



Département Génie-Minier
Entreprise Cosider Carrière

Mémoire de projet de fin d'études
Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie-Minier

Assurance Sécuritaire et Environnementale et Exploitation Sélective (calcaire-marne)
De gisement de Cerrou El Djoua (Bouira)

Nacera BOUZAIID
Nesrine LAOUAR STAHI

Sous la direction de M. Mohammed Aguide BACHAR ASSED
Présentée et soutenue publiquement le 20 /06/2017

Composition du jury :

Président : M. Malek OULD HAMOU	MCA	(ENP)
Promoteur : M. Mohammed Aguid BACHAR ASSED	Professeur	(ENP)
Examineur : M. Rachid GACEM	MAA	(ENP)
Invités :		
M. Abdel Hakim BOUKHARI	PDG	(COSIDER)



Département Génie-Minier
Entreprise Cosider Carrière

Mémoire de projet de fin d'études
Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie-Minier

Assurance Sécuritaire et Environnementale et Exploitation Sélective (calcaire-marne)
De gisement de Cerrou El Djoua (Bouira)

Nacera BOUZAIID
Nesrine LAOUAR STAHI

Sous la direction de M. Mohammed Aguide BACHAR ASSED
Présentée et soutenue publiquement le 20 /06/2017

Composition du jury :

Président : M. Malek OULD HAMOU	MCA	(ENP)
Promoteur : M. Mohammed Aguid BACHAR ASSED	Professeur	(ENP)
Examineur : M. Rachid GACEM	MAA	(ENP)
Invités :		
M. Abdel Hakim BOUKHARI	PDG	(COSIDER)

ملخص :

يطبع على محجرة سرو الجوه ظهور طبقة من الطين الجيري ضمن حقل الحجر الكلسي الذي يعتبر ذات نوعية جيدة, حيث أن الإستغلال المنجمي للمادتين سويا على أحسن وجه قد يسمح بالحصول على حصى ذات نوعية و قيمة مضافة مقبولة عند تسويقه .

الهدف من هذا العمل هو تحسين كمية الخليط الممزوج المستخرج من المحجرة و المكون من الحجر الكلسي و الطين الجيري وذلك باستعمال برمجية (Design Expert 07) للحصول على حصى ذات معايير دولية, مع تأمين إستقرار المحجرة و المحافظة على البيئة .

الكلمات المفتاحية : الحجر الكلسي ، الطين الجيري ، الخليط الممزوج، تحسين، برمجية (Design Expert 07)إستقرار المحجرة و المحافظة على البيئة .

Abstract:

A layer of marl intercalating limestone of very good quality reveals the deposit forming the Cerrou El Djoua quarry, the simultaneous extraction of the two mineral substances would have produced a high product of acceptable market value.

The objective of this work is to optimize the limestone-marl mixture to be felled using software (Design Expert 07) in order to obtain normative aggregates, while securing the edges in liquidation and the environment of the quarry.

Key words: Limestone, marl, homogenization, optimization, Software Design Expert 07, security, environment.

Résumé

Le gisement formant la carrière de Cerrou El Djoua est mis en évidence par une couche de marne intercalant le calcaire de très bonne qualité, dont l'extraction simultanée des deux substances minérales aurait donné un produit élevé de valeur marchande acceptable.

L'objectif de ce travail est d'optimiser le mélange calcaire-marne à abattre à l'aide de logiciel (Design Expert 07) afin d'obtenir des agrégats normatifs, tout en sécurisant les bords en liquidation et l'environnement des chantiers.

Mots clés : Calcaire, marne, homogénéisation, optimisation, logiciel Design Expert 07, sécurité, environnement

REMERCIEMENTS

Nous tenons à remercier Allah notre grand bon Dieu, le tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage d'établir ce modeste travail.

Nous exprimons nos sincères remerciements à notre promoteur Professeur Mohamed Aguid Bachar Assed pour avoir proposé et dirigé ce travail, nous le remercions également, pour son aide effective et dont les conseils nous ont été très précieux.

*Nos chers remerciements vont vers Monsieur BOUKHARI Abdelhakim, Président Directeur Général de COSIDER CARRIERES, pour avoir honoré de sa présence et d'avoir consacré un temps si précieux de son planning de travail, pour assister à la soutenance ;
Nous lui exprimons notre grande gratitude au suivi de notre projet dès l'entame du stage au niveau de la Carrière d'El Hachimia.*

Ce stage qui a été encadré et pris en charge grâce à l'aide constante et soutenue de Mme ARAB Née HAMZA Hamida, Directrice technique – Marketing de COSIDER CARRIERES.

Nous tenons aussi à remercier le personnel de l'unité de Cerrou El Djoua (Bouira) en particulier, à leur :

Directeur d'unité Mr Boualam HAOUA

Chef d'exploitation Mm Naima METIDJI

Ingénieur des mines Mr Samir ARRAAR

Le responsable du laboratoire Mr Hichem BOUMAZILOUD

Pour leurs conseils, leur aide et leur accueil durant le déroulement du stage.

Nous remercions tous ceux qui ont contribué à notre formation depuis notre jeune âge et aux enseignants du département de Génie Minier, à leur tête Mr OULD HAMOU Malek, Chef de département Génie-Minier de notre honorable école nationale polytechnique, pour ses conseils, orientations riches d'une grande expérience et son esprit positif.

Nous tenons à remercier vivement Mlle Khaoula BEDRI envers qui nous sommes très reconnaissantes pour l'aide précieuse qu'elle nous 'a apportée, ainsi que pour sa disponibilité.

Ainsi nous remercions tous les membres du jury d'avoir accepté d'examiner notre travail, et d'y avoir porté leur juste appréciation.

DEDICACES

Avant tout, je dédie ce modeste travail à mes chers parents pour leur compréhension, sacrifice, patience et leur soutien moral et tous leurs encouragements durant mon cursus scolaire et universitaire.

Je dédie ce travail aussi à :

Mes très chères sœurs YASMINE ET ASMA

A toute ma famille LAOUAR STAHI & BOUMOUD.

A ma deuxième famille qui m'a accueillie et m'a offert une ambiance conviviale et sereine pour assurer le bon cheminement de notre travail, en l'occurrence à Mr BOUZAID Fathi et sa famille pour leur aide et conseils.

A tous mes amis, en l'occurrence ceux et celles de l'ENP.

NESRINE LAOUAR STAHI

#

A mes très chers parents pour votre soutien sans faille et les sacrifices qui m'ont permis d'arriver à ce stade ; Sans Vous, ce travail ne verra jamais le jour.

Merci pour votre patience, conseils positifs et votre disponibilité même dans mes moments les plus difficiles ;

A mes Sœurs Ferial Oumaima et Nour Khouloud ;

A mon frère Abdelmoumene, je leur souhaite un plein succès dans leur parcours étudiantin et scolaire.

A tous les membres de ma famille.

A l'homme de ma vie Mohammed

Une pensée à mes grands pères Abdelkader BOUZAID et Rabah BAOUCH.

A tous et toutes mes amis (es) de l'ENP.

NAËRA BOUZAID

Table des matières

Liste des figures

Liste des tableaux

INTRODUCTION GENERALE.....	12
Présentation du Groupe COSIDER Carrières	13
Présentation de l'unité de Cerrou El Djoua.....	13
I.1. Contexte général	16
I.1.1.Situation administrative et géographique	16
I.1.2. Géomorphologie	17
I.1.3. Réseau hydrographique, Hydrogéologie	18
I.1.4. Le Climat	18
I.2. Contexte Géologique	19
I.2.1. Géologie régionale	19
I.2.2. Géologie du gisement	21
I.3. Etat Des Réserves Géologiques (31/12/2016)	24
<i>Introduction</i>	26
<i>II.1. Les propriétés physiques</i>	26
II.1.1. Masse Volumique	26
II.1.2. Coefficient d'absorption d'eau	26
II.1.3.Porosité	26
<i>II.2. Les propriétés mécaniques</i>	27
II.2.1.La résistance à la compression	27
II.2.2.La résistance à la traction	27
II.2.3. Résistance au cisaillement	27
II.2.4. L'angle de frottement interne	28
II.2.5.Cohésion	28
II.2.6.Essai de Los Angeles	29
II.2.7.L'essai du Micro-Deval	29
<i>II.3. Les analyses chimiques</i>	29
<i>II.4. Propriétés technologique des roches</i>	30
II.4.1.Dureté de la roche	30
II.4.2.Degré de fissuration.....	30
II.4.3.Indice de forabilité.....	31
II.4.4.Indice de la résistance au contact (Ic).....	32
II.4.5.Le coefficient de dureté de l'agrégat (fag).....	32
II.4.6.Indice à la destruction des roches (des).....	32

II.4.7. Indice de tirabilité (q ₀).....	32
II.4.8. Indice de difficulté d'excavation (I _{exc}).....	33
<i>Introduction</i>	35
<i>III.1. Paramètres technico-minières de la carrière</i>	35
III.1.1. Régime de fonctionnement de la carrière	35
III.1.2. Durée de vie de la carrière	36
III.1.3. Moyens humaines et matériels	36
<i>III.2. Principaux éléments du système d'exploitation</i>	37
III.2.1. Le gradin	37
III.2.2. L'angle de talus	38
III.2.3. Plate-forme de travail	38
III.2.4. Front de travail du gradin	39
<i>III.3. Les travaux d'exploitation</i>	39
III.3.1. Les travaux préparatoires	39
III.3.2. Les travaux d'abattage	40
III.3.2.1. Préparation de la roche à l'abattage (foration)	40
III.3.2.2. Plan de tir	40
III.3.2.2.1. Explosifs	40
III.3.2.2.2. Paramètres du plan de tir	41
III.3.2.2.3. Les accessoires de tirs	45
III.3.3. Le chargement	47
III.3.4. Transport	47
<i>III.4. Traitement</i>	47
<i>III.5. Contrôle de qualité</i>	49
<i>III.6. Chaîne de vente du produit</i>	49
<i>Introduction</i>	51
<i>IV.1. Echantillonnage</i>	51
<i>IV.2. Préparation mécanique</i>	51
IV.2.1 Concassage :	52
IV.2.2. Tamisage	52
<i>IV.3. Lavage et séchage</i>	52
<i>IV.4. préparation des mélanges</i>	53
<i>IV.5. Les essais effectués sur granulats</i>	53
IV.5.1. la résistance à la fragmentation (Los Angeles)	53
IV.5.2. Micro Deval la résistance à l'usure	54
IV.5.3. La Dureté Relative Globale DRG	55
<i>IV.5.4. Propreté d'un sable (Essai au bleu de méthylène)</i>	56
<i>IV.6. Interprétation des résultats</i>	57
<i>IV.7. Conformité des granulats</i>	58

IV.7.1. Chaussées : couche de base ; liaison et fondation	58
IV.7.2. Chaussées : béton de ciment	59
IV.7.3. Béton hydraulique et mortiers	60
IV.8. Présentation de plan d'expérience (Design Expert 7)	60
IV.8.1. Processus d'acquisition des connaissances	61
IV.8.2. Choix de la méthode d'expérimentation	61
IV.8.3. Analyse des résultats	61
IV.8.4. Acquisition progressive de la connaissance	61
IV.8.5. Notion de base de fonctionnement d'un plan d'expérience	62
IV.8.5.1 Espace expérimental et domaine de variation	62
IV.8.5.2. Surfaces de réponse	63
IV.8.6. Modélisation mathématique	63
IV.9. Optimisation des résultats	64
IV.10. Optimisation du processus d'exploitation	66
IV.10.1. Travaux d'abattage	66
IV 10.2. Transport	67
<i>Conclusion</i>	71
<i>Introduction</i>	73
<i>V.1. Angle général du talus</i>	73
<i>V.2. Stabilité du talus</i>	74
<i>V.3. Principaux facteurs influençant la stabilité des talus</i>	74
V.3.1. La hauteur du gradin.....	74
V.3.2. La nature des terrains.....	74
V.3.3. L'eau souterraine	75
V.3.4. Les phases et les méthodes d'exploitation.....	75
V.3.5. La géométrie.....	75
<i>V.4. Descriptions des ruptures</i>	75
V.4.1. Les causes de rupture.....	75
V.4.2. Modes de ruptures	76
<i>V.5. Coefficient de sécurité</i>	77
<i>V.6. Méthode de calcul de stabilité du talus</i>	78
<i>V.7. Calcul de stabilité du talus de Cerrou El Djoua</i>	80
V.7.1. Les Caractéristiques mécaniques du massif rocheux.....	80
V.7.2. Calcul du coefficient de sécurité	81
<i>Conclusion</i>	83
<i>Introduction</i>	85
VI.1. Vibration	85
VI.1.1. Source de vibration	85
VI.1.2. Effets des vibrations dues aux tirs de mines	85

VI.1.3.Les facteurs influant sur le niveau de vibration	86
VI.1.4.Norme de calcul de vibration	86
VI.1.5.ETUDE DES VIBRATIONS DUES A L'UTILISATION DES EXPLOSIFS	87
VI.1.5.1.Conditions de mesure	87
VI.1.5.2.Résultats de mesures	87
VI.1.5.3. Détermination des vibrations	87
VI.1.5.4.Calcul de la charge instantanée	87
VI.2.Emission excessive de fines poussières	88
VI.2.1.Définition de poussière	88
VI.2.2.Source de poussière	88
VI.2.3.Les zones poussiéreuses	89
VI.2.4.Réglementation	89
VI.2.5.Les effets de la poussière	89
VI.2.6.La lutte contre la poussière	90
VI.3.Bruit	91
VI.3.1.Les sources des nuisances sonores dans une carrière	91
VI.3.2.Les effets néfastes du bruit	92
VI.3.3.Protection contre le bruit	92
VI.4.Les projections de la roche	92
VI.4.1.Les facteurs provoquant les projections	92
VI.4.2. calculs des rayons de sécurité	92
Conclusion	93
Conclusion generale	95
Bibliographie	96
Annexes	97

