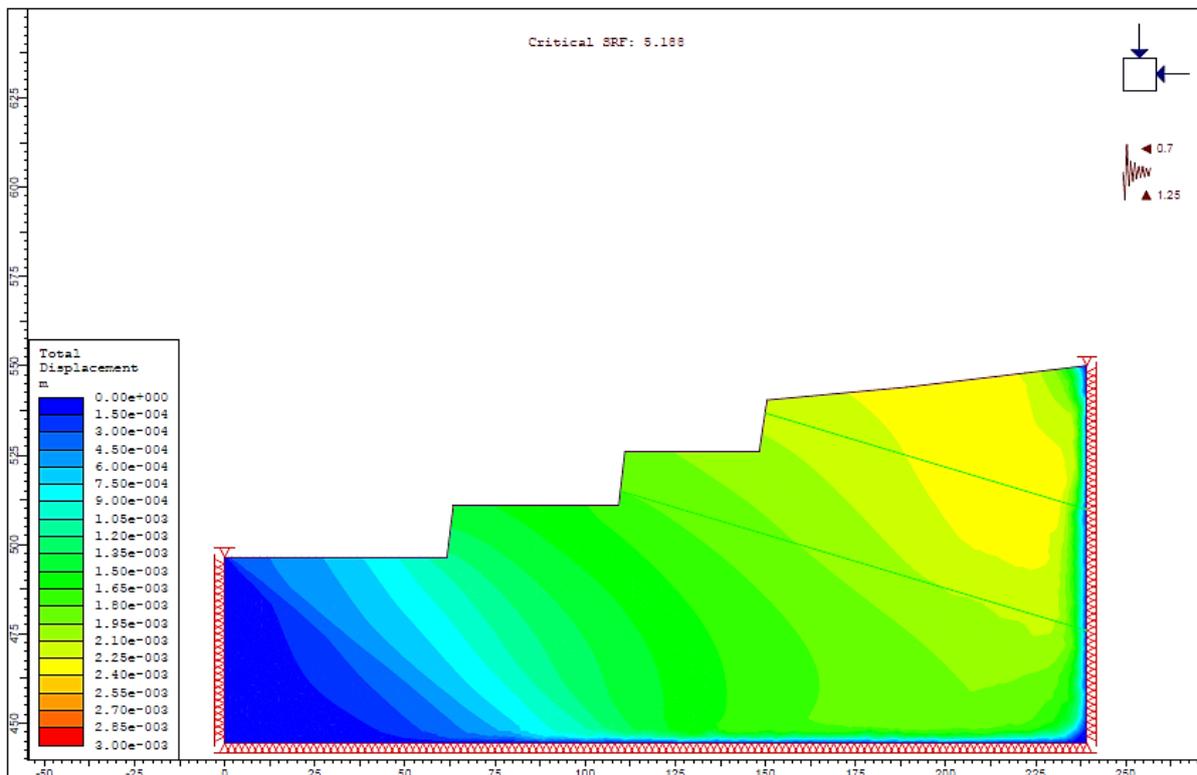


Figure IV.23. Résultats de calcul par PHASE<sup>2</sup> déplacements totaux état dynamique.

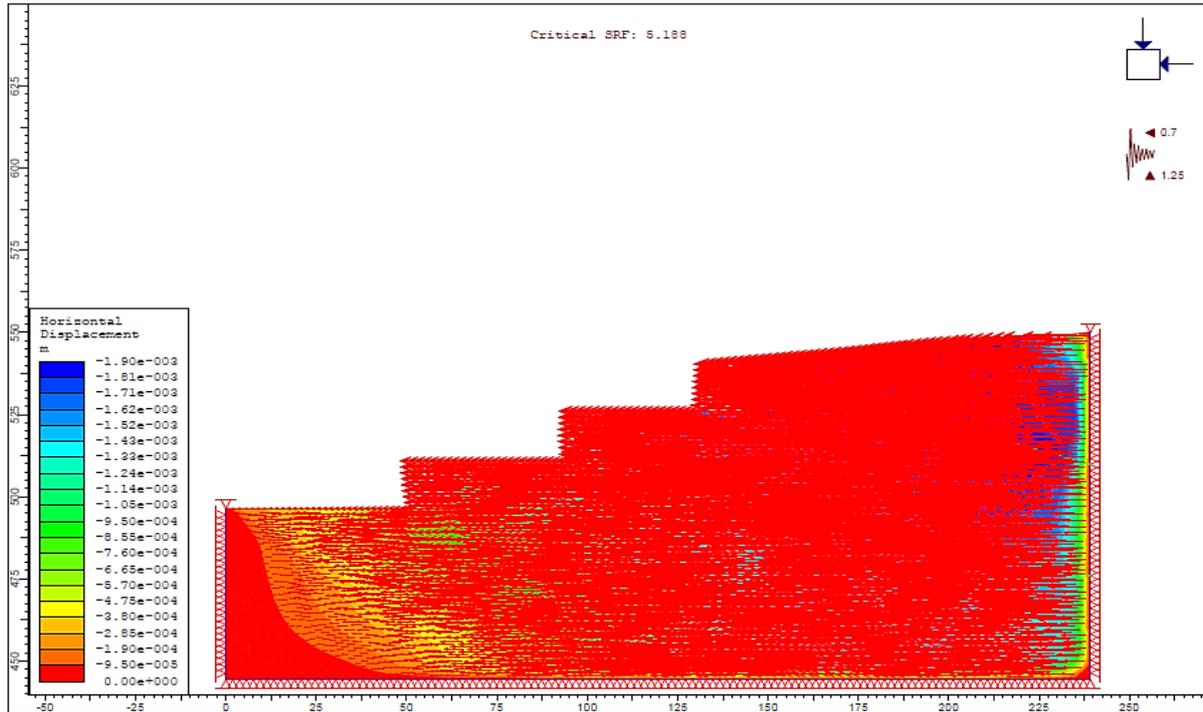


Figure IV.24. Résultats de calcul par PHASE<sup>2</sup> déplacements totaux avec vecteurs (état dynamique).

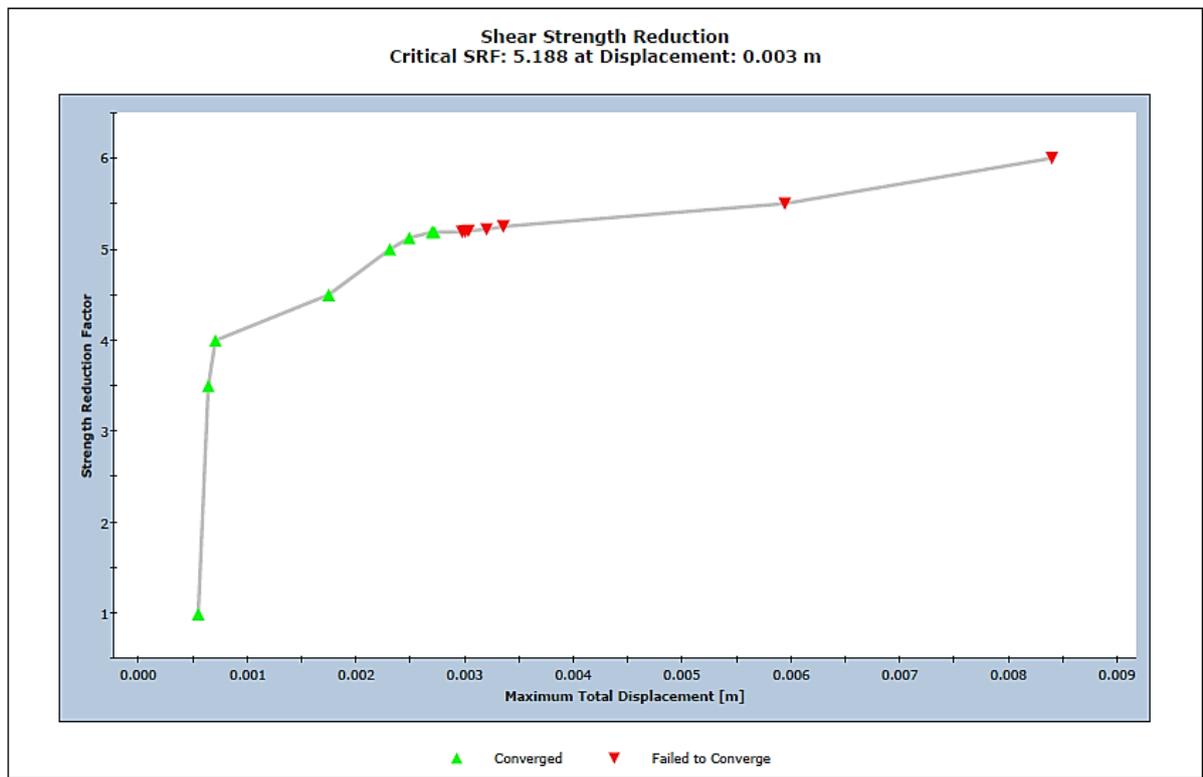


Figure. IV.25. Le facteur SFR en fonction de déplacement total

Commentaire :

D'après les résultats de la modélisation numérique de facteur de sécurité dynamique (Figs IV.22, 23 et 24), on peut constater que la valeur (SFR= 5.188) est supérieure au seuil minimal admis pour la stabilité du talus ( $FS \geq 1.1$ ); [33], ce qui implique que le talus reste stable à long terme.

### **Conclusion**

L'analyse de la stabilité de Flanc Est de la carrière de calcaire Hammam Sidi El-Hadj CILAS-SPA à travers le calcul du facteur de sécurité, s'est appuyée sur les résultats obtenus par auto analyse aux moyens logiciels : SLIDE et PHASE<sup>2</sup>.

Les analyses par le logiciel SLIDE montrent : d'une part, les talus Est de la carrière sont très stables, cela s'est traduit par un facteur de sécurité ( $F_s = 39.876$ ), et d'autre part, les effets séismiques dues aux tirs influent énormément sur la valeur du facteur de sécurité qui est estimé dans l'état dynamique à (9.153).

Les analyses par le logiciel PHASE<sup>2</sup> a confirmé que les résultats obtenus un (SRF= 41.355) pour l'état statique et (SRF=5.188) pour l'état dynamique.

L'exploitation des substances utiles est une opération d'une grande importance, quel que soit en terme de disponibilité des produits miniers au niveau du marché, ou en terme de travaux réalisés, ou moyens utilisés pour l'extraction de ce matériau, et pour assurer cette chaîne de tâches, tout ingénieur d'exploitation est considéré comme le premier responsable de la sécurité des travailleurs et de la méthode employée, afin de garantir une meilleure extraction et une satisfaction du client (en quantité et qualité) d'une façon planifier à moyen et long terme, au cours de son travail, il est obligé de faire passer en premier la sécurité des lieux et la stabilité des ouvrages miniers réalisés, et cela par observation à l'œil nu ou par étude menée par des experts géologues ou géotechniciens qu'il doit les faire intervenir.

Des fois il est très facile de déterminer la stabilité d'un talus d'une carrière sur la base de son apparence et de la connaissance de la roche en place, souvent certains indices indiquent le mouvement d'un talus, même un lent mouvement. Les mouvements de terrains résultent du passage de l'état de stabilité à l'état d'instabilité d'un versant naturel ou artificiel, causé que soit par la nature des terrains, les actions de l'eau ou bien de l'action humaine.

Notre étude de stabilité est focalisée sur la carrière de calcaire de Hammam Sidi El-Hadj cimenterie CILAS SPA-Biskra, et afin de conclure ou dire si le talus de cette dernière est stable ou instable et s'il est influence par le dynamitage.

L'ingénieur d'exploitation de la carrière même utilise l'explosif pour abattre et fragmenter le volume rocheux, sauf que cette méthode présente des nuisances sur l'environnement proche du lieu de chantier de tir, ces nuisances peuvent se présentées comme instabilité ou transformation de la structure du massif. Cela à cause des vibrations engendrés par le tir.

Les conclusions qu'on peut tirer de ce modeste travail sont les suivants :

- D'après notre étude et selon les facteurs de sécurité calculés, on conclut que le front Est de la carrière est très stable (en utilisant les deux méthodes (MEL et MEF)
- Concernant l'effet des vibration sismiques sur la stabilité des talus, on a conclu que les effets dues aux tirs des gradins influent énormément sur la valeur de facteur de sécurité, et pour notre talus pas de risque, mais l'écart des valeurs de ce facteur, nous donne une idée générale pour autre sites, C'est-à-dire la baisse de la valeur du facteur de sécurité peut atteindre des normes présentant un risque d'instabilité pour le talus, et que l'exposition

périodique de ce dernier au vibrations dues au tir peut engendrer des dégâts catastrophiques sur sa structure.