LISTE DE FIGURES

Figure I. 1: Situation topographique de la zone d'étude (Extrait d'assemblage des Cartes topographique de Sour El Ghozlane N° NJ-31-IV-82 EST et N°NJ - 31 - V - 82 OUEST-Echelle 1/25 000e.).....	17
Figure I. 2: Photo aérienne de la carrière prise par Google Earth.....	18
Figure I. 3: Extrait de la carte géologique d'El Asnam 1/50 000.....	20
Figure I. 4: Carte schématique de la carrière de Cerrou El Djoua réalisé par ORGM 1/1000 « rétrécie ».....	23
Figure I. 5: Coupes géologique schématique de la carrière de Cerrou El Djoua réalisé par ORGM 1/1000 « rétrécie ».....	23
Figure III. 1: La coupe d'un gradin.....	38
Figure III. 2: Coupe et plan de la plate-forme.....	39
Figure III. 3: la relation entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin.....	41
Figure III. 4: l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines.....	42
Figure III. 5: Schéma d'un trou de mine.....	45
Figure III. 6: Schéma de connexion.....	46
Figure III. 7: Schéma technologique simple du traitement.....	48
Figure IV. 1: Sites d'échantillonnage.....	51
Figure IV. 2: Concasseur à mâchoires et Concasseur à cône.....	52
Figure IV. 3: échantillonneur rotatif.....	53
Figure IV. 4: Représentation de la dureté relative globale (DRG) (d'après J.Alias,1984) des échantillons.....	56
Figure IV. 5: Processus de fonctionnement du logiciel.....	62
Figure IV. 6: Domaine du facteur.....	62
Figure IV. 7: Domaine de variation de 02 facteurs.....	62
Figure IV. 8: Présentation des points expérimentaux dans le domaine d'étude.....	63
Figure IV. 9: La surface de réponse.....	63
Figure IV. 10:le modèle réel appliqué.....	65
Figure IV. 11: Résultats de l'optimisation.....	65
Figure V. 1: Paramètres du talus minier.....	73
Figure V. 2: Angle général du talus du bord de la carrière.....	73
Figure V. 3: relation entre la hauteur du gradin et son angle de pente.....	74
Figure V. 4: Rupture plane.....	76
Figure V. 5: Rupture circulaire.....	76
Figure V. 6: Rupture de dièdres.....	77
Figure V. 7: Rupture par basculement.....	77
Figure V. 8:Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche.....	79
Figure VI. 1:Abaque de Chapot.....	86
Figure VI. 2: la poussière au niveau de la station.....	88

LISTE DES TABLEAUX :

- Tableau I.1.les coordonnées du périmètre de la carrière
- Tableau I.2: Caractéristiques des sondages
- Tableau. II.1. Résultat des analyses chimiques
- Tableau II.2. Échelle de dureté selon PROTODLAKONOV
- Tableau II.3 : Degré de fissuration
- Tableau II.4. Classe des roches en fonction de l'indice de forabilité
- Tableau II.5 : Indice acoustique en fonction de la catégorie de la fissuration du massif
- Tableau III.1. Matériels disponibles dans la carrière
- Tableau IV.1 : Composition des mélanges de différents essais
- Tableau IV.2 : Représentation de la relation entre les classes granulaires, le nombre de boulets et le nombre de tours selon la norme NF EN1097-2/A1
- Tableau IV.3 : Résultats expérimentaux des essais Los Angles
- Tableau IV.4 : Résultats expérimentaux des essais de Micro-Deval
- Tableau IV.5 : Résultats expérimentaux des essais au bleu de méthylène
- Tableau IV.6 : Résultats de tous essais réalisés
- Tableau IV.7 : Limites exigées des valeurs de LA, MDE et DRG [L.CHANANE, 2008]
- Tableau IV.9 : Codification des coefficients Los Angles et Micro Deval
- Tableau IV.10 : codification du coefficient du bleu de méthylène
- Tableau IV.11 : conformité des échantillons pour les différentes couches de chaussées
- Tableau IV.12 : Codification des coefficients Los Angles et Micro Deval et PSV pour béton de ciment
- Tableau IV.13 : Codification du coefficient du bleu de méthylène pour béton de ciment
- Tableau IV.14 : conformité des échantillons pour béton de ciment
- Tableau IV.15 : Codification des coefficients Los Angles pour béton hydraulique et mortiers
- Tableau IV.16: Codification du coefficient du bleu de méthylène pour béton hydraulique et mortiers
- Tableau IV.17 : conformité des échantillons pour béton hydraulique et mortiers
- Tableau IV.18:Classes de trafic
- Tableau V-1 : Valeur de FS en fonction de l'importance de l'ouvrage
- Tableau VI.1.Les zones de sécurité et les dommages prévisibles

Introduction Générale

INTRODUCTION GENERALE

Les différents produits extraits des carrières comme les calcaires sont les matières premières les plus utilisées par plusieurs secteurs d'activités, notamment l'industrie, le bâtiment et les travaux publics (BTP).

La consommation d'agrégats est particulièrement importante dans les grands travaux publics, les infrastructures et les réseaux de toutes sortes. Parce qu'ils sont un point indispensable à l'économie nationale, les agrégats doivent être considérés à leur juste valeur dans la planification économique et l'aménagement du territoire. Les agrégats font partie des richesses naturelles au même titre que la forêt, l'agriculture, l'eau...etc

D'autre part, les granulats ne sont pas réellement inertes et leurs propriétés physiques, mécaniques et dans certains cas, chimiques influencent les performances des bétons. Le bon choix des granulats confère au béton une plus grande stabilité sur le plan volumique et meilleure durabilité.

L'existence d'argile à plus forte raison les marnes en association avec les granulats à béton est un phénomène naturel constant et préoccupant. Les argiles ont toujours été considérées comme des polluants des granulats et la réduction de leurs influences est recommandée voire exigée.

Le stage effectué durant un mois à Bouira dans l'unité de Cerrou El Djoua, nous a permis de réunir toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser ce projet .

La finalité de ce travail est de tenter de trouver une solution pour augmenter les réserves exploitées et les conventionner; il est nécessaire d'effectuer une exploitation sélective tout en respectant la sécurité et l'environnement. Le besoin d'un produit conforme aux exigences du client nous conduit à une homogénéisation c'est-à-dire de déterminer les pourcentages des marnes et des calcaires.

Dans ce cadre, nous avons structuré notre étude comme suit :

1. *Chapitre1* : Présentation de la carrière de Cerrou El Djoua et ses conditions géologiques.
2. *Chapitre2* : Les caractéristiques et les propriétés du gisement de Cerrou El Djoua.
3. *Chapitre3* : Les conditions technico- minières de l'exploitation.
4. *Chapitre4* : Homogénéisation calcaires-marnes et optimisation du processus de l'exploitation.
5. *Chapitre5* : Etude de la stabilité des talus de la carrière.
6. *Chapitre6* : Etude environnementale de la carrière Cerrou El Djoua.

Présentation du Groupe COSIDER Carrières

COSIDER Carrières, filiale du GROUPE COSIDER, a été créé en 1995 ; son capital social s'élève à 745.500.000,00DA pour produire et commercialiser des granulats provenant de gisements de calcaires.

Elle dispose d'un potentiel important de concassage et broyage pour la production d'une gamme diversifiée des produits.

COSIDER Carrières veille en permanence à produire des granulats de très haute qualité, qui sont conformes aux normes internationales et nationales et qui sont destinés à être utilisés principalement dans les bâtiments, les voies ferroviaires les routes, travaux publics, travaux maritimes, barrage, aéroports...etc.

Elle dispose de plusieurs unités de production de calcaire (au total 15 unités) implantées principalement dans le Nord Algérien.

Présentation de l'unité de Cerrou El Djoua

L'unité de Cerrou El Djoua située notamment au Nord, est chargée de l'exploitation, la production et la commercialisation des granulats.

Gamme de produits commercialisés :

- Sable : 0-3 ; 0-4.
- Graviers : 3-8 ; 8-15 ; 15-25 ;
- Ballast : 25-40 ; 32-60 ;
- GNT : 0-20 ; 0-31,5 ; 0-40 ;
- Prés stock : 0-200 ;
- Stérile : 0-30 ;

L'unité de Cerrou El Djoua (gisement de calcaire de Cerrou El Djoua) a été mise en évidence, étudiée et évaluée entre 2000-2002.

En 2002, Cosider Travaux Publics installe la station de concassage ALICE d'une capacité de 300 tonnes/ heures.

Les travaux de terrain tels que : ouverture de la carrière, préparation des premiers gradins ont été réalisés en 2003 avec une station de 120 tonnes/heures, qui a été démontée une fois les travaux de montage de la station ALICE réalisés.

- De 2003 à 2005, la production de la carrière est assurée par Cosider Carrières.
- Aout 2005, Cosider Carrières entre en partenariat avec l'entreprise turque SARL BENTACHE pour une durée de 07ans ; ces derniers sont chargés de l'exploitation et Cosider Carrières de la commercialisation jusqu'à 5 août 2010.
- Du 10 août 2012 jusqu'à nos jours, Cosider Carrières s'occupe de l'exploitation et de la commercialisation de ses produits.

Partie Théorique

Chapitre 01
Présentation de la carrière
De Cerrou El Djoua
Et ses conditions géologiques

I.1. Contexte général

I.1.1.Situation administrative et géographique

La carrière objet de cette étude dépend géographiquement de la wilaya de Bouira qui est située dans la partie centrale du Nord de l'Algérie.

De point de vue administratif, la carrière est située sur le lieu-dit Cerrou El Djoua ; Commune d'El Hachimia, wilaya de Bouira.

Les coordonnées du périmètre de la carrière sont présentées en système UTM (Nord Sahara) dans le tableau suivant :

Points	X	Y
1	578300	4007700
2	578700	4007700
3	578700	4006600
4	578300	4006600

Tableau I.1.les coordonnées du périmètre de la carrière.

La superficie du périmètre est de 44 ha.

La carrière Cerrou El Djoua se trouve à 5 km au Sud-est d'El Hachimia et de 20 km au Sud de la ville de Bouira.

L'accès à la carrière est assuré en empruntant une route goudronnée à partir du chemin de wilaya 97 reliant la commune d'El Hachimia à Hammam Kessana.



Figure I. 2: Photo aérienne de la carrière prise par Google Earth

I.1.3. Réseau hydrographique, Hydrogéologie

Dans les limites de la carrière, le réseau hydrographique est représenté par quelques cours d'eau à caractère temporaire qui coulent pendant l'hiver et tarissent en été.

Dans la région d'El Hachimia, plusieurs puits et forages hydrauliques ont été réalisées. Mais dans les limites du gisement aucune source d'eau n'a été trouvée.

I.1.4. Le Climat

I.1.4.1. Température

Le climat de la région est de type continental, caractérisé par un hiver froid avec des températures minimales au-dessous de 0° et maximales de 16°C, et un été chaud avec des températures atteignant parfois jusqu'à 42°C.

I.1.4.2. Pluviométrie

Les précipitations atmosphériques sont irrégulières, elles sont fréquentes essentiellement en hiver.

Les quantités de pluie qui tombent varient de 250 à 400 mm/an au nord de la région et n'excèdent pas 200 mm/an au sud de la région.

I.1.4.3. Fréquence et force des vents

La moyenne mensuelle de la fréquence des vents fait apparaître :

- Une dominante Sud-ouest d'octobre à mars avec une tendance Nord maximale en décembre
- Une dominante Nord-sud d'avril à septembre.

La vitesse moyenne mensuelle des vents oscille entre 2.5m/sec et 5.2m/sec.

I.2. Contexte Géologique

I.2.1. Géologie régionale

Le territoire de la zone d'étude constitue la porte vers les hauts plateaux qui servent de zone intermédiaire entre l'atlas saharien au Sud et le plissement tellien au Nord.

I.2.1.1. Litho stratigraphie

Ce sont les dépôts triasiques, jurassiques, crétacés, néogènes et quaternaire qui prennent part à la constitution géologique régionale dont la description se fait de bas en haut :

➤ Trias

Il a une extension limitée à l'est du territoire (au sud-est de Sour el Ghozlane); il est représenté par des argiles, quartzites et grès quartzeux renfermant du gypse.

➤ Jurassique

- Jurassique inférieur : il constitue les chaînes du Djurdjura, la coupe offre deux complexes lithologiques :

- Le complexe inférieur (pliesbachien) constitué de calcaires argileux à quartz et à marnes.
- Le complexe supérieur (toarcien) constitué par des marnes et des calcaires.

- Jurassique supérieur : il est représenté par :

1. Le callovien : constitué par des grès, des aleurolithes et des argiles.
2. L'oxfordien : la coupe offre trois niveaux :
 - L'inférieur : formé par des calcaires, des aleurolithes et des argiles.
 - Le moyen : formé par des calcaires.
 - Le supérieur : formé par des grès, des argiles, des dolomies et des aleurolithes.
3. Kimméridgien : il est constitué par des dolomies et des grès.

➤ Crétacé

Il est représenté par des dépôts marins représentés par une alternance de marnes grises, de grès gris foncé, de calcaires et localement par des schistes argileux et de gypse.

➤ Néogène

- Miocène: il est formé par des conglomérats, des grès, des argiles, des calcaires et des sables.
- Pliocène: ses dépôts sont largement développés dans la région étudiée. Il est représenté par des conglomérats, des roches calcaires (croûte calcaire) constituées de carbonates de calcium avec un mélange de matériaux sableux et caillouteux

➤ Quaternaire

Ses dépôts sont développés principalement dans des vallées des oueds, des ruisseaux et sur les plaines, ils sont représentés par des formations alluviales telles que les limons argileux et sableux, des sables argileux, des galets, et des conglomérats.

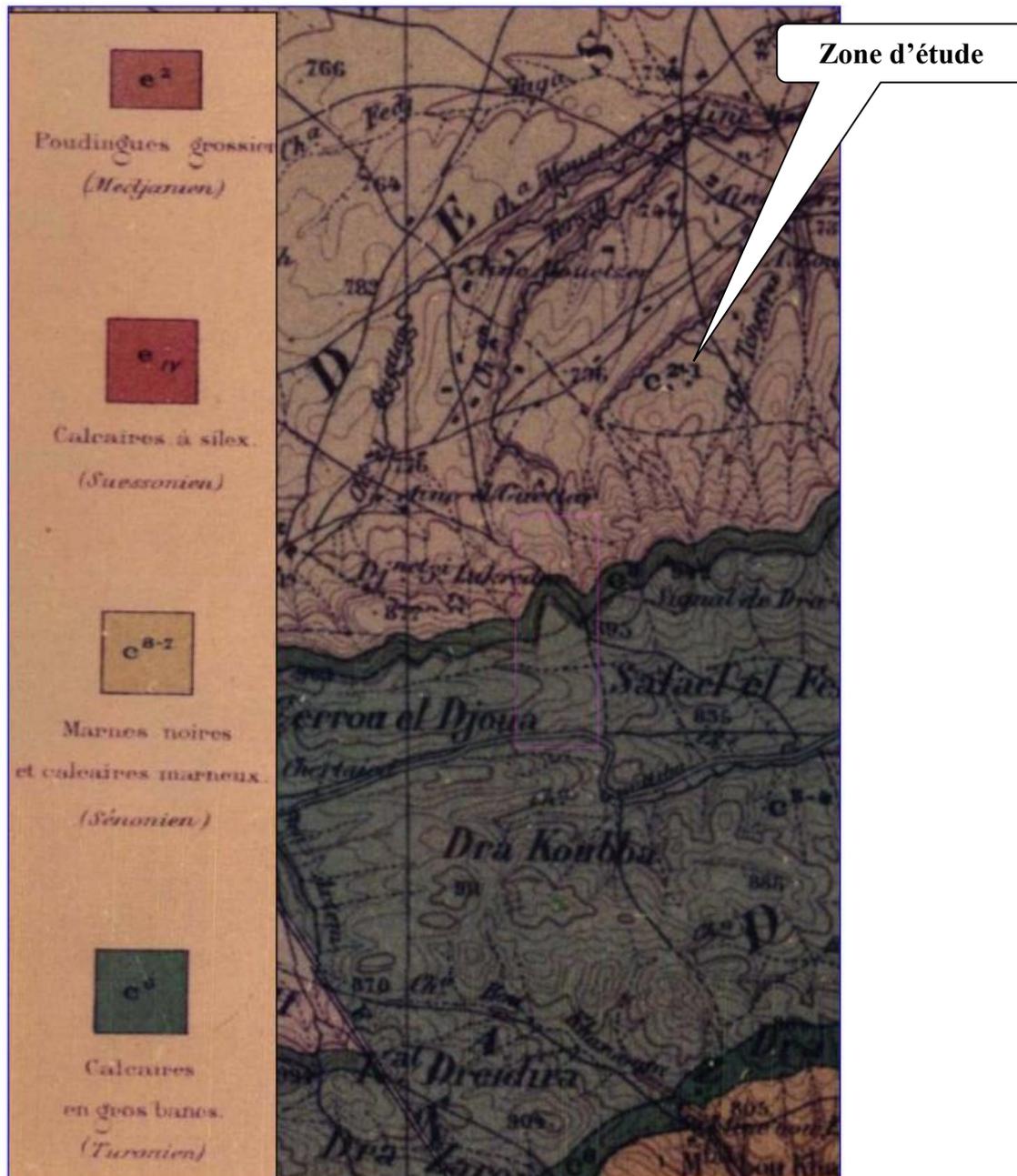


Figure I. 3: Extrait de la carte géologique d'El Asnam 1/50 000

I.2.1.2. Tectonique

Le style tectonique régional est déterminé par la chaîne des Bibans qui se dirige en sens Est-Ouest et qui fait partie de l'Atlas tellien intérieur.

La chaîne de Bibans qui se distingue géologiquement par la continuité et uniformité de mézo-crétacé, forme en principe un large anticlinorium. Ce grand anticlinorium est divisé en anticlinaux partiels par des dépressions axiales perpendiculaires à la direction. L'axe de l'anticlinorium est de direction sublatitudinal.

A la limite Ouest de la feuille N°89 (feuille El Asnam), l'axe de l'anticlinorium subit une ondulation et à partir de l'Oued Mechir, il plonge d'une manière stable en direction Est, en subissant de légères ondulations.

Le noyau de l'anticlinorium est constitué par des sédiments argileux de l'Albo-Aptien. Ils sont enveloppés tout au Sud qu'au Nord par les couches marno-calcaires de l'Albien supérieur et du Cénomaniens.

Les roches argileuses noires résistantes à l'altération ont par la plupart subi une plus forte érosion que les roches marno-calcaires, Ceci donne lieu à une inversion de relief, faisant apparaître les roches argileuses du noyau d'anticlinal dans un bassin, et les calcaires plus récents de flancs comme des élévations.

La structure géologique de la région simple en elle-même est accidentée par la présence de nombreuses failles. Elles disloquent la structure en compartiments décelés l'un par rapport à l'autre des dizaines à des centaines de mètres.

I.2.2. Géologie du gisement

La région d'étude appartient au complexe autochtone de l'anticlinorium des Bibans.

Les formations de l'autochtone sont constituées par des séries de Mésozoïque et du cénozoïque.

Une prospection de gisement a été réalisée par l'ORGM en 2003 à l'aide d'une maille de profils d'environ 50x25m couvrant une superficie de 20 hectares, localisé dans la partie sud du périmètre.

Les trois sondages (S1, S2, S3) ont été rattachés au point géodésique situé à 500 m au Nord-Ouest.

N° sondage	Coordonnées UTM			Profondeur projetée (m)	Profondeur finale (m)	Inclinaison
	X	Y	Z			
S1	578427	4006823	902.20	70	72.50	80°
S2	578523	4006812	893.10	70	70.50	80°
S3	578643	4006808	884.10	70	67.00	80°

Tableau I.2: Caractéristiques des sondages

La structure du gisement est assez simple ; elle est représentée par un monoclinale de direction Est Ouest avec des pentes douces 20°, plongeant vers le Sud. Le gisement est représenté par trois (03) assises :

1. Assise inférieure (Albien)

Il est représenté par une alternance d'argile schisteuse et marne, c'est une alternance d'une texture micro-granulaire, par suite de l'altération. Les sédiments à l'origine toujours gris foncé sont décolorés vers le gris clair ou beige et deviennent relativement tendre.

2. Assise moyenne (Vraconien)

Ce sont des calcaires gris foncé, micritique en banc de 10 à 30 cm avec de fines de marnes plus tendres.

Les calcaires sont découpés par de nombreuses diaclases remplies de calcite dont l'épaisseur moyenne est de 3 à 10mm ; rarement dans les zones tectoniques où elle atteint 50 à 60cm.

Cette formulation de calcaire est extrêmement résistante à l'altération et à l'érosion et constitue une espèce de chapeau sur les sommets et les flancs Sud des collines. Les limites de calcaire (du toit et du mur) sont très nettes.

L'épaisseur de cette formation est apparente dans les affleurements et les falaises naturelles, qui atteignent les 50m.

3. Assise supérieure (Cénomanién)

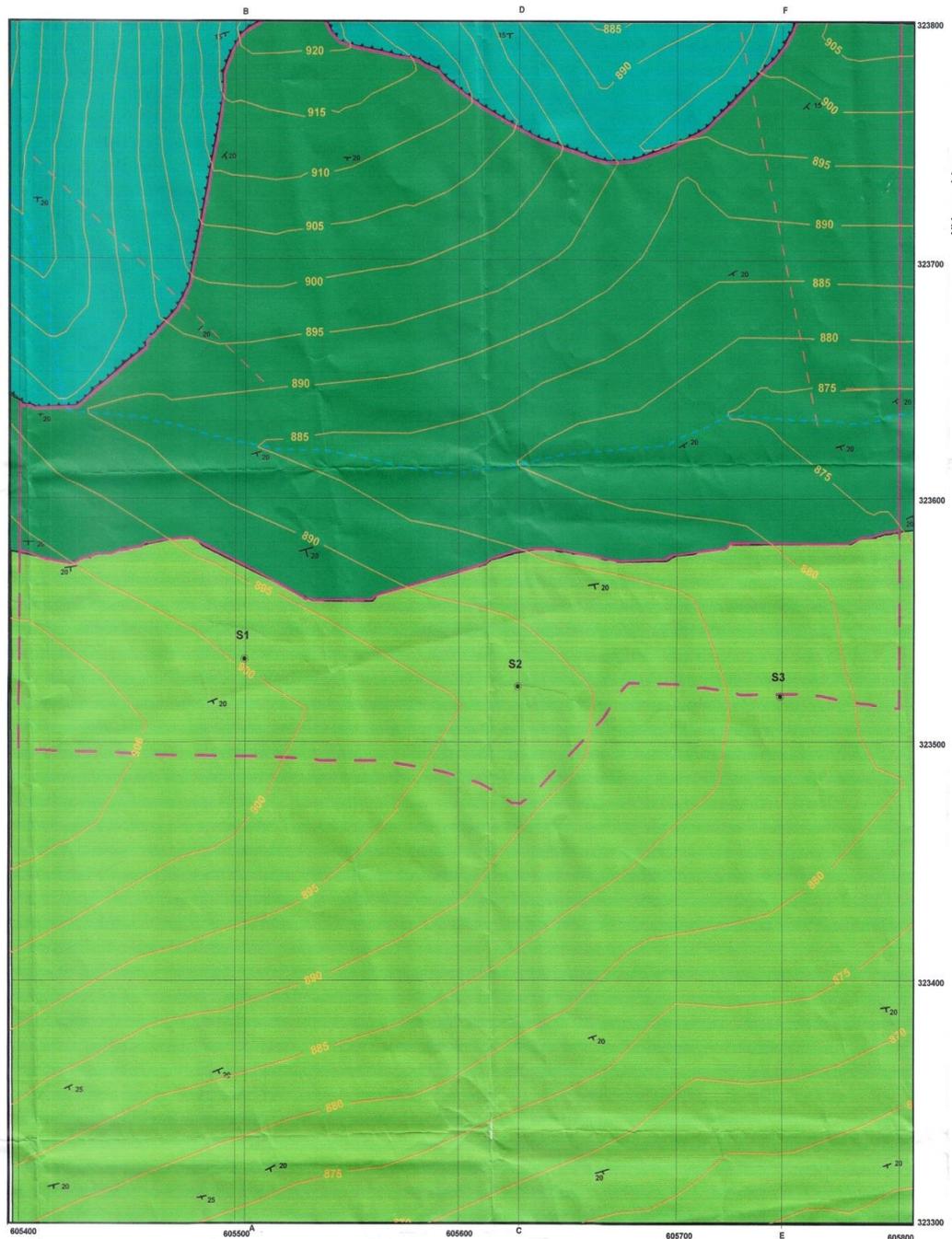
Constituée par des marnes, des calcaires marneux et calcaires gris noirâtres affleurant du Sud vers le Nord sur une largeur de 250m. L'épaisseur de cette assise est de 65m.

L'étude des faciès litho stratigraphiques du gisement a montré qu'il est constitué essentiellement par des calcaires (partie Sud du gisement) et des calcaires marneux (partie Nord du gisement).



CARTE GEOLOGIQUE SCHEMATIQUE DU GISEMENT DE CALCAIRES DE CERROU EL DJOUA

ECHELLE : 1/1000



LEGENDE

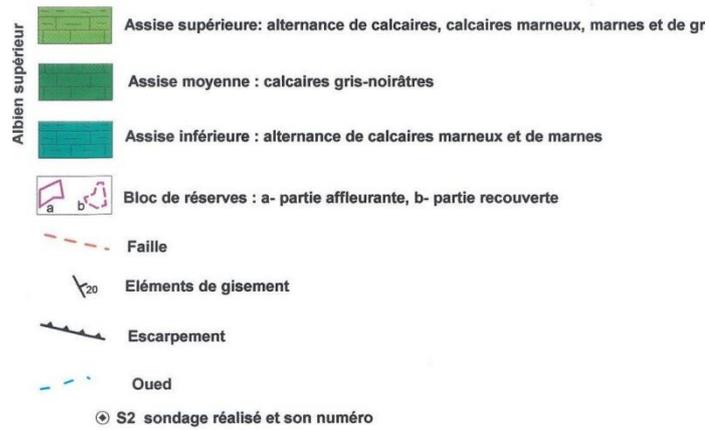


Figure I. 4: Carte schématique de la carrière de Cerrou El Djoua réalisé par ORGM 1/1000 « rétrécie »

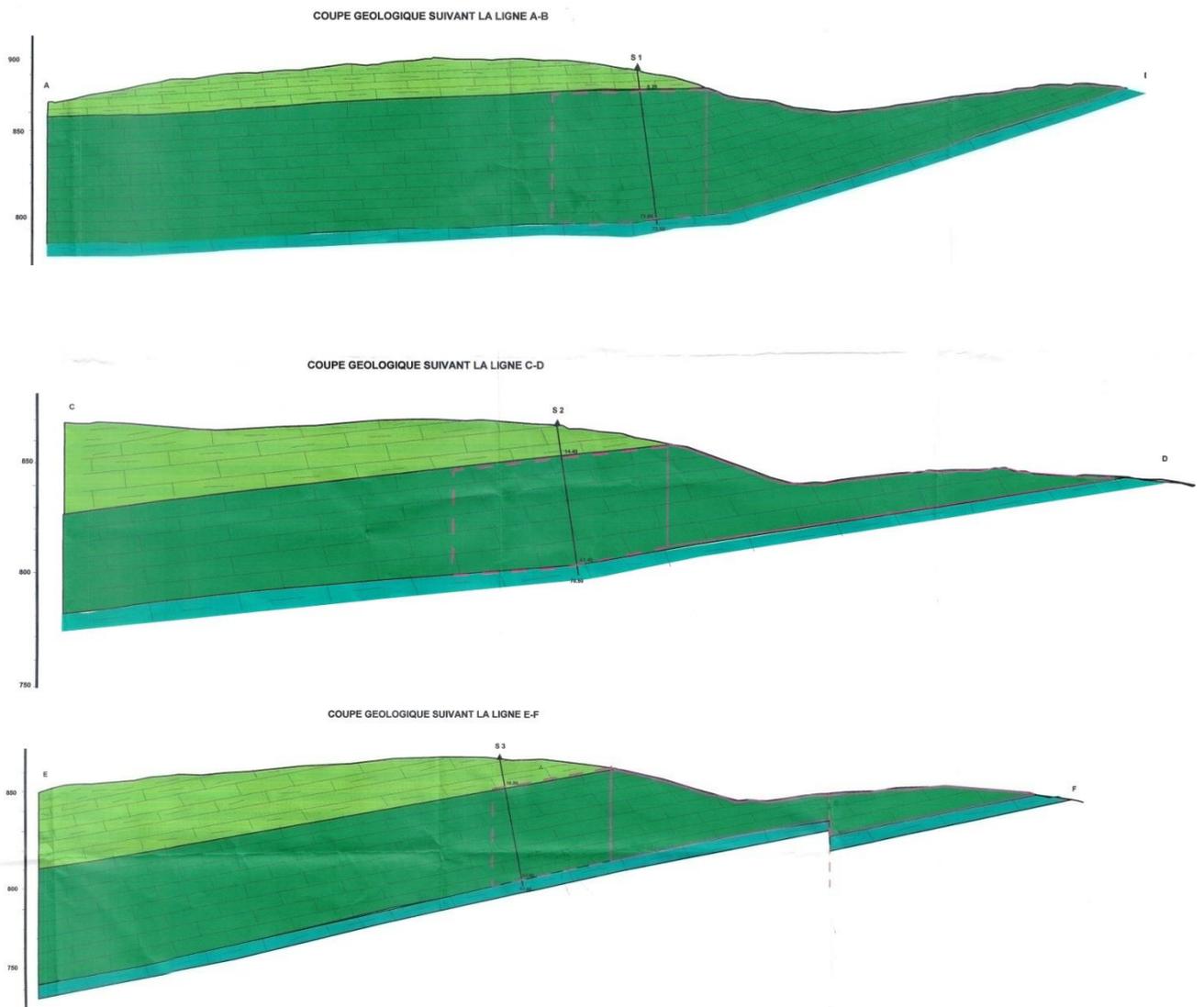


Figure I. 5: Coupes géologique schématique de la carrière de Cerrou El Djoua réalisé par ORGM 1/1000 « rétrécie ».