➤ L'utilisation des outils de mesure comme séismographe, est professionnelle et raisonnablement obligatoire sur chaque site exploité, afin de contrôler les vibrations engendrées par le tir de mine, et diminuer ces effets sur les infrastructures les plus proches, et garantir la sécurité du personnel et des travailleurs, cela pour s'appliquer aux normes et règlement minier national et international.

➤ La quantité d'explosif instantanée et la valeur du facteur de sécurité sont antithétiques, parce que plus la quantité d'explosif instantané diminue plus l'accélération et la vitesse des vibrations sismique diminue plus le facteur de sécurité augmente.

➤ L'exploseur séquentiel est très efficace pour diminuer la quantité d'explosif instantané, en divisant le volé à abattre à plusieurs sections avec un retard entre chaque deux sections successives.

➤ Pour finir, on recommande de refaire l'étude de la stabilité du talus de la carrière de Hammam Sidi El-Hadj, par plusieurs méthodes d'analyses, et qu'il est indispensable de la refaire périodiquement à moyen terme, continuer d'observer et contrôler le coefficient de sécurité, pour but de prévenir les risques d'instabilité le long de la fosse au cours de l'exploitation.

- [1] HADJADJ Aoul Elias, "Prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions Algérienne", thèse de doctorat option électromécanique de l'université Badri Mohatra Annaba.
- [2] Boucif.R Tamourt.M. (2014-2015). Etude de stabilité du flanc Nord de la mine de Kef Essnoun -Tébessa-. Université Abderrahmane Mira -Bejaia Faculté De Technologie.
- [3] BERDOUDI Saïd (2012),"Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes", thèse de doctorat en mines, université Badji Mokhtar Annaba.
- [4] Office National Des Explosifs. (ONEX).
- [5] Fredj Mohamed, (2012) "Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf Amar M'sila", mémoire magister, Université Badji Mokhtar Annaba.
- [6] Albert Armangué, (2014) "Guide pratique du minage, travaux du groupe française de l'énergie explosive : vibrations des tirs".
- [7] CVB. Cunningham(1987) "control over basting parameters and its effect on quarry productivity", MSC (ENG) ARSM manager, blast consult, AECI explosives and chemicals limited.
- [8] Blanchier, A., Thiard, R. et Weber, P., 1988, "Theorie du travail à l'explosif", Ind, Minérale et Carrière – les techniques, mai - juin , 1988, pp 17-21.
- [9] Cécile colombes, (2007) "analyse et optimisation des pratiques d'abattage à L'explosif dans une carrière de granulats", option sol et sous-sol.
- [10] Saadoun Abderrazak, (2012) "Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar m'sila ", diplôme de magister en mines Option : exploitation des ressources minérales Université Badji Mokhtar Annaba.
- [11] Yahyoui Sami, [2012], "Modélisation de propagation de la fracture dirigée autour d'une charge explosif", thèse de doctorat option exploitation des mines département des mines faculté science de la terre université Badji Mokhtar Annaba.
- [12] NITRO-bickford (2002) " Vibration et bruit induit par les tirs de mines, les carrières et les chantiers de travaux public", PARIS.
- [13] Fredj Mohamed (2019). Étude de la stabilité des talus de la mine à ciel ouvert. Cas de la mine de phosphate de djebel el-Onk, Tébessa. These doctorat en science. Université Badji Mokhtar Annaba.
- [14] FELLENIUS, W. Calculation of stability of earth dams. In: TRANS. 2nd CONGRESSO ON LARGE DAMS, 4; 1936, Washington, v.4, 445p.
- [15] Blondeau F. 1976. Les méthodes d'analyse de stabilité. Bull Liaison Lab. Ponts Chaussées spécial II (numéro spécial II : Stabilité des talus – Versants naturels): 56–62.
- [16] Vaunat J., Leroueil S., Faure R.M. - « Slope movements :a geotechnical perspective». 7th IAEG congress, Lisbonne, 1994, p. 1637-1646.

- [17] Cheng Y. M., Lansivaara T., & Wei W. B. 2007. Two-dimensional slope stability analysis by limit equilibrium and strength reduction methods. *Computers and Geotechnics*, 34 137-150.
- [18] Duncan, J. M., Stephen, G.W and Thomas, L. B. 2014. *Soil strength and slope stability*. Second edition, John Willey & Sons Inc., Hoboken, New Jersey. ISBN 978-1-118-91795-4 (ebk)
- [19] Rapport final d'exploration géologique Gisement de calcaire Hammam Sidi El Hadj- w. Biskra fait à 27/12/2012.
- [20] Analyses de stabilité des fronts carrière « HAMMAM SIDI EL HADJ » W. BISKRA.fait à Biskra le 16/12/ 2018
- [21] Campy, M. et Macaire, J.J., 2003 - *Géologie de la surface. Erosion, transfert et stockage dans les environnements continentaux*.
- [22] HANTZ, D.(2004) “ Description structurale des massifs rocheux“. Cours de mécanique des roches, Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
- [23] Bieniawski, Z. T., 1973. Engineering classification of jointed rock masses. *Trans. S. Afr. Inst. Civil Eng.*, 15: 335--343.
- [24] GIANI, G, P. “Rock Slope Stability Analysis “. Turin. 178 pages. Juillet1991.
- [25] DGATLP ; (2005) ; « stabilité des parois rocheuses ».
- [26] BIENIAWSKI Z.T. (1989). « Engineering Rock Mass Classifications ». Wiley. New York.
- [27] Baillifard F., Jaboyedoff M., Rouiller J.-D., 2004. Towards a GIS-based rockfall hazard assessment along the Quebec City Promontory, Quebec, Canada. *Landslides : Evaluation and Stabilization*, Lacerda, Ehrlich, Fontoura & Sayao (eds), 207-213.
- [28] Chouikha,S, A.(s.d.). (2017).Étude numérique de la stabilité d'un remblai sur sol mol traité par des colonnes ballastées entouré par de géosynthétique. Thèse de Master de l'Université Ziane Achour - Djelfa. Thèse Master.
- [29] Bishop, A. W. (1955). The use of the slip circle in the stability analysis of slopes. *Geotechnique* 5, No. 1, 7-17.
- [30] P. A Lane and D.V. Griffiths Finite element slop stability -why are engineers still drawing circles In G.N. Pande and S.Pietruszczak,editors ,Proc 6th Int symp Numer Models Geomech,pages 589-593. AA.Balkema, Rotterdam, 1997.
- [31] Duncan, J. (1996b). State of the art: Limite equilibrium and finite element analysis of slopes. *Journal of Geotechnical Engineering*.
- [32] O. C. Zienkiewicz, R. L. Taylor, J. Z. Zhu : *The Finite Element Method: Its Basis and Fundamentals*, Butterworth-Heinemann ; 6<sup>e</sup> édition (21 mars 2005).
- [33] John R., Peter S. 2010. Guidelines for open pit slope design, CRC Press Balkema, Chapter n° 9, Acceptance criteria, pp 235, ISBN: 9780415874410.



Annexe 1.A :

Classification RMR des massifs rocheux de Z.T. Bieniawski.

A. PARAMETRES DE CLASSIFICATION ET NOTATIONS CORRESPONDANTES									
Paramètres		Plages de valeurs							
1	Résistance de la roche (matrice)	Indice Franklin $I_s$	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Pour les faibles valeurs de $I_s$ utiliser la résistance en compression uniaxiale		
		Resist. compr. uniax. $\sigma_c$	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Notation		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90 %	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Notation		20	17	13	8	3		
3	Espacement des discontinuités		> 2 m	0,6 m - 2 m	200 mm - 600 mm	60 mm - 200 mm	< 60 mm		
	Notation		20	15	10	8	5		
4	Nature des discontinuités (voir E)	Surfaces très rugueuses Non continues Epontes en contact Epontes non altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1 mm Epontes faiblement altérées	Surfaces légèrement rugueuses Epaisseur < 1 mm Epontes fortement altérées	Surfaces lustrées ou Remplissage < 5 mm ou Epaisseur de 1 à 5 mm Joint continu	Remplissage mou > 5 mm ou Epaisseur > 5 mm Joint continu			
		Notation	30	25	20	10	0		
5	Eau	Débit sur 10 m de longueur de tunnel (l/min)	Aucun	< 10 l/min	10 à 25 l/min	25 à 125 l/min	> 125 l/min		
		Ratio : pression eau / contr. princ. $\sigma_1$	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Conditions générales	Complètement sec	Humide	Mouillé	Suintant	Débitant		
		Notation	15	10	7	4	0		

RMR = Somme des notations des paramètres 1 à 5

B. AJUSTEMENT DE LA VALEUR DE RMR EN FONCTION DE L'ORIENTATION DES DISCONTINUITES (voir F)						
Direction et pendage		Très favorable	Favorable	Moyen	Défavorable	Très défavorable
Notation	Tunnels	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Fondations	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Talus	0	- 5	- 25	- 50	- 60

C. CLASSES DE MASSIF ROCHEUX DETERMINEES PAR LE RMR					
Valeur du RMR	100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21
Classe	I	II	III	IV	V
Description	Très bon rocher	Bon rocher	Rocher moyen	Rocher médiocre	Rocher très médiocre

D. PROPRIETES GLOBALES ATTRIBUEES AU MASSIF ROCHEUX EN FONCTION DES CLASSES					
Classe	I	II	III	IV	V
Temps de tenue sans soutènement	20 ans pour une portée de 15 m	1 an pour une portée de 10 m	1 semaine pour une portée de 5 m	10 h pour une portée de 2,5 m	30 mn pour une portée de 1 m
Cohésion du massif rocheux (kPa)	> 400 kPa	300 à 400 kPa	200 à 300 kPa	100 à 200 kPa	< 100 kPa
Angle de frottement du massif rocheux (°)	> 45°	35° à 45°	25° à 35°	15° à 25°	< 15°

E. INDICATIONS POUR LA NOTATION "NATURE DES DISCONTINUITES"					
Longueur des discontinuités	< 1 m	de 1 à 3 m	de 3 à 10 m	de 10 à 20 m	> 20 m
Notation	6	4	2	1	0
Ouverture des discontinuités	aucune	< 0,1 mm	de 0,1 à 1 mm	de 1 à 5 mm	> 5 mm
Notation	6	5	4	1	0
Rugosité des épontes des discontinuités	Très rugueuse	Rugueuse	Légèrement rugueuse	Lisse	Lustrée
Notation	6	5	3	1	0
Altération des épontes	Non altéré	Légèrement altéré	Moyennement altéré	Très altéré	Décomposé
Notation	6	5	3	1	0
Matériau de remplissage des discontinuités	Aucun	Remplissage dur < 5 mm	Remplissage dur > 5 mm	Remplissage mou < 5 mm	Remplissage mou > 5 mm
Notation	6	4	2	2	0

Nota : Certaines conditions sont mutuellement exclusives. Par exemple, si du matériau de remplissage est présent, il n'est plus pertinent de considérer la rugosité dans la mesure où son effet sera effacé par celui du remplissage. Dans ce cas utiliser directement la notation du tableau A 4.