I.3. Etat Des Réserves Géologiques (31/12/2016)

Les travaux de décapage et des fronts déjà ouverts ont permis de calculer les réserves en catégorie B1. Le contour inférieur du calcul des réserves est la cote 840m.

Les réserves géologiques estimées en catégorie B1 s'élèvent à 12 739 779 tonnes et à 4.899.915m³

Mais après avoir commencé les travaux d'exploitation, une autre estimation des réserves a été faite à cause de la partie Nord qui a été inexploitable en présence de plus de 50% des marnes.

Alors la nouvelle estimation des réserves géologiques a été calculée dans les limites définies par un périmètre de 10 hectares environ dans la partie Sud du gisement.

La limite inférieure est fixée au niveau 855 m (le niveau le plus bas des calcaires). Alors la limite inférieure fixée pour l'exploitation est 870 m. (altitude moyenne de la piste W127, située à la limite sud du périmètre).

Le niveau de base pris pour le calcul des réserves exploitables est le niveau 870 m.

Ce calcul a donné un volume de calcaires de **681 685 m³** soit **1 813 282 tonnes** de calcaires.

Chapitre 02
Les caractéristiques et les propriétés
Du gisement de Cerrou El Djoua

Introduction

L'étude des propriétés et des caractéristiques des minerais à exploiter est un outil indispensable pour la décision d'engagement dans l'exploitation d'un gisement afin de permettre le contrôle de la qualité des produits finis.

Pour cela, une étude du gisement a été effectuée par l'ORGM en 2003. La tâche technique du projet consistait à mettre en évidence et à étudier les gisements de matières premières destinées au granulat.

Des essais physico-mécaniques et même chimiques ont été élaborés.

II.1. Les propriétés physiques

II.1.1. Masse Volumique

C'est la masse d'un corps par unité de volume apparent en état naturel, après passage à l'étuve à 105 ± 5 °C

$$\rho = \frac{m}{v} \text{ (Kg /m}^3\text{)}$$

Où :

m : masse d'un corps.

v : volume d'eau.

La valeur moyenne pour l'ensemble du gisement est de 2.666 g/cm³ ; elle se situe dans les limites de la norme.

II.1.2. Coefficient d'absorption d'eau

Rapport de l'augmentation de masse d'un échantillon de granulats à sa masse sèche, après passage à l'étuve, du fait de la pénétration de l'eau dans les pores accessibles à l'eau.

Le coefficient d'absorption d'eau est 0,42%.

II.1.3. Porosité

C'est le rapport du volume des vides V_v de la roche au volume total V_t :

$$P = \frac{V_v}{V_t} * 100$$

La valeur moyenne de la porosité de roche calcaire du gisement de Cerrou El Djoua est $p = 1.97$ %.

Selon la porosité, les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité : $0 < p < 5$ %
- Roches de porosité moyenne : $5 < p < 10$ %
- Roches de porosité élevée : $10 < p < 20$ %
- Roches de grande porosité : $p > 20$ %

Alors selon ce classement des roches, le calcaire de Cerrou El Djoua est de faible porosité.

II.2. Les propriétés mécaniques

II.2.1. La résistance à la compression

Cet essai consiste à appliquer un effort de compression à un échantillon reposant sur une surface indéformable. Cette sollicitation provoque un écrasement de l'éprouvette. On mesure simultanément les contraintes et déformations au cours de l'essai. La résistance à la compression se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_c = \frac{F_{\max}}{S} \quad [\text{Kgf/cm}^2]$$

$$\sigma_c = 722.98 \text{ kgf/cm}^2$$

Où :

F_{\max} : la force de compression maximale en [kgf];

S : la surface sur laquelle l'effort est appliqué [cm²].

II.2.2. La résistance à la traction

1- Traction directe

Cet essai consiste à soumettre une éprouvette cylindrique à une traction uniaxiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives.

$$R_T = \frac{P_{\max}}{A_0} \quad [\text{Kgf / Cm}^2]$$

Où :

P_{\max} = valeur finale atteinte par l'effort appliqué.

A_0 = surface transversale.

2- Traction indirecte

L'essai de résistance à la traction indirecte, dit aussi essai brésilien, est réalisé en comprimant entre les plateaux de la presse une éprouvette cylindrique le long de deux génératrices opposées un effort de compression diamétral.

L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture au centre de l'éprouvette.

Elle est déterminée par la relation suivante :

$$\sigma_t = (0,08 \div 0,12) * \sigma_c \quad [\text{Kgf/cm}^2].$$

$$\sigma_t = 0,1 \sigma_c$$

$$\sigma_t = 72,398 \text{ Kgf/cm}^2.$$

II.2.3. Résistance au cisaillement

La résistance au cisaillement d'un sol est la résistance interne par unité de surface qu'un sol peut offrir pour résister à une rupture ou à un cisaillement le long d'un plan. Elle représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement.

Il existe trois (03) types de cisaillement :

1. Cisaillement direct.
2. Cisaillement simple.
3. Cisaillement triaxial.

Approximativement, elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$\sigma_{cis} = \frac{\sigma_c}{3} \quad [\text{Kgf/cm}^2]$$

$$\sigma_{cis} = 240,9 \text{ Kgf/cm}^2.$$

II.2.4. L'angle de frottement interne

C'est un angle fictif qui correspond à l'angle formé naturellement par un matériau mis en tas, par rapport à l'horizontale. Il dépend du type de sol et plus particulièrement de l'émoussé de ses grains : plus ces derniers sont anguleux, plus l'angle de frottement interne sera élevé. Cet angle est déterminé par la relation suivante :

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{(\sigma_c - 4 \cdot \sigma_t)}{(\sigma_c - 2 \cdot \sigma_t)}$$

$$\varphi = 48,6^\circ$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression, [Kgf/cm²] ;

σ_t : Résistance à la traction, [kgf/cm²] ;

II.2.5. Cohésion

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$= \frac{(\sigma_c \cdot \sigma_t)}{(2\sqrt{(\sigma_c \cdot \sigma_t - 3\sigma_t^2)})} [\text{Kgf/cm}^2]$$

$$= 136,63 \text{ kgf/cm}^2$$

Pendant le calcul des caractéristiques mécaniques (la cohésion(c) et l'angle de frottement interne(φ) du massif), on doit tenir compte de beaucoup de facteurs parmi lesquels on trouve :

- Facteur de fissuration du massif ;
- Facteur d'humidité des roches ;
- Facteur temps.

La valeur de la cohésion du massif est donnée par la formule suivante :

$$C_m = C \cdot k_f \cdot k_w \cdot k_t; [\text{kgf/cm}^2]$$

Où :

C_m : cohésion du massif rocheux ;

C : cohésion de l'échantillon ;

k_f : degré de fissuration du massif rocheux $k_f = 0.01 \div 1$

on prend $k_f = 0.15$ pour les calcaires (moyenne fissuration)

k_w : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité $k_w = 0.2 \div 1$

(On prend la moyenne $k_w = 0.6$) ;

k_t : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause du temps $k_t = 0.7 \div 0.8$ (on prend la moyenne $k_t = 0.75$).

Pour les calcaires :

$$C_m = 136,63 \times 0,15 \times 0,6 \times 0,75$$
$$C_m = 9,22 \text{ Kgf /cm}^2$$

II.2.6. Essai de Los Angeles

Cet essai consiste à faire rouler dans un tambour rotatif un échantillon de granulat mélangé à des boulets d'acier normalisé. À la fin, on évalue la quantité de matériau retenu sur le tamis de 1,6 mm

Le coefficient LA (Los Angeles) est donné par la relation suivante :

$$LA = \frac{M-m}{M} * 100\%$$

Où :

M : masse de la prise d'essai

m est la masse du refus à 1,6 mm, en grammes

Le coefficient de Los Angeles pour une classe granulaire 10/14 est de 24,86% ≈ 25

II.2.7. L'essai du Micro-Deval

Cet essai consiste à mesurer l'usure produite dans des conditions définies par frottements réciproques des granulats dans un cylindre en rotation avec une charge abrasive.

Lorsque la rotation est achevée, on calcule le coefficient micro-Deval à partir du pourcentage des granulats retenus sur un tamis de 1,6 mm.

Le coefficient MDE (coefficient Micro-Deval en présence d'eau) est donné par la relation suivante :

$$MDE = \frac{M-m}{M}$$

Où :

M : masse de la prise d'essai

m : Masse du refus de 1,6mm.

Le coefficient de Micro-Deval sec pour une classe granulaire 10/14 est de 10,01

Le coefficient de Micro-Deval humide pour une classe granulaire 10/14 est de 27,80.

II.3. Les analyses chimiques

L'objet des analyses chimiques est la détermination de la teneur des oxydes suivants : CaO, MgO, SiO₂, TiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, Na₂O₃, SO₃, le PAF et le soufre total.

Les résultats d'analyses figurent dans le tableau suivant :

Elément	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	MnO	Na ₂ O	K ₂ O	PAF	S
Moyenne	6,26	0,97	<0,05	0,68	48,85	1,74	<0,1	0,03	0,19	0,23	40,15	0,1

Tableau. II.1. Résultat des analyses chimiques

En se basant sur les résultats des analyses chimiques qui sont enregistrés dans le tableau, on peut dire que la substance étudiée est riche en CaO.

La composition chimique de l'échantillon est un mélange de plusieurs éléments. Une combinaison de la chaux (CaO) avec de la silice (SiO₂), de l'alumine (Al₂O₃), de l'oxyde de magnésium et de l'oxyde de fer (Fe₂O₃) principalement. La chaux indispensable est apportée par des roches calcaires. L'alumine, la silice et l'oxyde de fer par des argiles. Les matériaux se trouvent dans la nature sous forme de calcaire, argile ou marne et contiennent, en plus des oxydes déjà mentionnés.

Les éléments nocifs (SO₃, TiO₂) sont inférieurs à 1%.

II.4. Propriétés technologique des roches

II.4.1. Dureté de la roche

La dureté représente l'un des paramètres les plus importants. Elle se caractérise par la capacité de la roche à résister à la pénétration d'un autre corps. La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV qui est la suivante :

$$F = \frac{\sigma_c}{100} \text{ [Kgf/cm}^2\text{]}$$

$$F = 7.22 \text{ Kgf/cm}^2$$

Caractéristiques des Roches	Coefficient de la dureté Selon PROTODIAKONOV
Extrêmement dure	15-20
Dure	8-14
Dureté moyenne	3-7
Tendre	1-2
Meuble et végétal	0.6-0.8

Tableau II.2. Échelle de dureté selon PROTODIAKONOV.

La roche de calcaire est moyennement dure à dure.

II.4.2. Degré de fissuration

En général les massifs des roches dures et mi-dures sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures, appelé la fissuration. Cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières, et d'autres problèmes y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

Selon la fissuration et la distribution des blocs en massif, suivant leurs dimensions, la fissuration des roches s'évalue par la distance moyenne entre les fissures, et déterminée par la

formule suivante :

$$M = \frac{L}{n}$$

$$M = \frac{2.8}{9} = 0.3$$

Où :

-: Longueur de la partie du massif mesuré, [m];

--: Nombre de fissures sur la partie mesurée, [pièces].

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivant la fissuration notre gisement de Cerrou El Djoua appartient à la catégorie (II) roches à grande fissuration

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en bloc	Distance moyenne entre les fissures (m)	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0.3	0.5	0.7	1.0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0.1%	Jusqu'à 10%	Jusqu'à 5%	A peu près 0	Ne contient pas
II	Roches à grande fissuration	0.1 – 0.5	10-70	5 - 40	Jusqu'à 30%	Jusqu'à 5%
III	Roches à moyenne fissuration	0.5 – 1.0	70- 100	40-100	40-80	5-40
IV	Roches à faible fissurations	1.0 – 1.5	100	100	80 - 90	40 _80
V	Roches pratiquement monolithique	> 1.5	100	100	100	100

Tableau II.3 : Degré de fissuration.

II.4.3. Indice de forabilité

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'abattage.

Pour évaluer la forabilité l'académicien RJEVSKY V, a proposé un indice de forabilité I_f en se basant sur les efforts de compression et de déplacement.

Considérant que dans le processus de forage, on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique. Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0.007 * (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0.7 * \rho$$

$$I_f = 8,6$$

Avec :

σ_c : Résistance à la compression ;

σ_{cis} : Résistance au cisaillement ;

ρ : La masse volumique.

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes,

forabilité très facile	$I_f = (1 \div 5)$.
forabilité facile	$I_f = (5,1 \div 10)$.
forabilité moyenne	$I_f = (10,1 \div 15)$.
forabilité difficile	$I_f = (15,1 \div 20)$.
forabilité très difficile	$I_f = (20,1 \div 25)$.

Tableau II.4. Classe des roches en fonction de l'indice de forabilité.

Notre roche à une forabilité facile.

II.4.4. Indice de la résistance au contact (**Ic**)

Cet indice caractérise l'action de l'outil de foration, Il est donné par la relation :

$$Ic = 1.9 * \sigma c^{1.5}$$

$$Ic = 1134,29$$

Avec :

σc : Résistance à la compression qu'est exprimé en [MPa].

II.4.5. Le coefficient de dureté de l'agrégat (**fag**)

Ce coefficient caractérise la pression relative de l'outil de foration sur la roche au moment de la destruction de celle-ci, il est en fonction de l'indice de la résistance au contact **Ic**.

$$fag = \frac{Ic}{0.62}$$

$$fag = 1829,5$$

Où :

I: Indice de la résistance au contact.

II.4.6. Indice à la destruction des roches (**ides**)

La résistance à la destruction caractérise la conduite de la roche sous l'action des différents instruments machines ou procédés technologiques lors de la destruction, la roche éprouve les diverses contraintes telles que les contraintes de la compression de la traction et cisaillement.

L'indice de la résistance à la destruction doit tenir compte de:

- l'indice de la fissuration et de la masse volumique ;
- σ : résistances ;
- *A*: impédance acoustique
- ρ : masse volumique.

L'indice de la résistance à la destruction de la roche est calculé d'après la formule :

$$Ides = 0,005 * Ai * \sum_i^3 \sigma_i + 0,5 * \rho i$$

Où :

Ai : indice acoustique tenant compte de la fissuration, il est calculé d'après la formule :

$$Ai = 1,2 * dms + 0,2.$$

$$Dms = 0.3$$

Classe	I.	II.	III.	IV.	V.
Ides	1-5	5.1-10	10.1-15	15.1-20	20.1-25

Tableau II.5 : Indice acoustique en fonction de la catégorie de la fissuration du massif.

Dans notre cas, le GMU est fissuré, alors $Ai = 0.56$

$$Ides = 4.2$$

Le massif rocheux du gisement de Cerrou el Djoua est de classe I.

II.4.7. Indice de tirabilité (**q0**)

L'indice de tirabilité est défini par la formule suivante :

$$q_0 = 0,1 * Ks * (\sigma c + \sigma t + \sigma cis) + 40 * \rho$$

Où :

$$Ks = 1,2 * dms + 0,2$$

Avec :

Dms : dimension moyenne des blocs structuraux exprimée en (m) ;

σt ; σc ; σcis : exprimé en [kgf/cm²] ;

ρ : la masse volumique

$$q_0=162.02$$

II.4.8. Indice de difficulté d'excavation (*I_{exc}*)

L'indice de difficulté est donné par la relation suivant :

$$I_{exc} = 0.3 * \lambda * (0.2 * \sigma c + \sigma cis + \sigma t) + 0.3$$

$$I_{exc} = 4.76$$

Avec :

λ : coefficient d'affaiblissement structural

Degré de fissuration du massif rocheux	(λ) coefficient d'affaiblissement structural
Extrêmement fissuré	0.01 à 0.065
Très fissuré	0.05 à 0.015
Moyennement fissuré	0.1 à 0.55
Peu fissuré	0.5 à 0.9
Pratiquement monolithique	0.6 à 0.98

Chapitre 03
Conditions technico-minières d'exploitation

Introduction

L'exploitation de la carrière Cerrou el Djoua se fait à ciel ouvert, suivant des gradins horizontaux de 10 m de hauteur à partir du niveau le plus haut vers le plus bas avec une inclinaison des fronts de 82°.

III.1.Paramètres technico-minières de la carrière

III.1.1.Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

* Nombre d'heures par poste	08 heures
* Nombre de postes par jour	02 postes
*Nombre de jours par semaine	05 jours
*Nombre de mois par an	12 mois
*Nombre de jours ouvrable par an	264 jours
* La capacité de production de la station par heure	300T

- **Production journalière**

La capacité de production journalière de la carrière est calculée par :

$$R_j = R_s * N_h * C_u * N_p$$

$$R_j = 300 * 8 * 0.63 * 2$$

$$R_j = 3030 \text{ tonnes.}$$

Avec :

R_s : rendement horaire de la station ; 300T/h

N_h : nombre d'heures par poste sont de 08 heures.

N_p : nombre de poste par jour

C_u : coefficient d'utilisation de la machine 0.63

- **Production mensuelle**

La capacité de production mensuelle de la carrière est calculée par :

$$R_m = R_j * N_j$$

$$R_m = 3030 * 22$$

$$R_m = 66\ 660 \text{ tonnes.}$$

Avec :

R_j : Production journalière

N_j : Nombre de jours ouvrable par mois

- **Production annuelle**

La capacité de production annuelle de la carrière est calculée par :

$$R_a = R_m * N_m$$

$$R_a = 66\ 660 * 12$$

$$R_a = 800\ 000 \text{ tonnes.}$$

Pour l'exercice de l'année 2017, l'unité a envisagé une production de **720 000 tonnes**.

- **Production de TVC annuelle**

Le produit fini dépend du tout-venant de la carrière et des coefficients de découverte K_D , des pertes d'exploitation K_P et de rejet du concasseur K_r , il est calculé suivant cette formule :

$$P_{\text{fini}} = TV * K_D * K_P * K_r$$

Dans notre cas, le produit fini est de 720 000 Tonnes avec un taux de stérile de 20% d'où la quantité de TVC est calculée comme suit :

$$TVC = 720000 + 720000 * 0.20 = 864\ 000 \text{ Tonnes soit } 332\ 307\text{m}^3$$

- **Maintenance**

Le nombre d'heures de travail des engins miniers et de transport doit être en principe égal à la durée du poste (08) heures diminué de la durée de maintenance.

Durée de maintenance égale à 3 à 5% de la durée du poste (08) heures : 0.24h

III.1.2. Durée de vie de la carrière

Réserves restantes au 31 décembre 2016 : 871 970 T

Production prévisionnelle pour 2017 : 864 000 T

$$\text{Durée de vie} = \frac{871\ 970}{864\ 000} = 01 \text{ an.}$$

La durée de vie de la carrière est très courte. Pour cela, une nécessité urgente d'augmenter les réserves s'impose par la demande d'une extension.

III.1.3. Moyens humaines et matériels

- **Moyens humaines**

En carrière : 10 personnes.

En station : 07 personnes.

Service technique : 04 personnes.

Sécurité et gardiennage : 03 personnes.

Gestion et soutien : 04 personnes.

- **Moyens matériels**

Nb	Désignation	Marque	Obs.
01	Station de concassage	ALLIS 300 TH	COSIDER C20
01	Chariot de forage	Atlas Copco T 25	COSIDER C20
01	Chargeur	Case 826f	COSIDER C20
01	Dumper HD 769	CATERPILAR	COSIDER C20
01	Pelle hydraulique	VOLVO 45	COSIDER C20
01	Pelle hydraulique EBR	VOLVO 48	COSIDER C20
01	Chargeur sur pneu	WA 420 KOMATSU	COSIDER C20
01	Bull Dozer	D 155 A KOMATSU	COSIDER C20
02	Véhicules	Symbole, Berlingo	COSIDER C20
06	Camion	03mercedes-02howo-01shacman	Sous Traitant

Tableau III.1. Matériels disponibles dans la carrière.

III.2.Principaux éléments du système d'exploitation

On entend par système d'exploitation l'ordre déterminé d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble déterminé des travaux miniers de creusement essentiellement préparatoires, de découverte et d'extraction des minerais utiles dans les conditions d'une carrière donnée.

Ce processus complexe doit assurer un travail d'abattage en sécurité au maximum de gains et en moins de pertes et de dilution, tout en permettant le respect des mesures de défense de l'environnement.

La méthode d'exploitation dépend d'un certain nombre d'éléments dont les plus significatifs sont :

- La nature des (minerais) roches exploitables.
- La nature des roches encaissantes.
- Les conditions du gisement.
- Les conditions hydrogéologiques.
- Les conditions techniques.
- La valeur du minerai au marché.

Les paramètres du système d'exploitation sont déterminés suivant la nature du gisement, ainsi que les engins mis en œuvre pour l'extraction et le transport des roches minières et stériles.

Les principaux éléments du système d'exploitation sont:

III.2.1.Le gradin

Le gradin est la partie du massif des roches en carrière ayant la surface de travail en forme de marche et exploité par les moyens d'extraction et de transport indépendants.

Les avantages de l'exploitation par gradin sont :

- ✓ Meilleure présentation du front de taille et du plan de tir.
- ✓ La rapidité du travail et facilité de transport
- ✓ Minimum du prix de reviens et production journalière élevée

Le gradin est caractérisé par sa hauteur, ses plates-formes supérieure et inférieure, ses arrêtes supérieure et inférieure, ses angles d'inclinaison α et α' respectivement en exploitation et en liquidation et son talus.

La hauteur du gradin est prise en fonction des propriétés physico- mécaniques, des roches et en fonction des paramètres techniques des engins de chargement et de transport existant dans la carrière.

Selon la loi minière algérienne, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser les 15 m. Dans le cas de notre objet d'étude du gisement Cerrou el Djoua, la hauteur maximale des gradins est de 10 m.

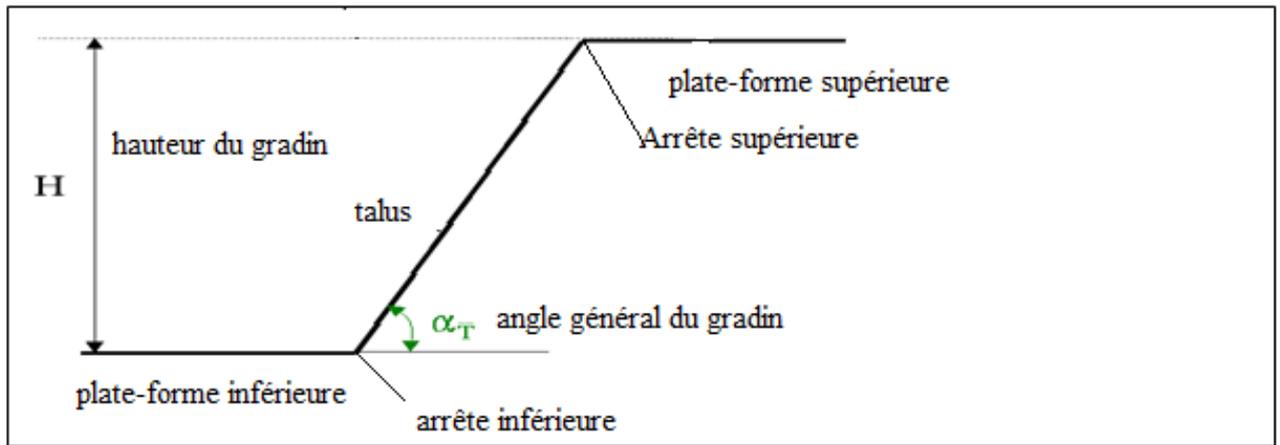


Figure III. 1: La coupe d'un gradin

III.2.2.L'angle de talus

L'angle du talus est l'angle entre le talus et le plan horizontal, il dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des engins miniers et de la stabilité des talus.

Dans notre cas, l'angle d'inclinaison des talus est de 82° .

III.2.3.Plate-forme de travail

Plate forme de travail est la surface qui limite la hauteur du gradin, et sur laquelle sont installés les engins d'exécution des travaux miniers des opérations (principale et secondaire) et de transport ainsi que la distance de sécurité.

La plate-forme de travail dépend de :

- la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement)
- la mécanisation complexe.
- le dimensionnement des engins miniers (chargement et transport).
- la disposition de ces engins.

La largeur de la plate-forme doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + b_s + Z, (m).$$

$$A = W + (n-1) b.$$

$$X = A (2 K_f \times H_g / H_0 - 1).$$

$$Z = H_g (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \alpha'), (1.2m)$$

L_{pt} : la largeur de la plate-forme de travail

A : longueur de l'enlèvement

X : largeur de tas des roches abattues. (m) ; (X) dépend de la hauteur du gradin, de la nature de terrain, des paramètres des travaux de forages et de tir.

C : la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport ($2 \rightarrow 2,5$ m) distance de sécurité.

T : La largeur du chemin de transport.

b_s : la largeur de berme de sécurité.

Z : la largeur du prisme éventuel d'éboulement.

W : La ligne de la moindre résistance.

n : nombre des rangées ;

a : la distance entre les trous, (m) ;

b : la distance entre les rangées,

H_g : hauteur du gradin

H_t : hauteur du tas $(0.5/0.8)H_g$.

K_f : coefficient de foisonnement des roches, (1.4) ;

α : l'angle de talus de gradin en exploitation.

α' : l'angle de talus de liquidation.

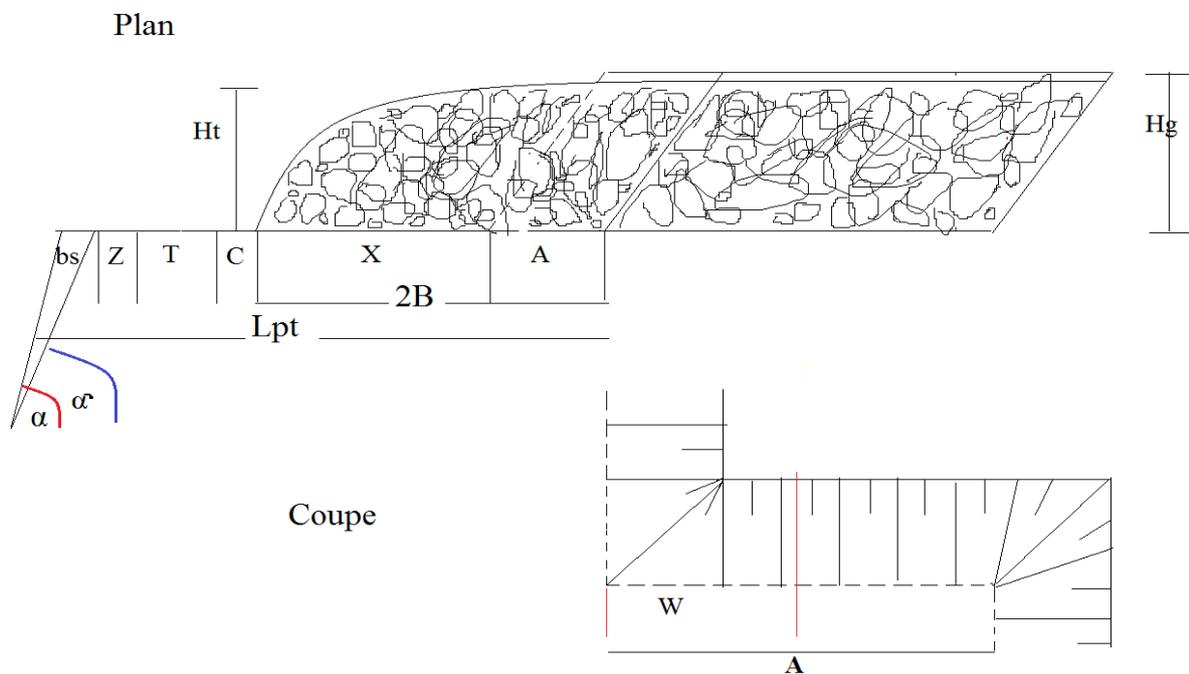


Figure III. 2: Coupe et plan de la plate-forme.