F. INFLUENCE DE L'ORIENTATION ET DU PENDAGE DES DISCONTINUITES POUR LA STABILITE DES TUNNELS			
Horizontale du plan de discontinuité perpendiculaire à l'axe longitudinal du tunnel (creusement en travers bancs)		Horizontale du plan de discontinuité parallèle à l'axe longitudinal du tunnel (creusement en direction)	
Creusement dans le sens du pendage		Pendage 45° à 90° : très défavorable	Pendage 20° à 45° : moyen
Pendage 45° à 90° : très favorable	Pendage 20° à 45° : favorable		
Creusement contre le sens du pendage		Pendage 0° à 20° et orientation quelconque : moyen	
Pendage 45° à 90° : moyen	Pendage 20° à 45° : défavorable		

## Annexe 1.B

## INDICE Q DE BARTON

## RQD (Rock Quality Designation)

Très médiocre	RQD = 0 – 25%
Médiocre	25-50
Moyen	50-75
Bon	75-90
Excellent	90-100
Notes :	
(i) Quand la valeur du RQD est < 10 (y compris 0), on utilise une valeur nominale de 10 pour évaluer Q	
(ii) Les intervalles RQD de 5, i.e. 100, 95, 90, etc ... sont suffisamment précis	

## Jn (indice des familles de joints)

Rocher massif, joints rares ou absents	Jn = 0.5 - 1
Une famille de joints	2
Une famille + joints erratiques	3
Deux familles	4
Deux familles + joints erratiques	6
Trois familles	9
Trois familles + joints erratiques	12
Quatre familles ou plus, joints erratiques,	15
Rocher broyé, meuble	20
Notes : (i) pour les intersections de tunnel, utiliser (3.0xJn), (ii) pour les têtes d'accès, utiliser (2.0xJn)	

## Jr (Indice de rugosité des joints)

a) Epontes en contact		c) Epontes hors contact après cisaillement	
b) Epontes en contact après cisaillement de - de 10 cm			
Joints discontinus	Jr = 4	Zone argileuse d'épaisseur suffisante pour empêcher le contact	Jr = 1.0
Joints ondulés, rugueux ou irréguliers	3	Zone sableuse, graveleuse ou broyée d'épaisseur suffisante pour empêcher le contact	
Joints ondulés, lisses	2		
Joints ondulés, striés (lisses, luisants, polis)	1.5		
Joints plans, rugueux ou irréguliers	1.5		
joints plans, lisses	1.0		
Joints plans, striés	0.5		
<b>Note :</b> (i) les descriptions se réfèrent à des éléments de petites ou moyennes dimensions, dans cet ordre.		<b>Notes :</b> (i) ajouter 1.0 si l'espacement moyen des joints est supérieur à 3 m. (ii) Jr=0,5 si les joints plans et striés comportent des linéations et que celles-ci sont orientées de telle sorte qu'elles peuvent amorcer une rupture.	

## Ja (Indice d'altération des joints)

Epontes en contact	Caractère du joint		Conditions	Eponte
	Joint propres	Joint serré, recimenté	Remplissage de quartz, épidote, etc	Ja = 0.75
		Epontes non altérées	Pas d'enduit, taches superficielles	1
		Epontes légèrement altérées	Enduit minéral non radoucissant, grains sans argile	2
	Enduits ou remplissage	Enduits à frottement	Sable, silt, calcite, etc (non radoucissant)	3
		Enduits à cohésion	Argile, chlorite, talc, etc (radoucissant)	4
Epontes en ou hors contact	Remplissage	Type	Epontes à contacts Remplissage léger (< 5 mm)	Epontes hors contact Remplissage épais
	Matériaux frottant	Sable, silt, calcite, etc	Ja = 4	Ja = 8
	Remplissage fortement surconsolidé	Remplissage compact d'argile, chlorite, talc, etc	6	5 – 10
	Remplissage légèrement surconsolidé	Surconsolidation légère ou moyenne d'argile, de chlorite, talc, etc	8	12
	Remplissage d'argiles gonflantes	Matériaux gonflants (ex montmorillonite)	8 – 12	13 - 20

## Annexe 1.B. suite :

## INDICE Q DE BARTON

## Jw (Influence de l'eau en charge)

Excavation à sec ou faibles venues d'eau (< 5 l/mn localement)	$P_w < 1 \text{ kg/cm}^2$	$J_w = 1$
Venues d'eau ou pressions faibles, débouillage occasionnel au droit d'un joint	1 – 2.5	0.66
Fortes venues d'eau ou pression importante dans du rocher à joint sans remplissage	2.5 – 10	0.5
Fortes venues d'eau ou pression importante, débouillages fréquents	2.5 – 10	0.3
Très fortes venues d'eau lors des tirs, diminuant ensuite avec le temps	> 10	0.2 – 0.1
Très fortes venues d'eau ou pressions très importantes sans réduction notable avec le temps	> 10	0.1 – 0.05
Notes : (i) les 4 derniers indices sont des estimations grossières. Augmenter la valeur de $J_w$ en cas de mise en place d'un dispositif de drainage. (ii) les problèmes particuliers liés à la formation de glace ne sont pas pris en compte.		

## SRF (Stress Reduction Factor)

Ouvrage recoupant des zones de faiblesse provoquant la décompression du rocher lors du percement	Zones de faiblesse fréquentes, contenant de l'argile ou du rocher décomposé chimiquement, rocher environnant très décomprimé (toutes profondeurs)			SRFR = 10
	Zones de faiblesse individuelles, contenant de l'argile ou du rocher décomposé chimiquement (prof. de l'excavation < 50 m)			5
	Zones de faiblesse individuelles, contenant de l'argile ou du rocher décomposé chimiquement (prof. de l'excavation > 50 m)			2.5
	Nombreuses zones de cisaillement en rocher sain, sans argile (toutes profondeurs)			7.5
	Zones de cisaillement individuelles en rocher sain, sans argile (prof. de l'excavation < 50 m)			5
	Zones de cisaillement individuelles en rocher rigide, sans argile (prof. de l'excavation > 50 m)			2.5
	Joints ouverts, rocher très fracturé et décomprimé, " morceaux de sucre ", etc ... (toutes profondeurs)			5
<b>Note :</b> (i) réduire l'indice SRF de 25 à 50% si les zones de cisaillement influent sur l'excavation mais ne la traversent pas.				
		$S_c / \sigma_1$	$\sigma_q / \sigma_c$	SRF
Rocher sain, problèmes de contraintes in situ	Contraintes faibles, excavation peu profonde	> 200	< 0.01	2.5
	Contraintes moyennes	200 - 10	0.01 – 0.3	1
	Contraintes importante, structure très serrée (condition normalement favorable à la stabilité mais peut être défavorable à la tenue des piedroits)	10 - 5	0.3 – 0.4	0.5 – 2
	Mouvements de toit modérés (rocher massif)	5 - 3	0.5 – 0.65	5 – 50
	Quelques " chutes de toit " (rocher massif)	3 - 2	0.65 - 1	50 - 200
	" Chutes de toit " importantes (rocher massif)	< 2	> 1	200 - 400
<b>Notes :</b> (ii) Si l'état de contraintes initiales est fortement anisotrope (si mesuré) : pour $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$ , réduire $\sigma_c$ à 0.75 $\sigma_c$ . Pour $\sigma_1/\sigma_3 > 10$ , réduire $\sigma_c$ à 0.5 $\sigma_c$ . (iii) il est rare que la hauteur de couverture au-dessus du toit soit plus faible que la largeur de l'ouvrage. Si c'est le cas, il est suggéré de porter l'indice SRF de 2.5 à 5.				
			$\sigma\theta / \sigma_c$	SRF
Rocher " poussant "	Déformation plastique du rocher sous l'action de fortes contraintes naturelles	Moyenne pression	1 - 5	5 – 10
		Forte pression	> 5	10 – 20
Rocher " gonflant "	Action chimique en fonction de la présence d'eau	Moyenne pression		5 – 10
		Forte pression		10 - 15

## Annexe 1.C

## Classification SMR (Romana, 1985)

**TABLE 1** Values of Adjustment Factors for Different Joint Orientations

Case of slope failure		Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very unfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	$>30^\circ$	$30-20^\circ$	$20-10^\circ$	$10-5^\circ$	$<5^\circ$
T	$ \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ $					
W	$ \alpha_i - \alpha_s $					
P/W/T	$F_1$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $	$<20^\circ$	$20-30^\circ$	$30-35^\circ$	$35-45^\circ$	$>45^\circ$
W	$ \beta_i $					
P/W	$F_2$	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	$F_2$	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
P	$ \beta_j - \beta_s $	$>10^\circ$	$10-0^\circ$	$0^\circ$	$0 - (-10^\circ)$	$<-10^\circ$
W	$ \beta_i - \beta_s $					
T	$ \beta_j + \beta_s $	$<110^\circ$	$110-120^\circ$	$>120^\circ$	—	—
P/W/T	$F_3$	0	-6	-25	-50	-60

P, planar failure; T, toppling failure; W, wedge failure;  $\alpha_s$ , slope strike;  $\alpha_j$ , joint strike;  $\alpha_i$ , plunge direction of line of intersection;  $\beta_s$ , slope dip;  $\beta_j$ , joint dip (see Figure 18.1);  $\beta_i$ , plunge of line of intersection.  
Source: Romana, 1985.

**TABLE 3** Various Stability Classes as per SMR Values

Class No.	V	IV	III	II	I
SMR value	0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Rock mass description	Very bad	Bad	Normal	Good	Very good
Stability	Completely unstable	Unstable	Partially stable	Stable	Completely stable
Failures	Big planar or soil-like or circular	Planar or big wedges	Planar along some joints and many wedges	Some block failure	No failure
Probability of failure	0.9	0.6	0.4	0.2	0

Source: Romana, 1985.

**TABLE 2** Values of Adjustment Factor  $F_4$  for Method of Excavation

Method of excavation	Value of $F_4$
Natural slope	+15
Pre-splitting	+10
Smooth blasting	+8
Normal blasting or mechanical excavation	0
Poor blasting	-8

Source: Romana, 1985.

**TABLE 4** Suggested Supports for Various SMR Classes

SMR classes	SMR values	Suggested supports
Ia	91-100	None
Ib	81-90	None, scaling is required
IIa	71-80	(None, toe ditch, or fence), spot bolting
IIb	61-70	(Toe ditch or fence nets), spot or systematic bolting
IIIa	51-60	(Toe ditch and/or nets), spot or systematic bolting, spot shotcrete
IIIb	41-50	(Toe ditch and/or nets), systematic bolting/anchors, systematic shotcrete, toe wall and/or dental concrete
IVa	31-40	Anchors, systematic shotcrete, toe wall and/or concrete (or re-excavation), drainage
IVb	21-30	Systematic reinforced shotcrete, toe wall and/or concrete, re-excavation, deep drainage
Va	11-20	Gravity or anchored wall, re-excavation

Less popular support measures are given in brackets.

Annexe 1. D

Détermination indirecte des paramètres JCS et JRC du modèle Barton-Bandis

J <sub>r</sub> profile	Thickness of the mineral fill	Alteration
planar rough undulating rough stepped rough	< 0.5 mm	1
planar rough undulating rough stepped rough	≥ 0.5 mm	1.2
planar slickensided planar smooth undulating slickensided undulating smooth stepped slickensided stepped smooth	< 2 mm	1.2
planar slickensided planar smooth undulating slickensided undulating smooth stepped slickensided stepped smooth	≥ 2 mm	1.5

Description	Profile	J <sub>r</sub>	JRC 200 mm	JRC 1 m
Rough		4	20	11
Smooth		3	14	9
Slickensided		2	11	8
	Stepped			
Rough		3	14	9
Smooth		2	11	8
Slickensided		1.5	7	6
	Undulating			
Rough		1.5	2.5	2.3
Smooth		1.0	1.5	0.9
Slickensided		0.5	0.5	0.4
	Planar			



## Annexe 2

**Couche 1**

Name:  Colour:  Hatch:

Unit Weight:  kN/m<sup>3</sup>  Saturated U.W.  kN/m<sup>3</sup>

Strength Type:   $\tau = c' + \sigma'_n \tan \phi'$

Strength Parameters

Cohesion:  kPa Phi:  degrees

Water Parameters

Water Surface:  Ru Value:

Show only properties used in model

**Couche 2**

Name:  Colour:  Hatch:

Unit Weight:  kN/m<sup>3</sup>  Saturated U.W.  kN/m<sup>3</sup>

Strength Type:   $\tau = c' + \sigma'_n \tan \phi'$

Strength Parameters

Cohesion:  kPa Phi:  degrees

Water Parameters

Water Surface:  Ru Value:

Show only properties used in model

**Couchel 3**

Name: Couchel 3    Colour:     Hatch: 

Unit Weight: 25.28 kN/m<sup>3</sup>     Saturated U.W. 20 kN/m<sup>3</sup>

Strength Type:   
Mohr-Coulomb     $\tau = c' + \sigma'_n \tan \phi'$

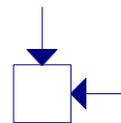
Strength Parameters     
Cohesion: 7361 kPa    Phi: 48.61 degrees