III.2.4. Front de travail du gradin

Le front de travail est la partie inférieure du gradin en longueur préparée pour l'abattage afin d'avoir une plate-forme suffisamment large. La somme totale des fronts de travail des gradins constitue celui de la carrière.

III.3. Les travaux d'exploitation

III.3.1. Les travaux préparatoires

L'ouverture de la carrière a été réalisée par tranchées avec une piste de roulage principale jusqu'au niveau supérieur 900 m d'une longueur d'environ 300 m.

III.3.2. Les travaux d'abattage

L'abattage est le processus d'arrachement de la roche et sa réduction en fragments jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissibles pour le travail efficace des engins de chargement et de transport, ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

Selon la dureté du minerai qu'on exploite, qui est de l'ordre de 7.2 selon l'échelle de PROTODIAKONOV, la méthode d'extraction ne peut être que par abattage à l'explosif.

L'abattage des roches à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert. C'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

III.3.2.1. Préparation de la roche à l'abattage (foration)

Le choix des machines et des installations de foration doit s'effectuer, en tenant compte :

- De la dureté des roches.
- Des dimensions de la zone de forage.
- De la longueur maximale des trous de mines.

La foration des gradins de calcaires se fait en utilisant un marteau pneumatique monté sur chariot de forage de type roto-percussion à l'air comprimé. L'air comprimé venant par la tige de forage provoque le mouvement alternatif du piston- frappeur sur la queue de la couronne, la fréquence de frappe varie de 2000 à 2500 frappes par minute. En frappant, la couronne tourne la tige à l'aide d'un dispositif se trouvant à la surface. Les débris de forage sont évacués à l'aide de l'air comprimé. La longueur du trou de foration selon la hauteur du gradin est en général égale à 10m avec une inclinaison de 8° par rapport à la verticale.

III.3.2.2. Plan de tir

III.3.2.2.1. Explosifs

On désigne sous le nom de substances explosives des composés définis ou des mélanges de corps capables, par des décompositions chimiques, de libérer en un temps très court leur énergie potentielle. Cette libération s'accompagnant le plus souvent du dégagement d'un important volume de gaz, qui, portés à une température élevée, exercent sur les éléments ambiants, une pression extrêmement forte.

Le choix de l'explosif dépend d'une part, des propriétés physico-mécaniques, de la nature de la roche, de la fracturation du gisement, ainsi que la présence éventuelle d'eau dans les trous. Et d'autre part, des considérations économiques.

A partir de ces critères et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), le choix pour la carrière de Cerrou El Djoua s'est porté sur deux types d'explosifs :

- ✓ Un explosif brisant (Timex) en cartouche de diamètre de 65mm et de longueur de 0,5m, et un poids de 2kg constituant la charge du fond.
- ✓ un autre soufflant (Anfomil) en vrac dans des sacs de 25Kg qui est très efficace et moins cher, constituant la charge de colonne, produit par l'ONEX.

La carrière de Cerrou El Djoua bénéficie de deux (2) tirs par mois avec une charge globale environ 08 tonnes par tir sur la base d'un plan de tir.

III.3.2.2. Paramètres du plan de tir

1- Diamètre du trou

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de la structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie et de la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 10m il est recommandé de prendre un diamètre entre 50-100mm. Les taillants existant au niveau de la carrière ont un diamètre de 89mm.

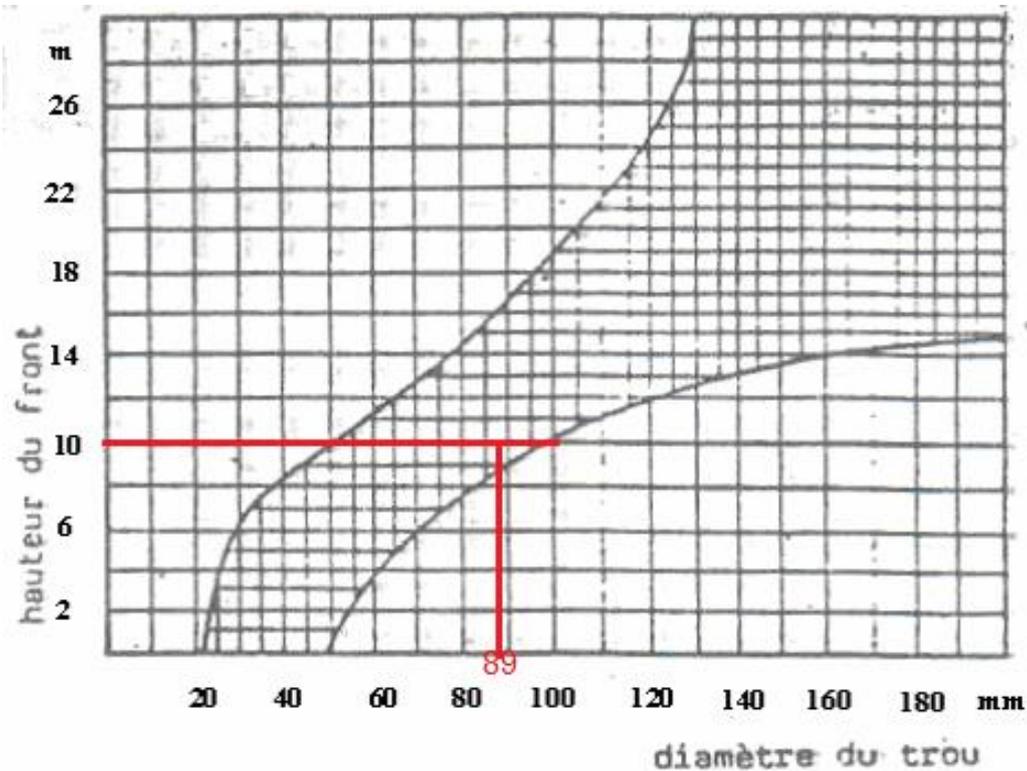


Figure III. 3: la relation entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin.

2- L'inclinaison du trou

L'inclinaison du trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. Une inclinaison entre 10 à 20° par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère.
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement.
- Diminution des hors gabarits.

En inclinant les trous, l'énergie d'onde de choc est mieux exploitée. L'angle de rupture devient tel que l'onde de choc se reflète contre une plus longue surface libre. Si les trous sont verticaux, beaucoup de l'énergie d'onde de choc dans la partie inférieure sort sans être réfléchi et ne casse pas la roche.

Dans notre cas, l'inclinaison du trou par rapport à l'horizontale est de 82°.

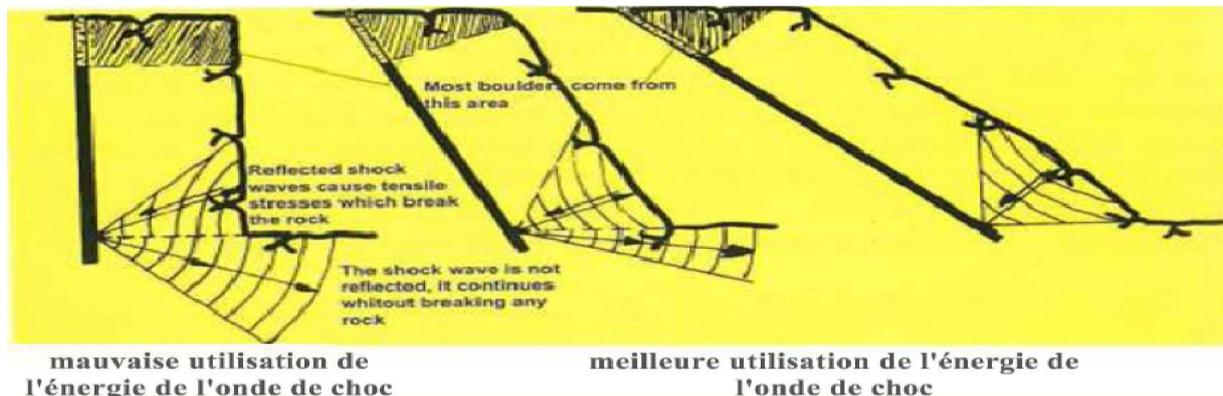


Figure III. 4: l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines

3- Banquette maximale

La banquette est la distance entre le trou de la première ligne et la surface libre du gradin (comptée de l'arête supérieure). Elle dépend essentiellement du diamètre du trou. La banquette maximale est déterminée par la formule pratique suivante :

B_{max} : la banquette maximale, (m).

ϕ : diamètre de trou 89 mm

$$B_{max} = (30 ; 40) \phi / 1000(m)$$

$$B_{max} = 03 \text{ m}$$

4- Foration faussée (déviation)

Elle correspond à la déviation ou l'alignement de la foration du trou de mine, causée en général par le foreur ou l'état du chariot de foration.

$$F = \frac{3d}{1000} \times \frac{3Ht}{100} \quad (m)$$

$$F = 0.08 \text{ m}$$

5- Banquette pratique

Dans la pratique, on peut rarement atteindre B_{max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire ; donc la banquette pratique est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$B = B_{max} - F = B_{max} - \frac{3d}{1000} \times \frac{3Ht}{100}$$

$$B = 2.9 \text{ m}$$

6- La longueur de sous-foration « Ls »

La sous-foration est nécessaire pour éviter des gondolements au niveau de la plateforme inférieure du gradin. Au cas où l'on n'observerait pas cette obligation du sous-foration, la base ne serait pas coupé à angle droit, et le pied du gradin ne serait pas horizontal, mais formerait ce que l'on nomme « rebord ». Le rebord exigera des forations ultérieures d'achèvement, qui sont très onéreux.

$$Ls = 0.3 * B \quad (m)$$

$$Ls = 0.8 \text{ m}$$

7- [La longueur de trou](#)

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration.

$$H_t = \frac{H}{\cos \alpha} + L_s$$

α : angle d'inclinaison du trou par rapport à la verticale, $\alpha=10^\circ$

$$H_t=11\text{m}$$

8- [Espacement entre trous « b »](#)

Espacement entre trou de mine dans une même rangée

$$b = 1.25 B$$

$$b = 3.6 \text{ m}$$

B : Banquette pratique

9- [Espacement entre rangée « a »](#)

$$a = K * B$$

$$a = 3 \text{ m}$$

K : Coefficient d'inclinaison soit $K=1.02\text{m}$

B : Banquette pratique

10- [Détermination du nombre de rangées](#)

Le nombre de rangées est déterminé en fonction des contraintes matérielles de site et d'environnement. Le tir s'effectuera sur trois (03) rangées de trous.

11- [La hauteur du bourrage H_b](#)

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile...).

La hauteur de bourrage est égale en générale à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface.

Hauteur du bourrage = **B** max

$$H_b=3\text{m}$$

12- [Le nombre de trous](#)

Compte tenu des aléas causés par l'approvisionnement ; il est nécessaire de prévoir des tirs de grandes volées et à **3** rangées.

A raison de deux tirs par mois, le volume de roche à abattre mensuellement est de **28 800 m³**.

- ❖ Volume d'une maille de **10 m** de hauteur est **de 3.6 * 3*10 = 108 m³/maille**.
- ❖ Nombre de maille est **de 28 800/108 =267**
- ❖ Nombre de rangée : **3 rangées**
- ❖ Nombre de trou = **267 trous**

Il faudrait forer chaque mois environ **267 trous de 3.6 * 3 * 10** pour satisfaire la station en besoin mensuel de la matière première.

13- Calcul de charge

Quantités des charges d'un trou:

* Charge de fond:

- Charge : **Temex II /65**
- Diamètre de la cartouche : **65 mm**
- Longueur de la cartouche : **0,50 m**
- Poids de la cartouche : **2 kg**
- Longueur de la charge de fond : **2,5 m**
- Nombre de cartouche : **05 cartouches**
- Charge de fond sera de : **10 Kg**

*Charge de colonne:

- Charge : **Explosif en Vrac Anfomil**
- Longueur de la charge : **05 m.**
- Diamètre du trou : **89 mm.**
- Charge de colonne sera de : **25 Kg.**

Quantités des charges par tir:

- La quantité de charge par trou : **35 Kg**
- Le nombre des trous est de : **267 trous**
- La charge totale par tir : **9 345 Kg.**

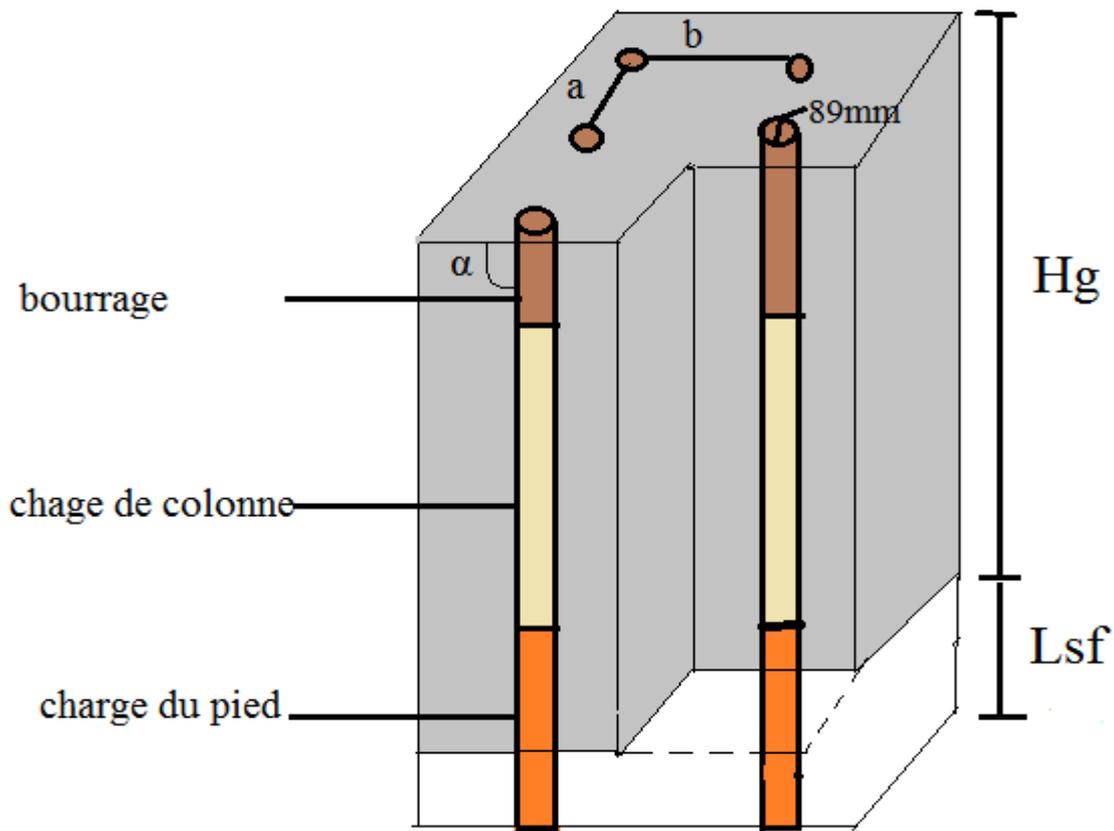


Figure III. 5: Schéma d'un trou de mine

III.3.2.2.3. Les accessoires de tirs

Détonateur électrique à microretard

Le DEMR dispose de 13 numéros de 0 à 12 retards, retarde la détonation de 20ms, suivant sa longueur, avec une vitesse de 3000m/s ; il permet donc d'échelonner les explosions de différentes charges par rapport à la première, ce qui est très utile pour obtenir un tir efficace.

NB : Dans ce cas pratique, on a utilisé seulement les numéros de 1 à 12 de 3m de longueur.

Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact ;
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois ;
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation ;

- Dans les trous de mines profonds, le cordeau détonant sert à la transmission de la détonation dans les espaces réservés au bourrage des trous.

Dans notre plan de tir, on a choisi le cordeau détonant, qui est disponible à l'ONEX, et présente les caractéristiques suivantes :

- Nature : cordeau détonant 20 gr ;
- Couleur : jaune ;
- Etanchéité à l'eau : très bonne ;
- Vitesse de détonation : 7000 m/s (min) ;

III.3.2.2.4. Type d'amorçages

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position ;
- Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;
- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;
- Les fils et les cordeaux ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes ;

Le type d'amorçage utilisé est l'amorçage latéral (avec cordeau détonant et détonateurs électriques à microretard (DMR)).

Le nombre de rangée chaque tir est de 03 rangées. La connexion entre celles-ci se fait comme suit :

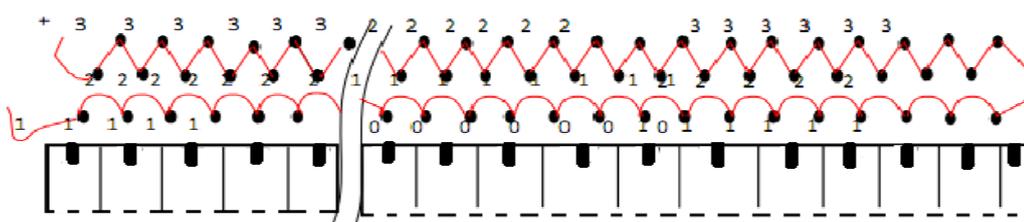


Schéma de plan du tir au niveau de l'unité C20

Les chiffres à côté de chaque trou de mine indiquent l'ordre des séquences d'amorçages

Figure III. 6: Schéma de connexion.

III.3.2.2.5. La mise à feu

Une ligne de tir va du chantier jusqu'au poste de tir ; cette ligne doit être convenablement installée et isolée pour éviter les fuites de courant électrique qui pourraient être à l'origine de ratés. Il est bon, avant la mise à feu, de vérifier la résistance électrique de la ligne au moyen d'un ohmmètre de tir.

Dans notre cas, la résistance électrique de la maille est 135Ω m. Mais après l'ajout de la ligne de tir, on trouve 140Ω m.

III.3.3.Le chargement

Après chaque tir, les matériaux abattus sont exploités en butte par un engin de chargement évoluant à leur pied. Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité de celle-ci en tenant compte de la production journalière. Pour assurer une meilleure productivité, l'unité de Cerrou El Djoua dispose de deux (02) pelles hydrauliques avec une capacité de godet de 2m^3 , 4m^3 dont l'une est équipée de brise roche. La carrière dispose aussi d'un chargeur d'une capacité de godet de 4m^3 destiné à l'expédition.

III.3.4.Transport

Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camions ou dumpers.

L'organisation de transport est un problème très important, à ne jamais négliger, qui conditionne en partie les possibilités de production de l'entreprise. Les frais de transport dans les mines à ciel ouvert atteignent 30 à 40 % des dépenses totales de l'exploitation.

L'unité de Cerrou El Djoua est en collaboration avec un agent privé qui dispose de 06 camions (03 Mercedes, 02howo, 01shacman) et un dumper.

Le transport devra assurer le déplacement de 3030 tonnes/jour par des camions à benne de 23tonnes de charge utile par la piste principale reliant la plate-forme de travail à la trémie réceptrice du primaire, étant en charge en pente ascendante et à vide en pente descendante.

III.4.Traitement

Le tout-venant de la carrière est chargé dans les camions qui les déversent dans la trémie de recette du poste primaire ; l'alimentateur associé à cette trémie déverse les roches dans le concasseur primaire (à mâchoire)

A la sortie de celui-ci, les matériaux fins et les impuretés friables accompagnant le tout venant de carrière sont éliminés par « scalpage ».

Ces matériaux provenant des impuretés dues aux remplissages ferreux ou argileux des fissures ou de zones d'altération circonscrites se trouvent en presque totalité dans la fraction fine des produits d'abattage. Ces matériaux fins forment le stock des stériles.

Les matériaux concassés sont dirigés vers un stock primaire « pré-stock » ; une partie est vendue comme fraction 0/200 et l'autre partie sert aussi comme stock tampon entre l'activité du primaire et du secondaire.

La partie secondaire est alimentée à partir du pré-stock en passant par un tunnel à tablier vibrant qui déverse dans le broyeur secondaire (à percussion) fonctionnant en circuit fermé avec une charge circulante.

À la sortie du secondaire, le produit est criblé ainsi classé et calibré en donnant les granulats.

Finalement, ils sont dirigés par un système de bandes transporteuses vers les aires de stockage ou ils sont disposés en éventail pour leur reprise et leur commercialisation.

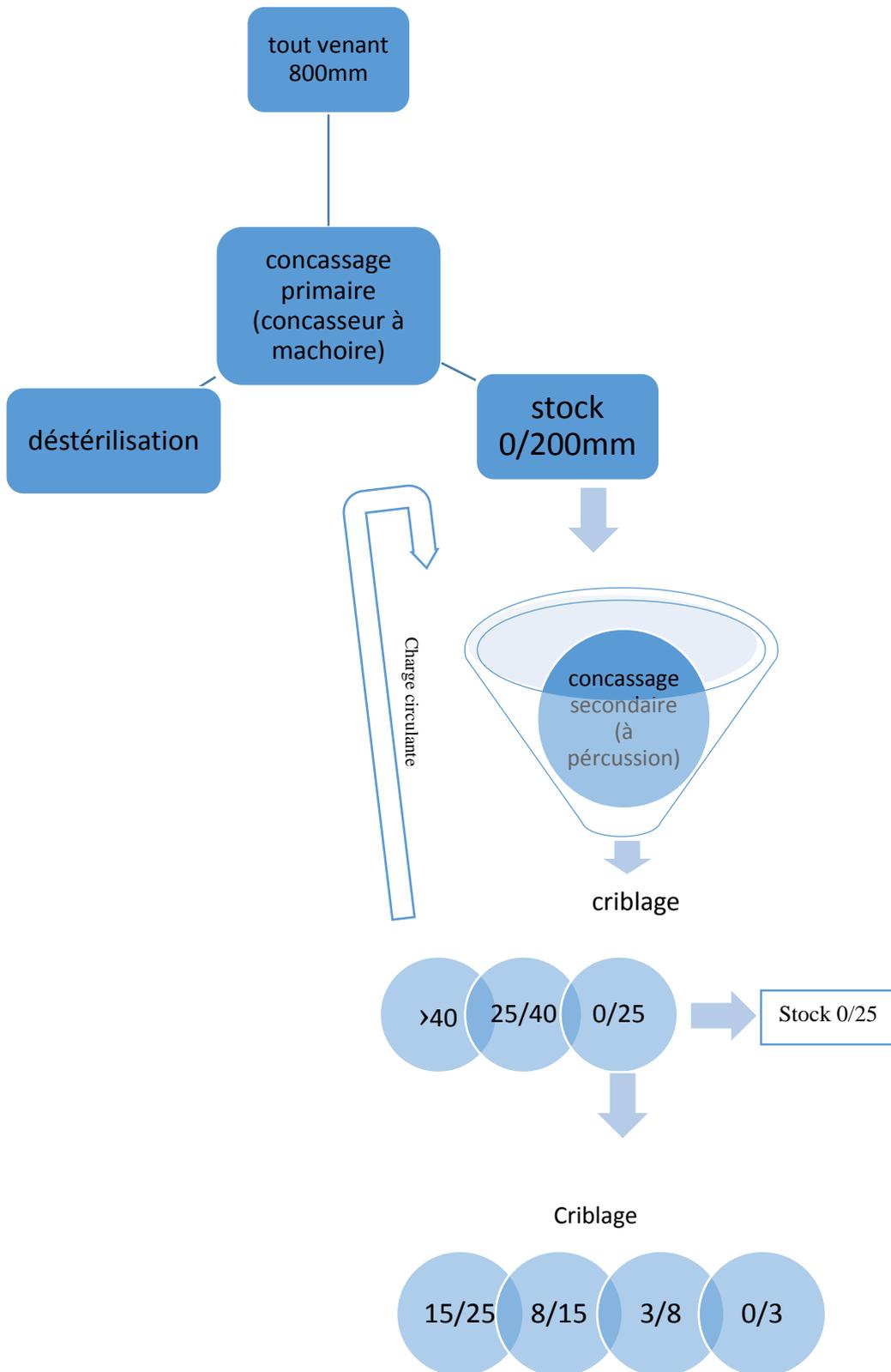


Figure III. 7: Schéma technologique simple du traitement

Le schéma de la station de traitement est constitué principalement d'un concasseur primaire à mâchoires, avec élimination de fraction terreuses 0/20 et 0/30 et d'un second concasseur à percussion et de deux (02) cribles qui fournissent les produits finis suivants : 25/40,0/25,15/25,8/15,3/8 et 0/3.

L'unité dispose aussi d'une station de recyclage pour la production de sable de concassage composée d'une trémie de réception et d'un broyeur à axe vertical. Cette station recycle généralement les produits inférieures à 60mm et notamment la tranche 3-60mm, ce qui donne un sable de concassage d'une teneur en fines ne dépassant pas 11%.

III.5. Contrôle de qualité

L'unité de Cerrou El Djoua possède un service de contrôle qualité et de développement de ses matériaux, doté d'un laboratoire et d'un personnel spécialisé. L'activité de ce service s'exerce de manière continue, en fonction des besoins du service de production.

La mission du contrôle qualitatif est de :

- Compléter le contrôle spécifique, exercé par l'équipe de fabrication, par des essais de laboratoire, permettant de vérifier le réglage des concasseurs et des cribles de l'installation, ainsi que la régularité de la production.
- Vérifier la conformité des matériaux par rapport aux normes.
- Répondre aux conditions d'organisation du contrôle de la qualité, telles qu'elles sont spécifiées dans les différents règlements généraux régissant la certification des granulats.

Le laboratoire se charge des opérations de prélèvement, de la préparation des échantillons, de la réalisation des principaux essais entrant dans le cadre de l'autocontrôle industriel sur la fabrication des granulats.

Pour le contrôle de ses produits, le laboratoire est équipé du matériel nécessaire à la réalisation des essais suivants : analyse granulométrique, teneur en eau, coefficient d'aplatissement, et essai d'équivalent de sable.

III.6. Chaîne de vente du produit

L'opération contrôle de vente passe par trois (03) étapes :

- Au niveau de la station : chargement des camions de la clientèle en produits par un chargeur KOMATSU et une pelle hydraulique.
- Au niveau du pont bascule : peser le camion chargé et tarer les nouveaux camions avant de les envoyer à la station pour le chargement.

Au niveau du poste commercial : après l'opération de la tare, un bon d'achat est délivré au client selon les prix de granulat et la quantité prise.

Chapitre 04
Homogénéisation calcaires-marnes
Et optimisation du processus d'exploitation

Introduction

L'exploitation sélective est une méthode appliquée pour diminuer les pertes et les couts engendrés par l'extraction des GMU.

Le gisement de Cerrou El Djoua-Bouira contient des marnes intercalées dans des couches de calcaire. Les marnes qui sont connues pour leurs propriétés qui influent négativement dans le domaine des travaux publics. Pour résoudre ce problème, on a effectué des essais sur différents mélanges afin de permettre une meilleure gestion du GMU et cela est obtenu après optimisation des résultats.

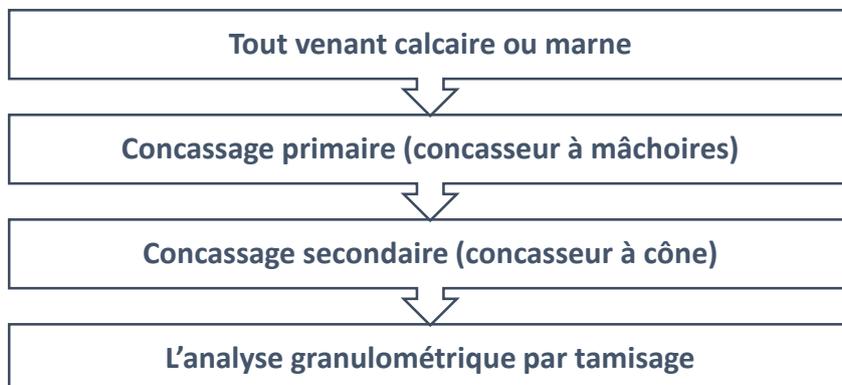
IV.1. Echantillonnage

Avant d'entamer tout essai, l'échantillon prélevé d'un ensemble ou d'un lot de mineraïs choisis doit être représentatif avec la plus grande précision possible du mineraï afin de déterminer sa qualité et ses caractéristiques.