Water Parameters  
Water Surface: None    Ru Value: 0

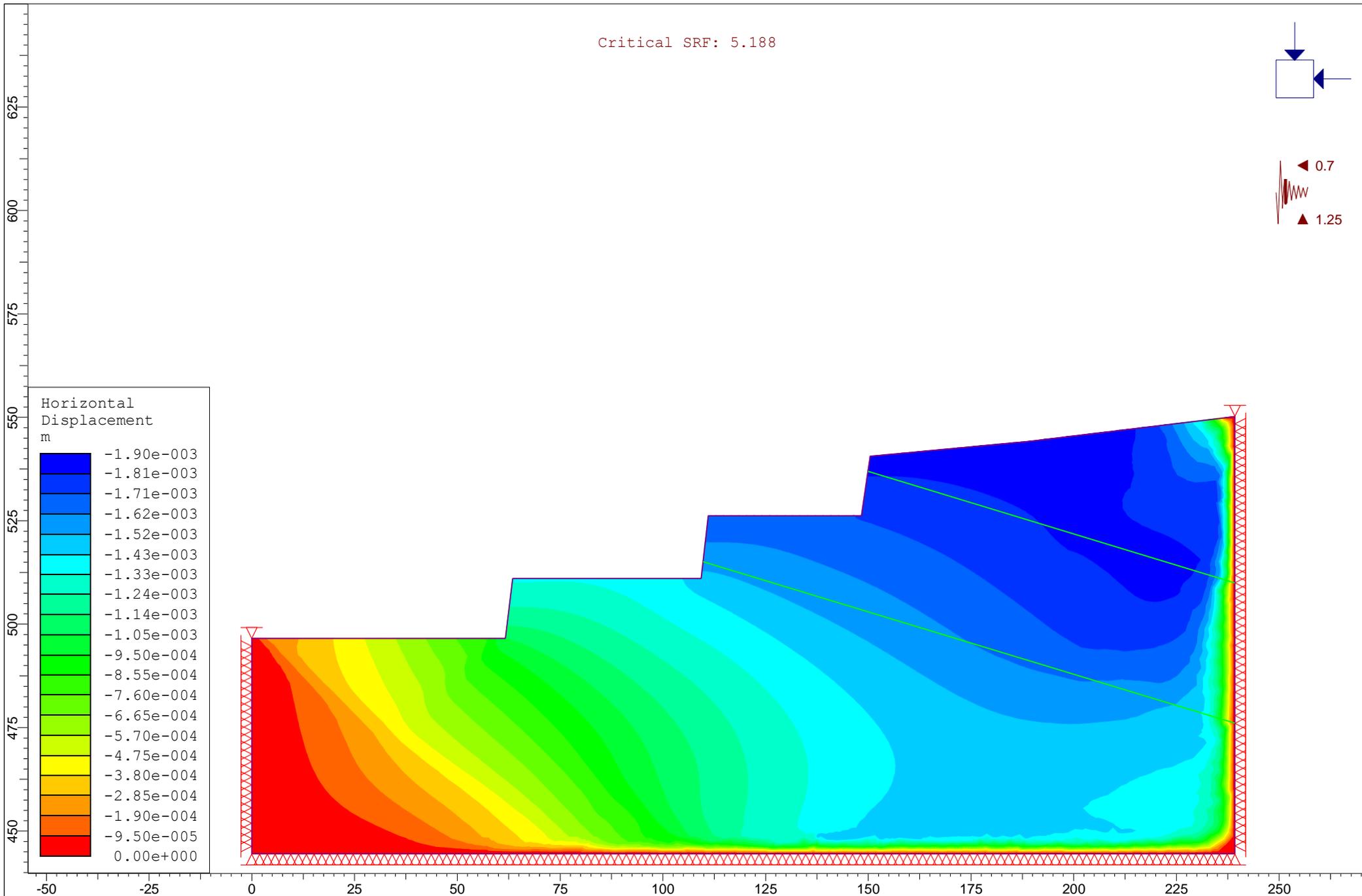
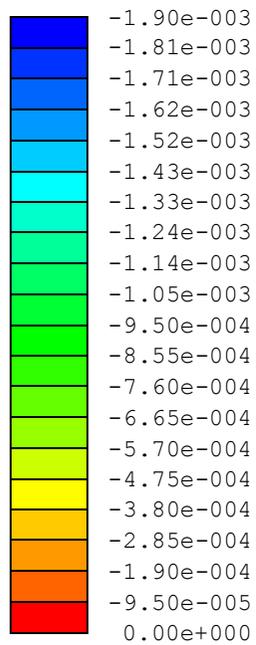
    Show only properties used in model

# Annexes 3

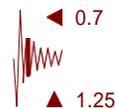
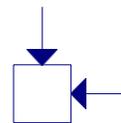
Critical SRF: 5.188



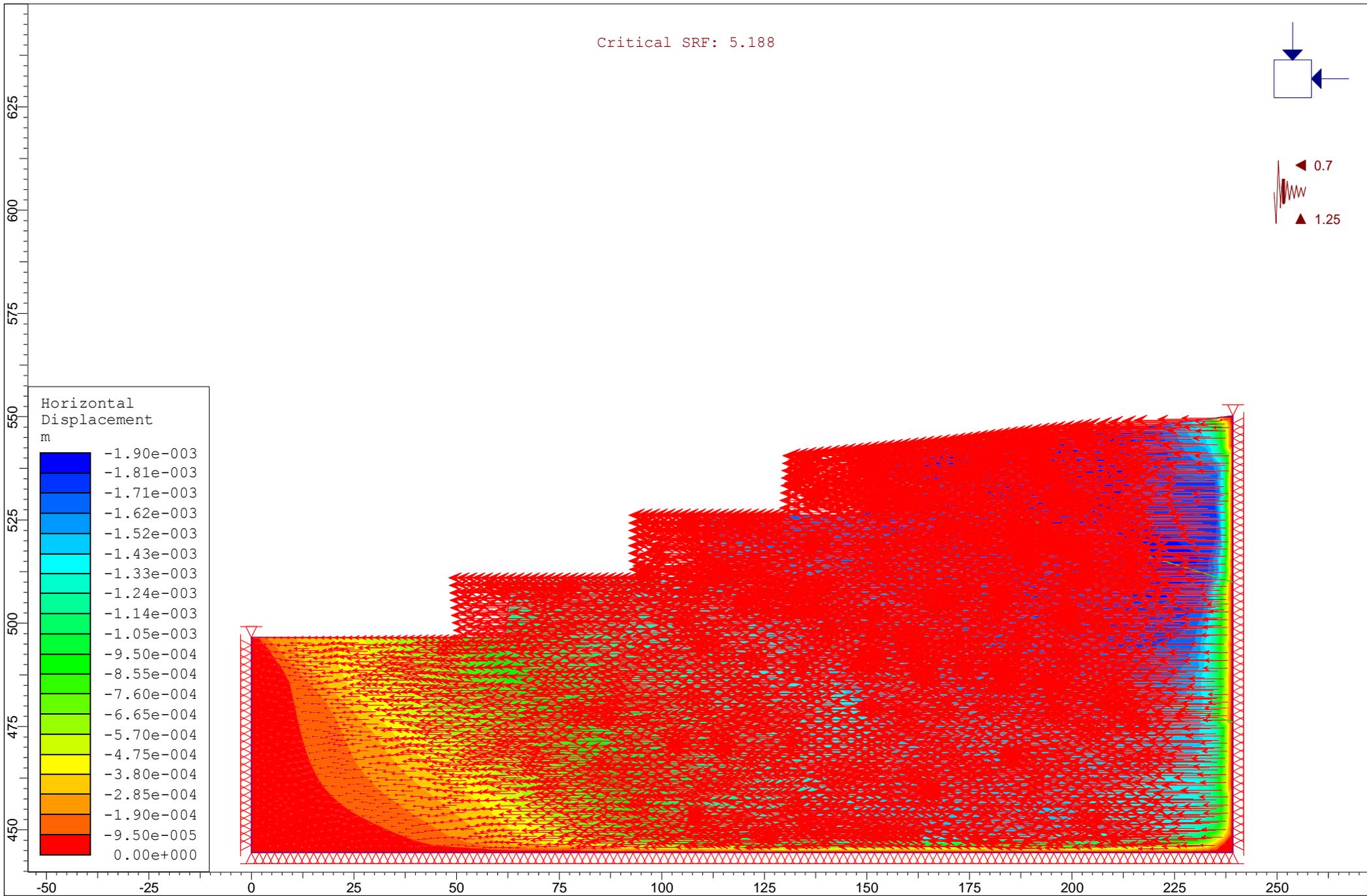
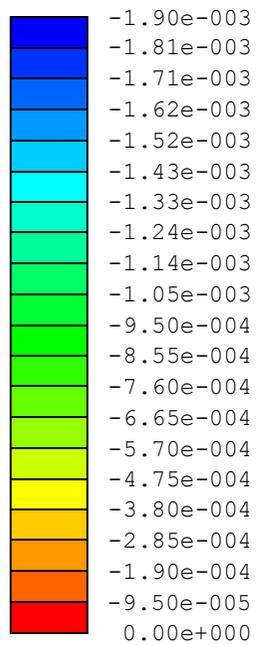
Horizontal Displacement  
m



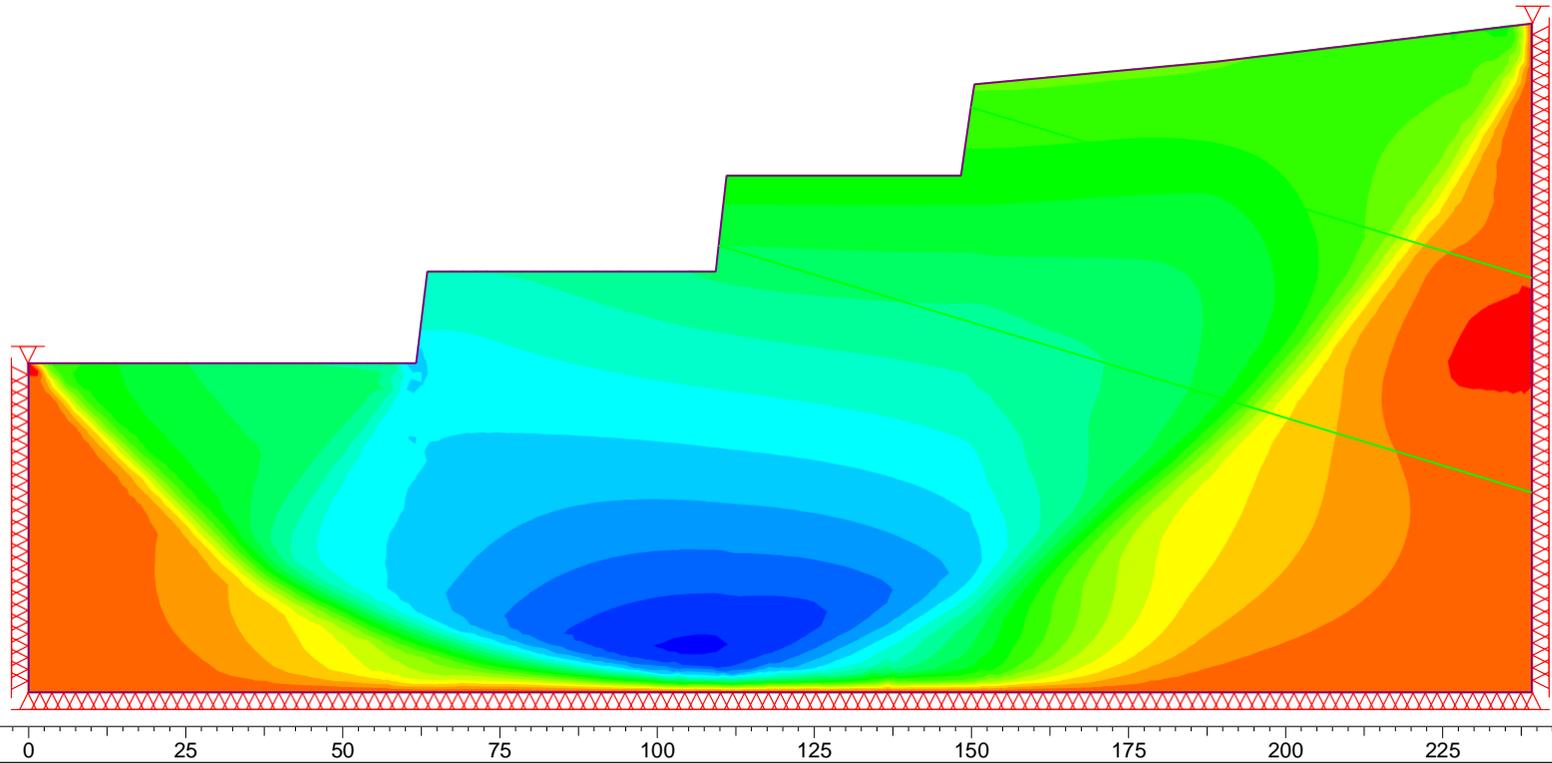
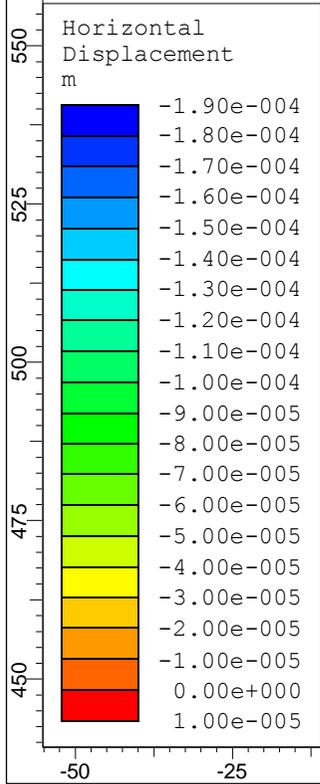
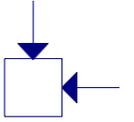
Critical SRF: 5.188



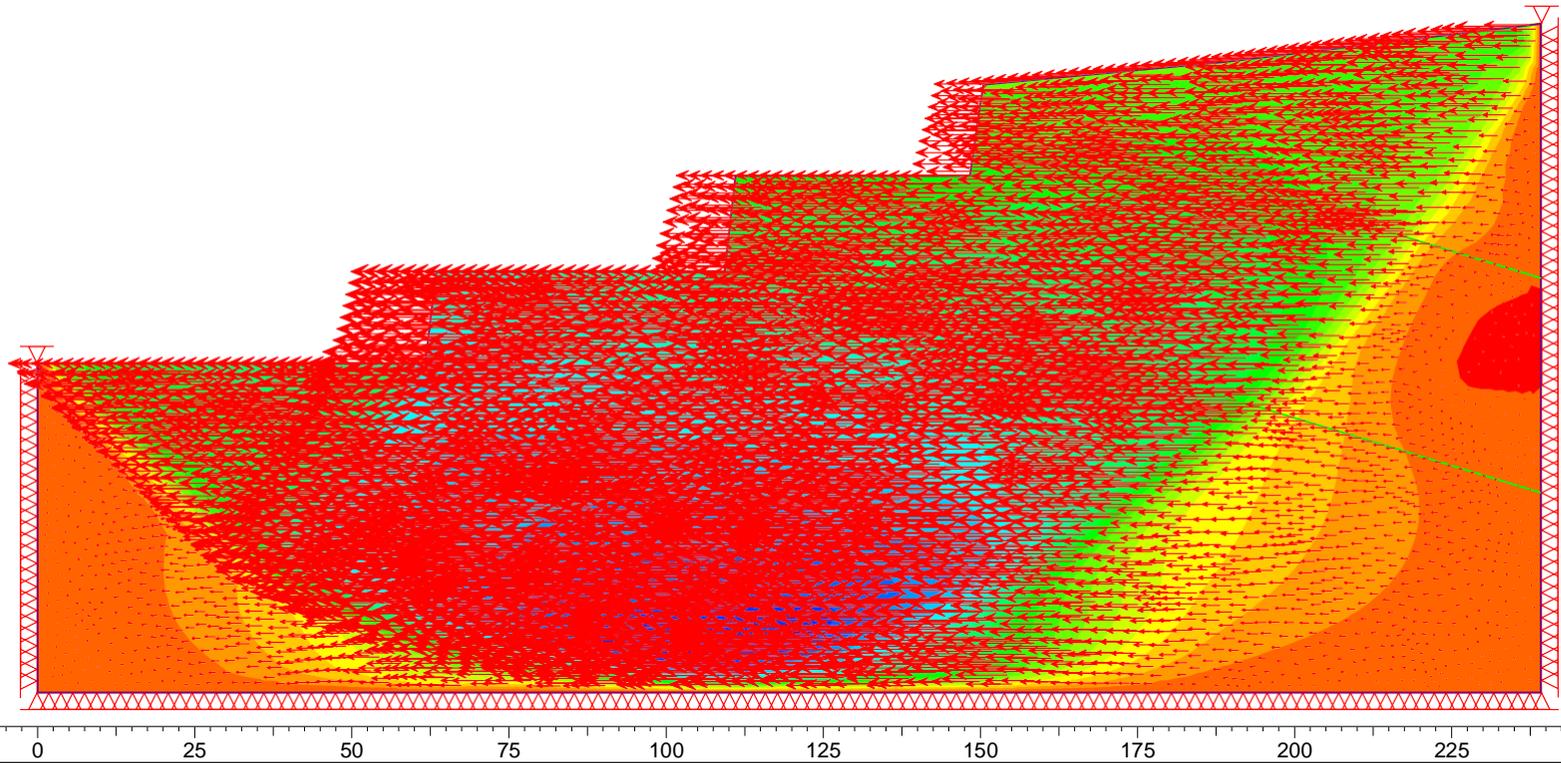
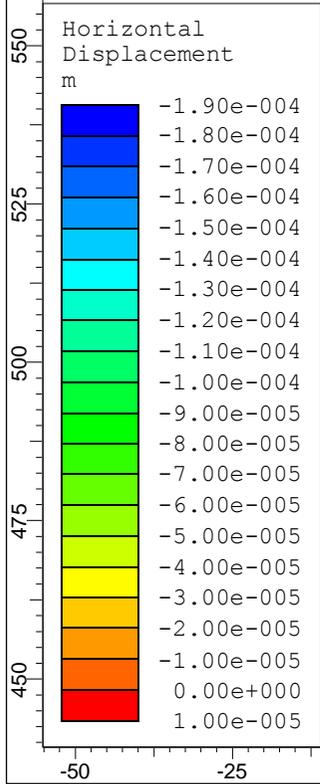
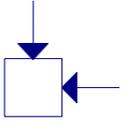
Horizontal Displacement  
m



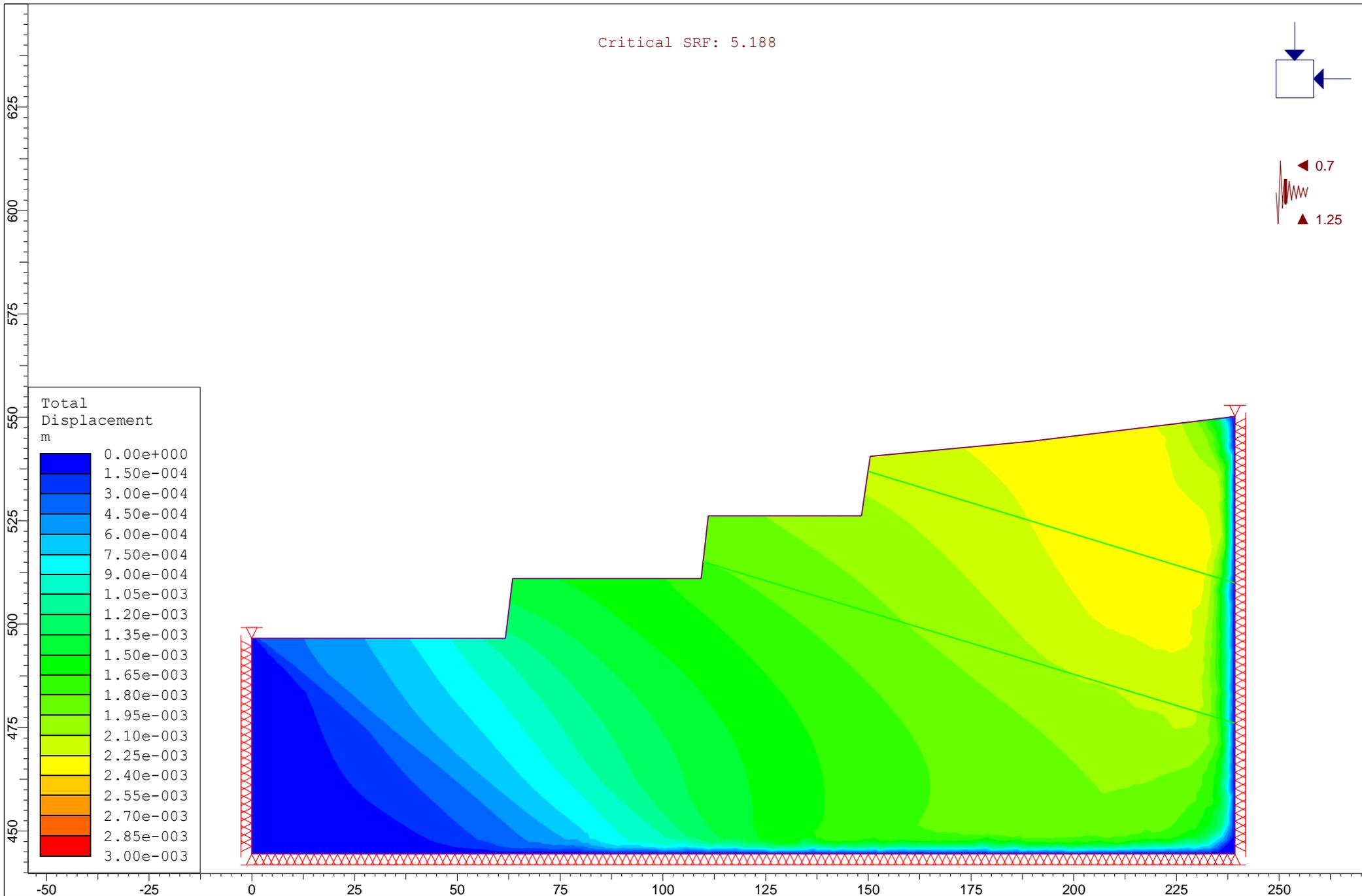
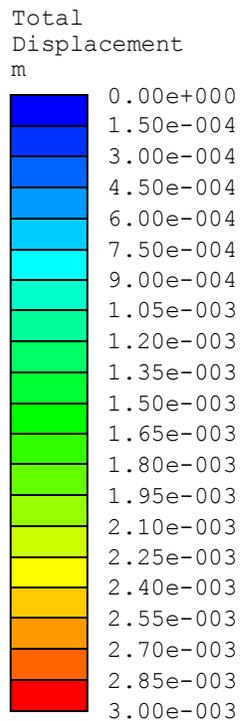
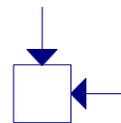
Critical SRF: 41.355



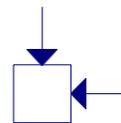
Critical SRF: 41.355



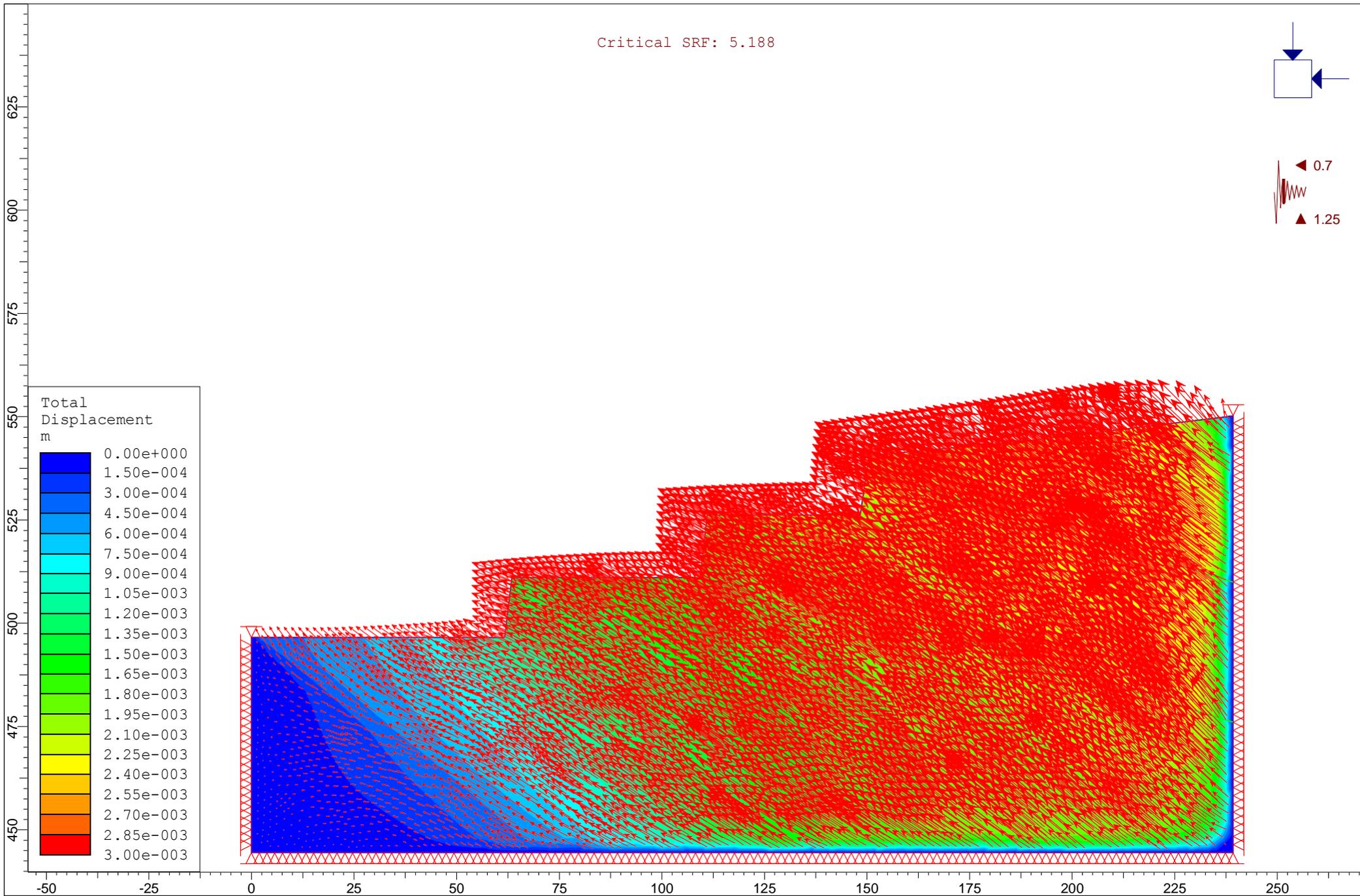
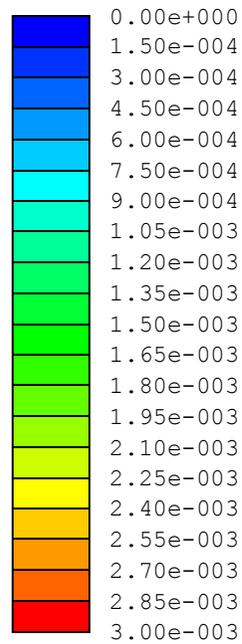
Critical SRF: 5.188



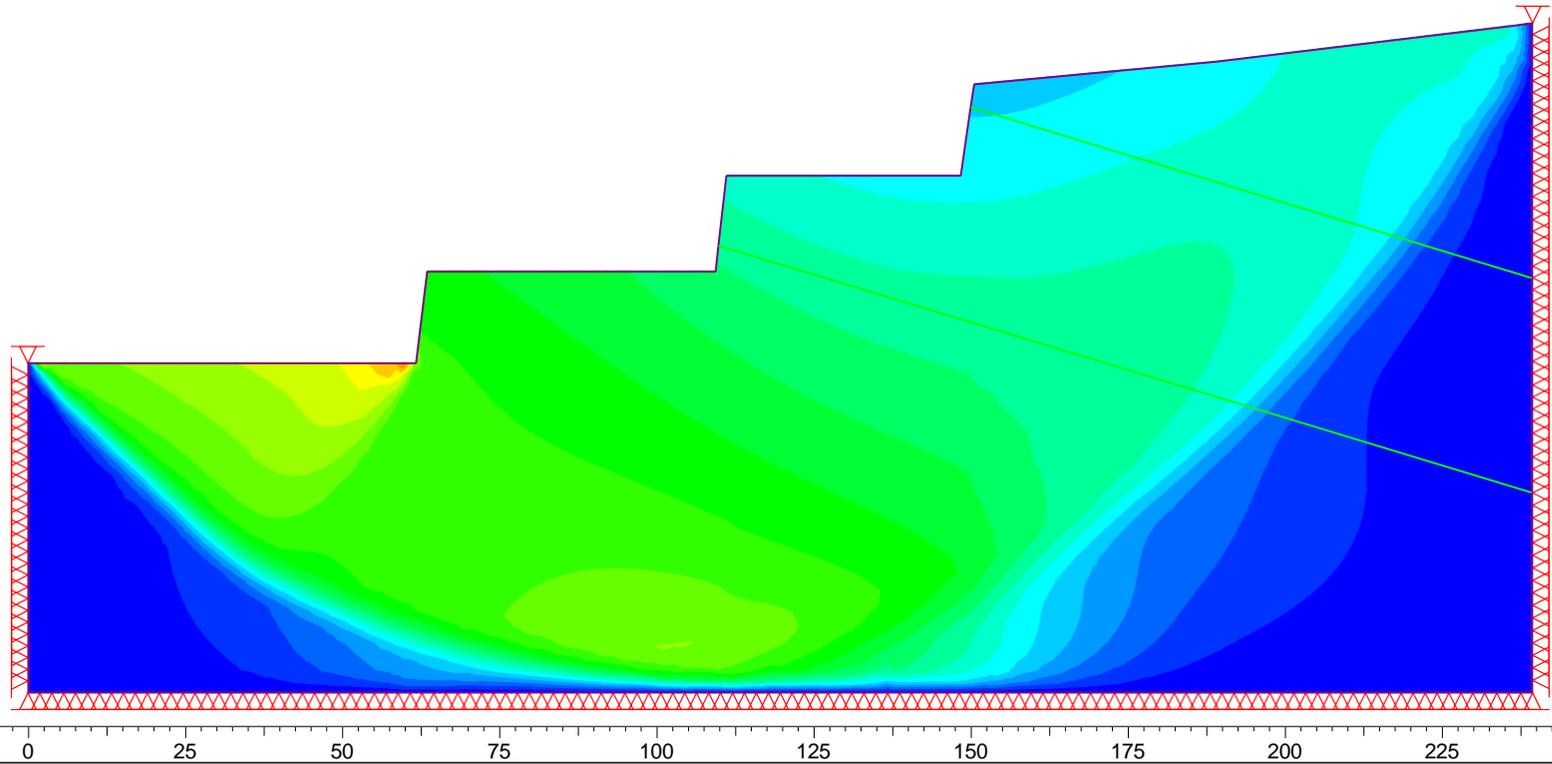
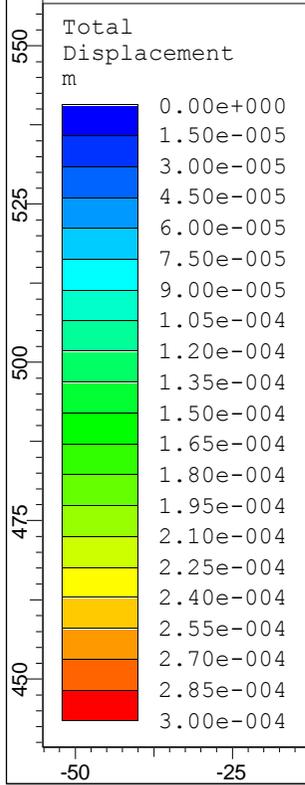
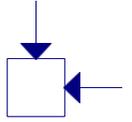
Critical SRF: 5.188



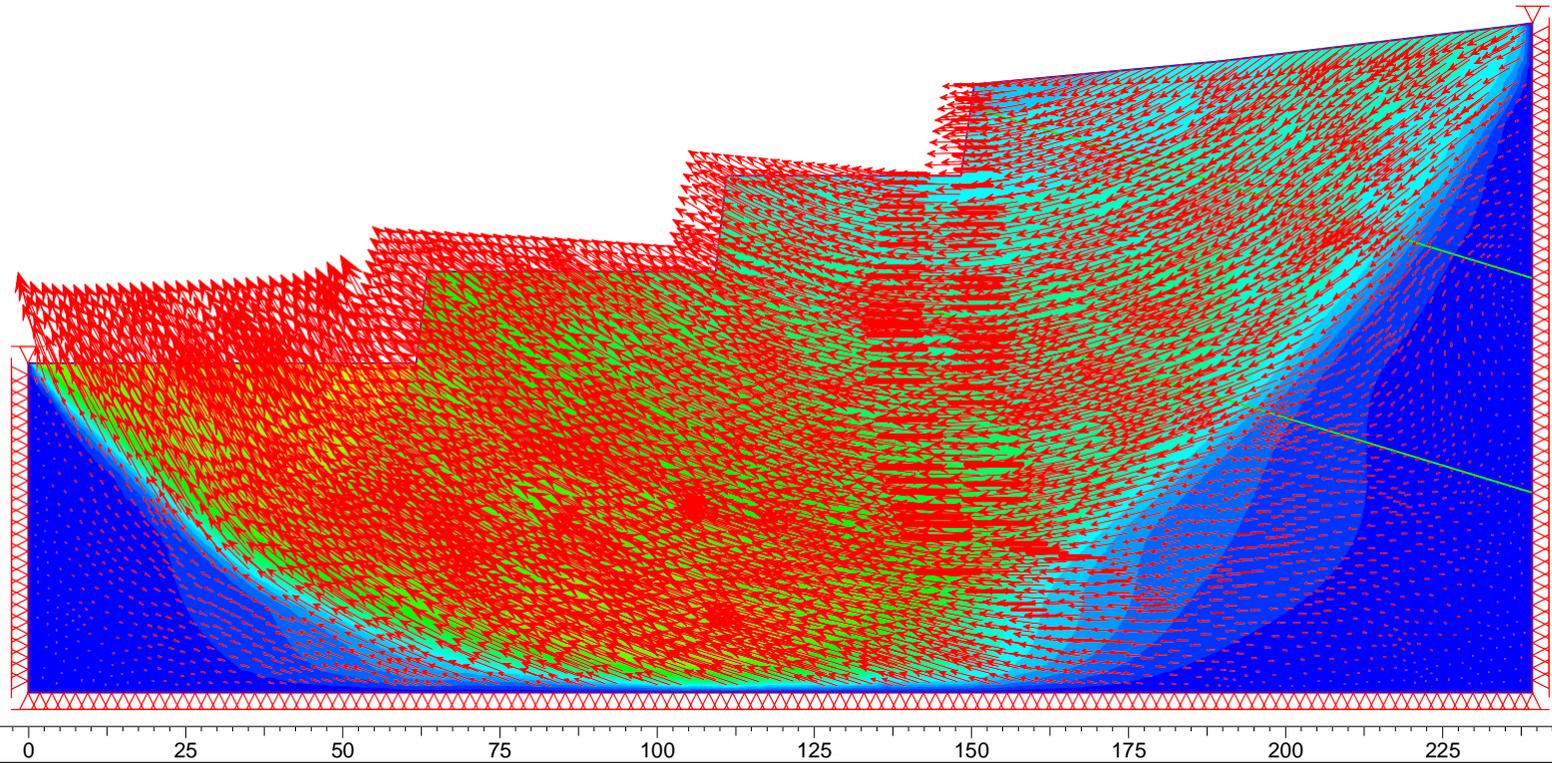
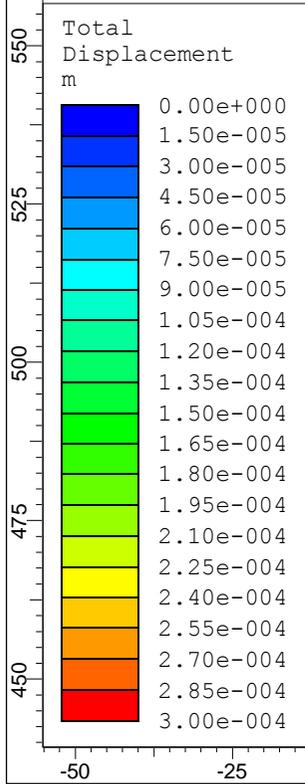
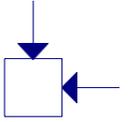
Total Displacement  
m



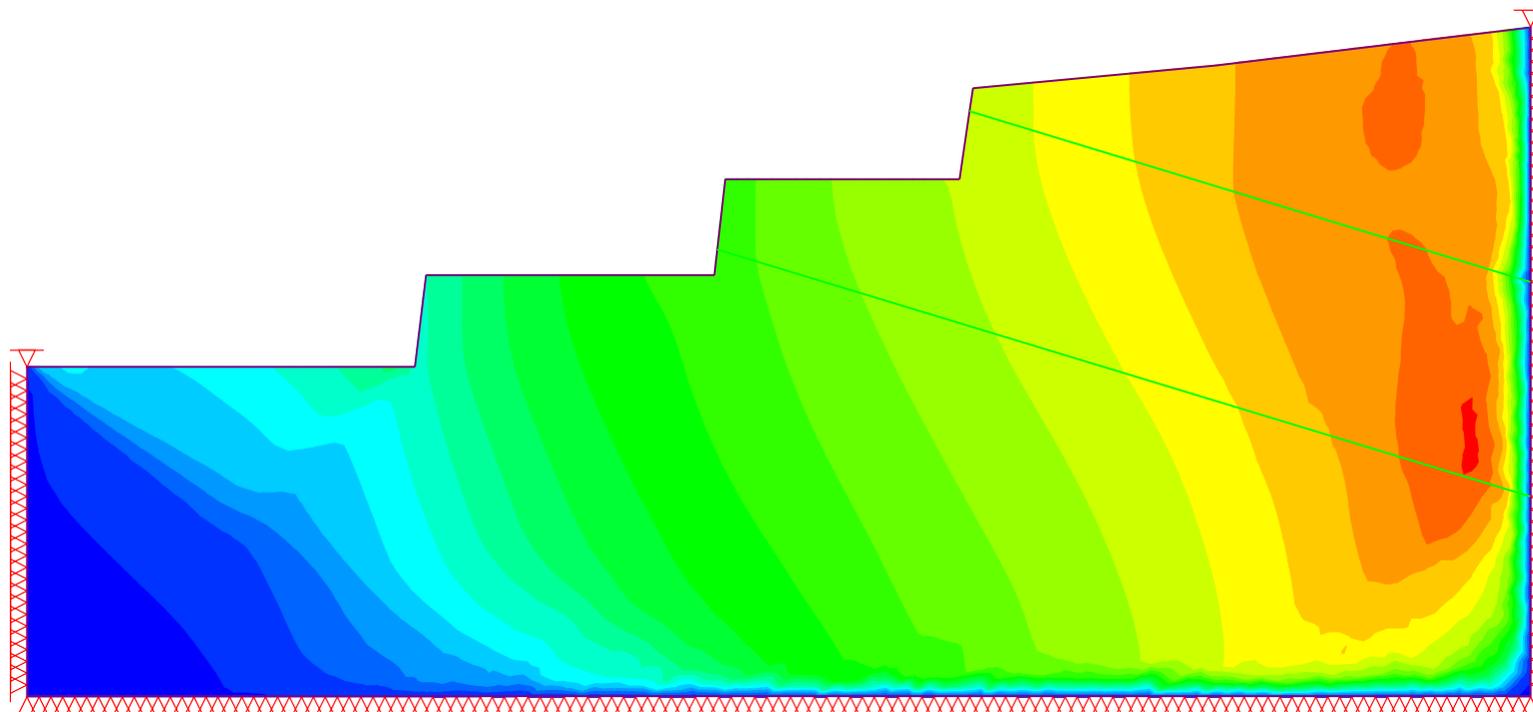
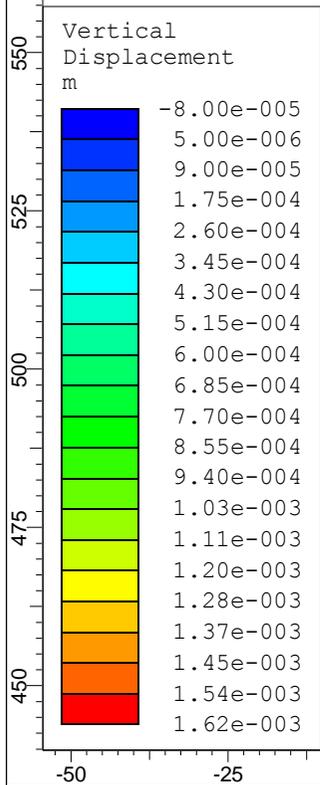
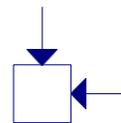
Critical SRF: 41.355



Critical SRF: 41.355

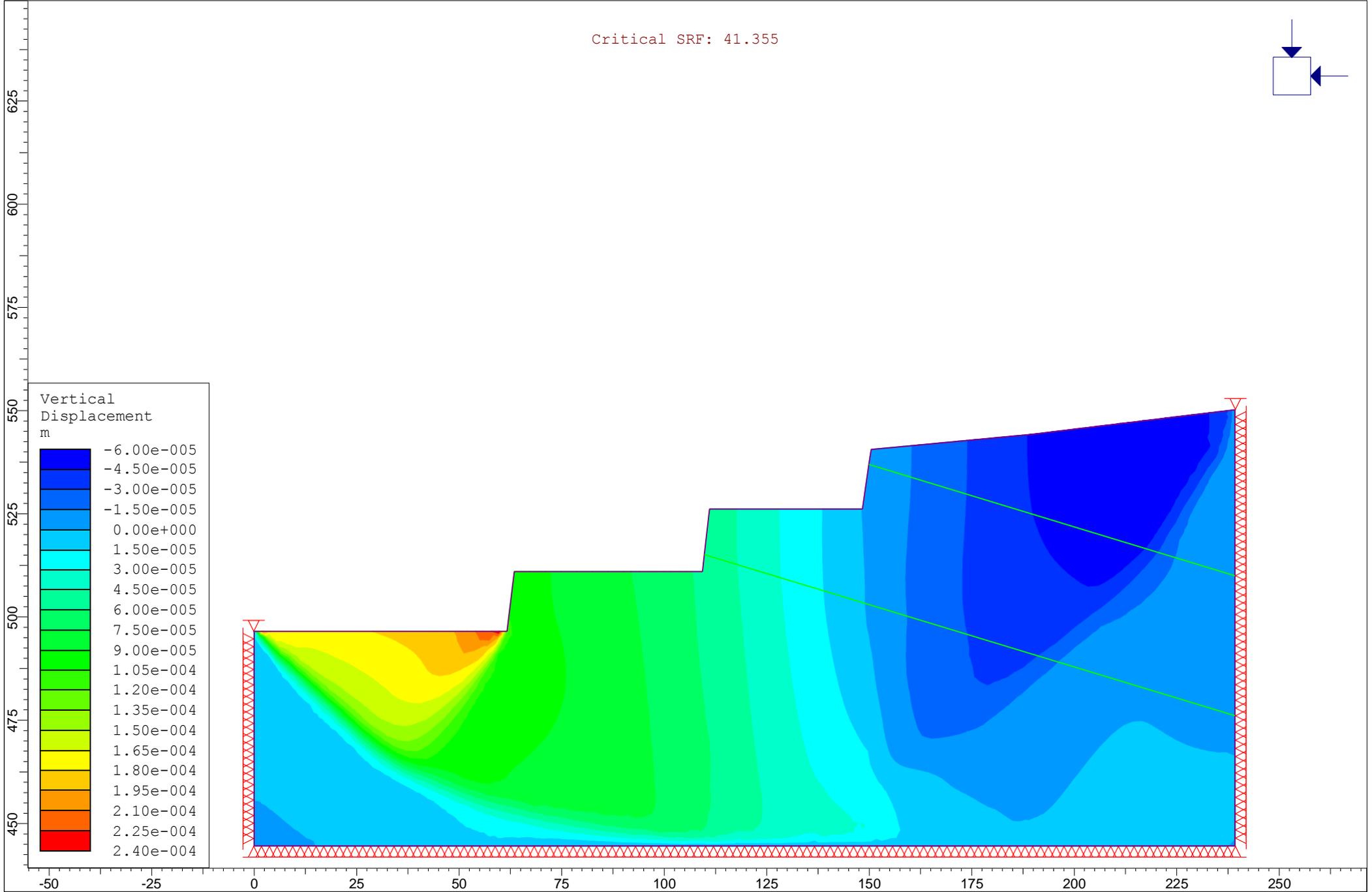
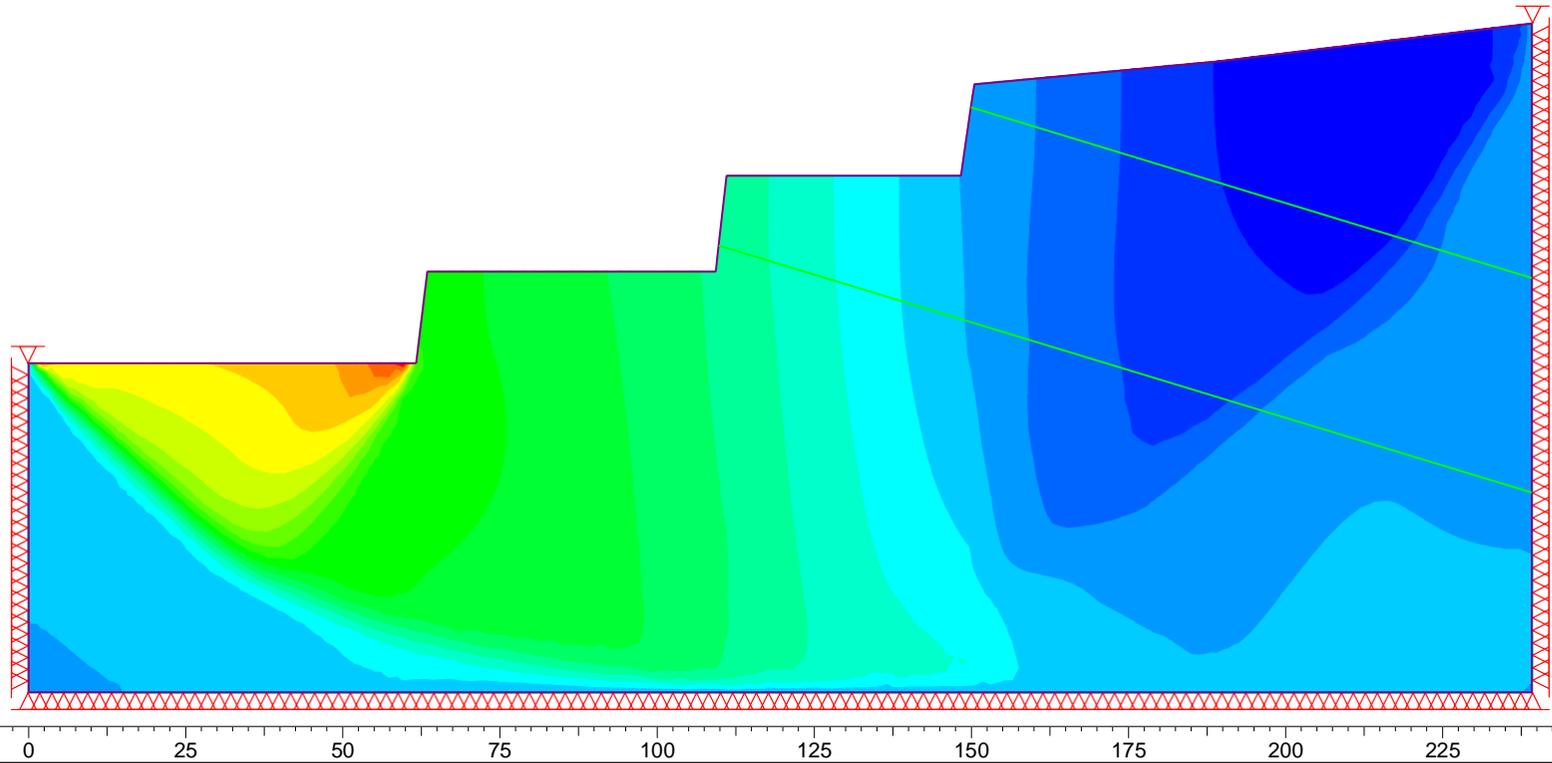
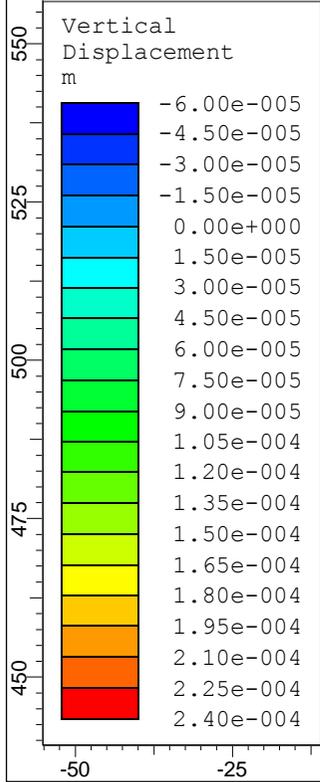
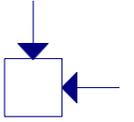


Critical SRF: 5.188

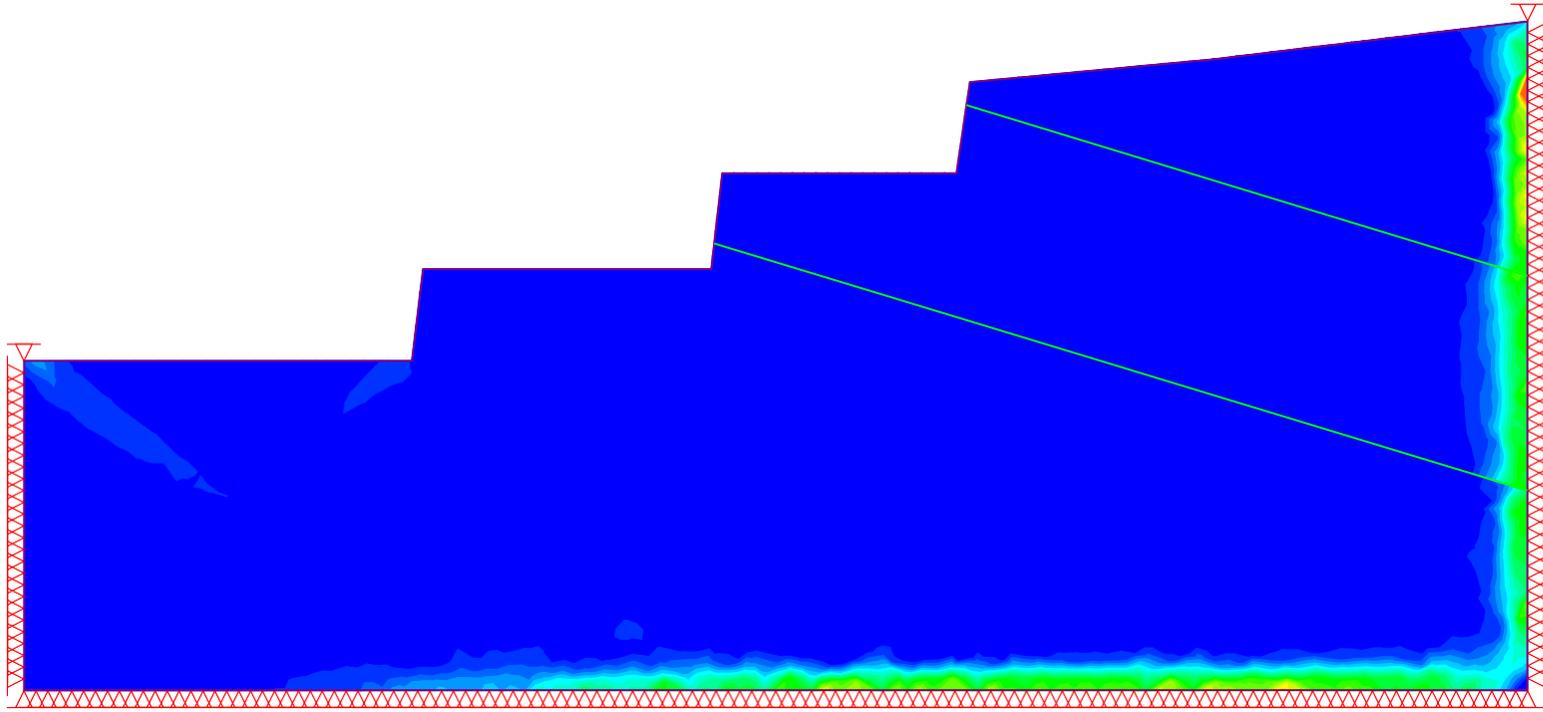
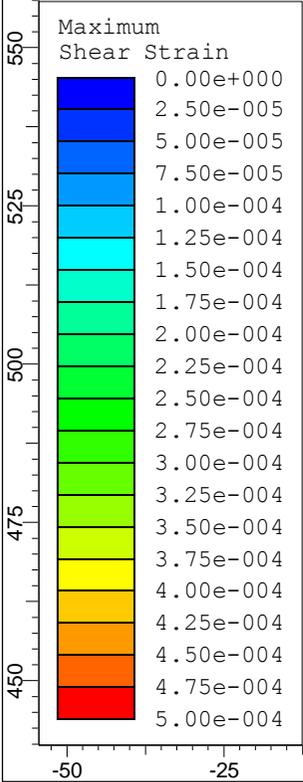
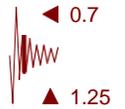
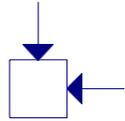


-50      -25      0      25      50      75      100      125      150      175      200      225      250

Critical SRF: 41.355



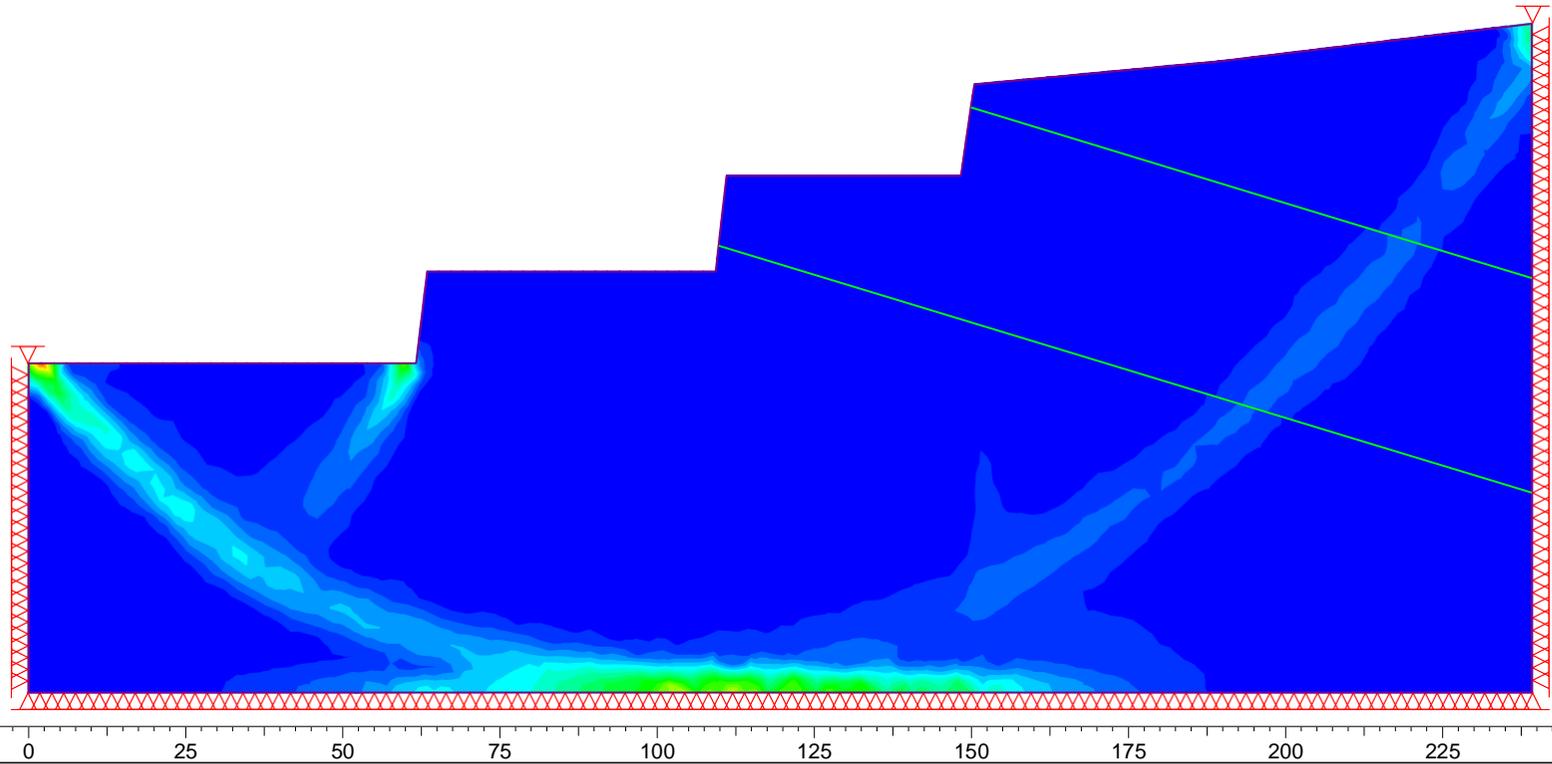
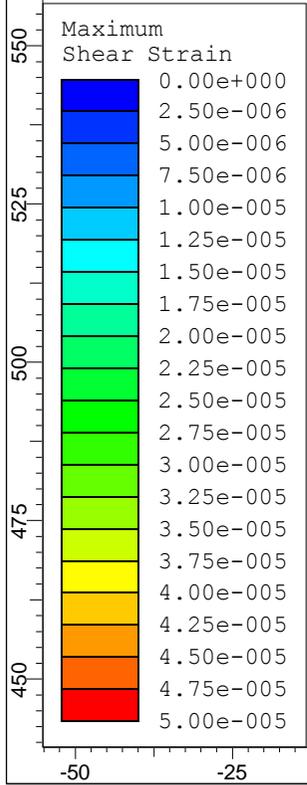
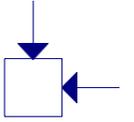
Critical SRF: 5.188



625  
600  
575  
550  
525  
500  
475  
450

-50 -25 0 25 50 75 100 125 150 175 200 225 250

Critical SRF: 41.355



## **Résumé**

Le présent travail a pour objectif d'étudier l'effet des vibrations sismiques dues aux tirs sur la stabilité des talus en suivant toutes les étapes nécessaires afin d'assurer la réalisation de ce travail. Nous avons pris le flanc Est de la carrière de calcaire à Hammam-Sidi-El Hadj CILAS-SPA -W. BISKRA- comme exemple. D'abord, nous avons défini et caractérisé les différents paramètres physico-mécaniques des roches. Ensuite, nous avons étudié les différentes phases de la fragmentation des roches à l'aide des explosifs, et les différents effets arrières de tir (Les chutes des blocs, vibrations sismiques et acoustiques). Enfin, une analyse de la stabilité par deux méthodes (méthodes des éléments finis -faite par PHASE<sup>2</sup>- et méthode d'équilibre imite -faite par SLIDE6-) dans les deux cas avec et sans effet sismique, en utilisant les valeurs obtenues par notre essais sur quelques blocs pris du flanc Est de la carrière a confirmé deux études à la fois : la première que l'abattage à l'explosif influe énormément sur les stabilité des talus, la deuxième que les talus de la carrière de calcaire Hammam-Sidi-El Hadj CILAS-SPA -W. BISKRA- sont très stables sous l'effet des vibrations sismiques dues aux tirs.

Mots clés : vibrations, sismique, explosifs, abattage, stabilité, talus, MEF, MEL...

## **Abstract**

The present work aims to study the effect of seismic vibrations caused by blasting on the slopes stability by following all the necessary steps to ensure this work. We took the east side of the limestone quarry at Hammam-Sidi-El Hadj CILAS-SPA -W. BISKRA- as an example. First, we defined and characterized the different the rock physico-mechanical parameters of the rocks. Then, we studied the different phases of the rock fragmentation by blasting, and the different other negative blasting effects (block falls, seismic and acoustic vibrations). Finally, an analysis of stability by two methods (finite element methods - realized by PHASE<sup>2</sup>- and equilibrium -realized by SLIDE6-) in both cases ( presence and absence of seismic effects), using the values obtained by our tests on some blocks taken from the east side of the quarry has confirmed two studies at once: the first that the blasting has a great influence on the stability of the slopes, the second that the slopes of the limestone quarry Hammam-Sidi El-Hadj CILAS-SPA -W. BISKRA- are very stable under the effect of seismic vibrations due to shots. Key words: vibrations, seismic, explosives, blasting, stability, slope, MEF, MEL ...