L'échantillonnage a été réalisé en surface. La quantité prélevée est de 6 sacs de 50Kg (3sacs de calcaires et 3 sacs de marnes). Les échantillons prélevés ont fait l'objet d'analyses chimiques et d'essais physico-mécaniques, réalisés au niveau du laboratoire du département génie minier à L'ENP et au sein de laboratoire central des matériaux LCM de cosider Travaux Publics.



IV.2. Préparation mécanique



IV.2.1 Concassage :

La fragmentation des matériaux a été réalisée par des concasseurs qui fonctionnent par écrasement. Le primaire est un concasseur à mâchoires simple effet et le secondaire est un concasseur à cône.



Figure IV. 2: Concasseur à mâchoires et Concasseur à cône

IV.2.2. Tamisage

L'analyse granulométrique doit permettre de séparer les grains d'un granulat et de les classer par diamètre afin d'obtenir les différentes classes.

Pour notre cas, les tamis utilisés afin d'obtenir les classes voulu sont : 63 μ m ; 2mm ; 10mm ; 12.5mm ; 14mm.

IV.3. Lavage et séchage

Avant toutes utilisation des matériaux, un processus de lavage est exigé afin d'éliminer toutes particules <0.063mm.

Pour cela, nous avons suivi ces étapes :

- Utiliser un tamis de 63 μ m réservé à l'usage exclusif de cet essai, et adapter un tamis de protection (par exemple, d'ouverture 1 mm ou 2 mm) au-dessus.
- Placer les tamis de façon que la suspension passant à travers le tamis puisse être évacuée.
- Verser le contenu du récipient sur le tamis supérieur et placé les sous le robinet.
- Ensuite agiter la prise d'essai vigoureusement pour séparer complètement et mettre en suspension des fines.
- Poursuivre le lavage jusqu'à ce que l'eau passant à travers le tamis de 63 μ m soit claire.
- Sécher le refus sur le tamis de 63 μ m à (105 ± 5) °C jusqu'à ce que la masse soit constante. Laisser refroidir.

Afin d'extraire un échantillon représentatif, on a procédé à un quartage pour la classe granulaire 10/14 et un diviseur rotatif pour la classe granulaire 0/2.



Figure IV. 3: échantillonneur rotatif.

IV.4.préparation des mélanges

Mélange Essai	00	01	02	03	04	05	produit
LA	5000g	2500g	3333g	3750g	1250g	0g	calcaire
	0g	2500g	1666g	1250g	3750g	5000g	marne
MDE	500g	250g	333g	375g	125g	0g	calcaire
	0g	250g	166g	125	375g	500g	marne
MB	200g	100g	133g	150g	50g	0g	calcaire
	0g	100g	67g	50g	150g	200g	marne

Tableau IV.1 : Composition des mélanges de différents essais.

IV.5. Les essais effectués sur granulats

IV.5.1. la résistance à la fragmentation (Los Angeles)

❖ Lieu du déroulement de l'essai

Les essais de Los Angeles ont été réalisés au sein du laboratoire du département du Génie Minier.

❖ Principe de l'essai

L'essai Los Angeles a pour but de mesurer la résistance à la fragmentation par choc d'une fraction granulaire avec des boulets en acier mis dans le cylindre de la machine.

❖ Mode opératoire :

- Concassage et tamisage de l'échantillon à sec sur chacun des tamis de la classe granulaire (14/12.5/10 mm)
- Lavage du matériau tamisé
- Séchage à l'étuve à 105°C jusqu'à une masse constante
- Introduire la prise d'essai dans la machine de los Angeles avec la charge de boulets correspondante à la classe granulaire choisie (voir tableau ci-dessous)

- La machine effectue 500 rotations à une vitesse régulière comprise entre 30 et 33 tr /min.
- Les granulats soigneusement recueillis dans un bac sont tamisés sur un tamis de 1,6 mm.
- Finalement le refus est lavé puis séché à l'étuve à 105°C jusqu'à une masse constante.
- Le coefficient Los Angeles est calculé à partir de la formule suivante :

$$LA = \frac{M-m}{M} \times 100\%$$

Où :

M : la masse de la prise d'essai

m : la masse du refus du tamis 1.6mm après lavage et séchage

Classe granulaire (mm)	Nombre de boulets	Nombre de tours
4 – 6.3	7	500
4 - 8	8	500
6.3 -10	9	500
8 – 12.5	10	500
10 - 14	11	500
12.5 - 16	12	500
31.5 - 50	12	1000

Tableau IV.2 : Représentation de la relation entre les classes granulaires, le nombre de boulets et le nombre de tours selon la norme NF EN1097-2/A1.

site d'échantillonnage	Code de l'échantillon	Fraction Utilisée (mm)	Masse Initiale (g)	Masse Finale (g)	Coefficient LA (%)
Carrière de Cerrou El Djoua	00	10/14	5000	3926	21
	01		4927	3741	24
	02		4969	3825	23
	03		4985	3795	24
	04		5000	3713	26
	05		5000	3655	27

Tableau IV.3 : Résultats expérimentaux des essais Los Angles

IV.5.2. Micro Deval la résistance à l'usure

❖ Déroulement des essais

Les essais de Micro -Deval ont été réalisés au sein du laboratoire central des matériaux (LCM) de Cosider Travaux Publics, en présence d'un opérateur et conformément à la norme algérienne NA 5129années 2009.

❖ Principe de l'essai

L'essai permet de mesurer la résistance à l'usure par frottement des granulats, humides en présence d'eau dans un cylindre en rotation avec une vitesse bien déterminée.

❖ Mode opératoire :

- Concassage

- Tamisage de l'échantillon à sec sur chacun des tamis de la classe granulaire (14/12.5/10 mm)
- Lavage du matériau tamisé
- Séchage à l'étuve à 105°C jusqu'à une masse constante
- Introduire la prise d'essai dans la jarre avec 2.5 litre d'eau et 5Kg de billes en acier
- La machine effectue 12000 tours pendant 2 heures
- Les granulats soigneusement recueillis dans un bac sont tamisés sur un tamis de 1,6 mm.
- Finalement le refus est lavé puis séché à l'étuve à 105°C jusqu'à une masse constante.
- Le coefficient de Micro Deval est calculé à partir de la formule suivante :

$$MDE = \frac{M-m}{M} \times 100$$

Où :

M : la masse de la prise d'essai

m : la masse du refus du tamis 1.6mm après lavage et séchage

site d'échantillonnage	Code de l'échantillon	Fraction Utilisée (mm)	Masse Initiale (g)	Masse Finale (g)	Coefficient MDE (%)
Carrière de Cerrou El Djoua	00	10/14	500	417	17
	01			338	32
	02			361	28
	03			377	25
	04			280	44
	05			260	48

Tableau IV.4 : Résultats expérimentaux des essais de Micro-Deval.

IV.5.3. La Dureté Relative Globale DRG

Pour plus de vérification, les valeurs des coefficients de LA et de MDE n'ont pas de signification que si elles sont appréciées par le critère de Dureté Relative Globale (DRG), qui exprime la dureté relative d'un granulat selon une échelle allant de 6 à 32 sur un abaque qui permet la détermination d'un coefficient de dureté (DRG) pour chaque échantillon prélevé.

Dans le cas des graves et des ballasts, les valeurs obtenues sont déterminées par la projection du couplage des coefficients de LA et de MDE de chaque échantillon.

- DRG hors abaque : < 6 et > 32 (matériau non conforme et inutilisable).
- DRG normative : ≥ 6 et ≤ 32 (médiocre, bon ou excellent).

Abaque de DRG :

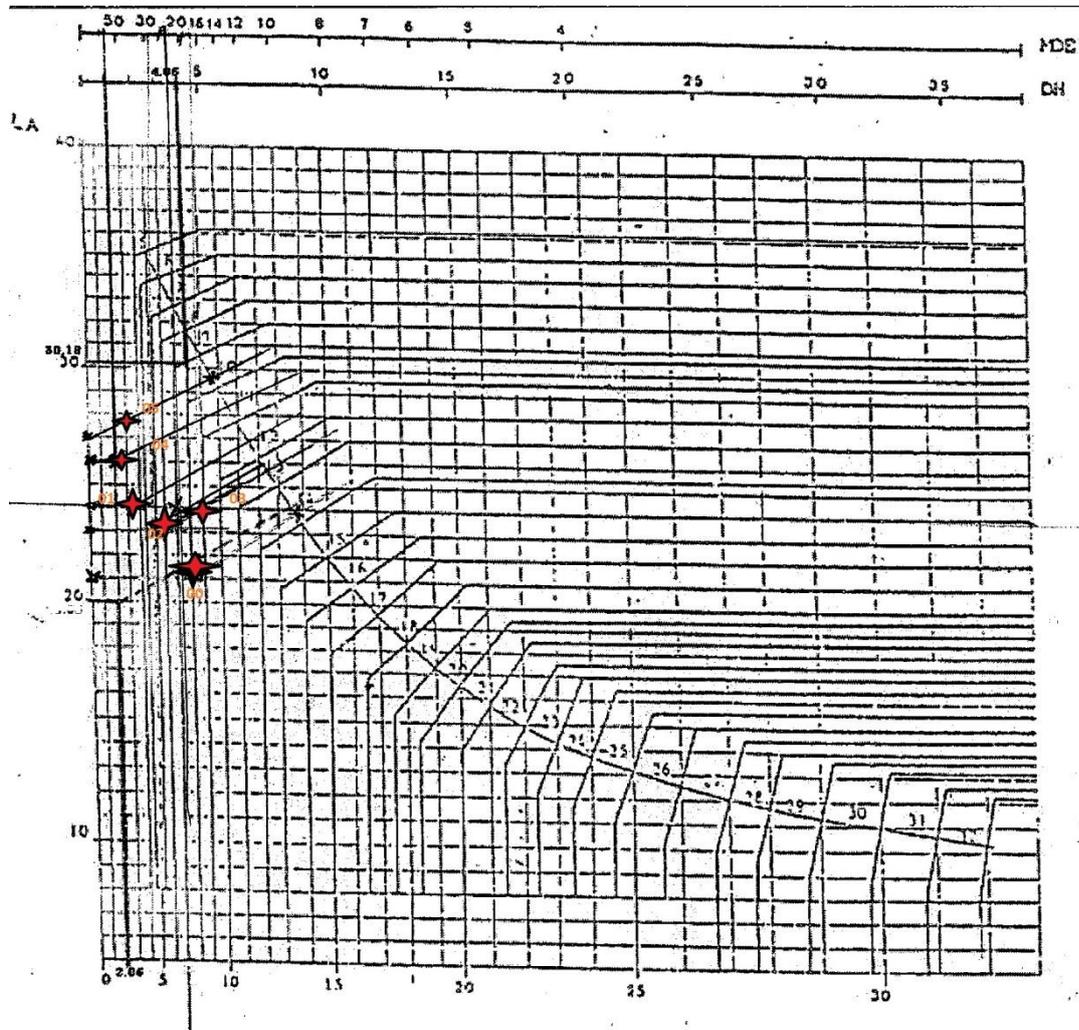


Figure IV. 4: Représentation de la dureté relative globale (DRG) (d'après J.Alias,1984) des échantillons.

IV.5.4. Propreté d'un sable (Essai au bleu de méthylène)

Les particules argileuses de petites dimensions sont nuisibles à la qualité d'un béton ou un mélange bitumineux.

Pour les bétons, ces particules perturbent l'hydratation du ciment et entraîne des défauts d'adhérence entre les granulats et la pâte, aussi elles peuvent conduire à une perte d'adhérence du granulat avec le liant est donc un désenrobage qui est le cas dans les mélanges bitumineux.

Pour évaluer l'influence des fines d'origine argileuse contenue dans les sables ou tout-venant, l'essai au bleu de méthylène est utilisé pour caractériser l'activité des argiles contenues dans les sols.

❖ Lieu du déroulement de l'essai

Les essais de bleu de méthylène ont été réalisés au sein du laboratoire du département du Génie Minier.

❖ Principe de l'essai

L'essai au bleu de méthylène est pratiqué sur la fraction granulaire 0/2mm des sables courants. La solution de bleu de méthylène est ajoutée progressivement par dose successive à une suspension de l'échantillon de granulats dans l'eau.

L'absorption de la solution colorée par l'échantillon est vérifiée après chaque ajout de solution en effectuant un teste à la tâche pour déceler la présence de colorant libre.

❖ Mode opératoire

- Prélever une masse minimale sèche $m=200g$ de la prise d'essai 0/2mm
- Verser $500ml \pm 5ml$ d'eau distillé dans le bécher de capacité de 1L
- Agiter la solution à la vitesse de 600tr/min pendant 5min, puis agiter continuellement à 400tr/min pendant la poursuite de l'essai.
- Injecter le colorant à l'aide d'une burette
- Effectuer un teste à la tâche à l'aide d'une tige de verre
- Confirmer le point final en répétant le teste à la tache toutes les minutes pendant 5min sans ajout de solution de colorant.

La valeur de bleu de méthylène MB, est exprimée en gramme de colorant par kilogramme de fraction 0/2mm est obtenue par la formule suivante :

$$MB=10 \times \frac{V_1}{M_1}$$

Où :

M_1 : la masse de l'échantillon en grammes (g)

V_1 : le volume total de solution de colorant injectée en millilitres (ml)

site d'échantillonnage	Code de l'échantillon	Fraction Utilisée (mm)	Masse Initiale (g)	Volume injecté (ml)	MB
Carrière de Cerrou El Djoua	00	0/2	200	20	1
	01			40	2
	02			10	0.5
	03			39	1.95
	04			25	1.25
	05			45	2.25

Tableau IV.5 : Résultats expérimentaux des essais au bleu de méthylène.

IV.6. Interprétation des résultats

Code de L'échantillon	00	01	02	03	04	05
LA	21	24	23	24	26	27
MDV	17	32	28	25	44	48
DRG	14	12	13	13	11	10
MB	1	2	0.5	1.95	1.25	2.25

Tableau IV.6 : Résultats de tous essais réalisés.

- D'après les résultats obtenus des essais géotechniques illustrés par le tableau ci-dessus, on remarque que les coefficients Los Angles de nos échantillons soumis aux essais varient de 21 jusqu'à 27 % dont cette dernière est la valeur maximale accusée par l'échantillon n°05 contenant uniquement des marnes.

- Comparativement aux normes géotechniques Algériennes et européennes donnée dans le tableau suivant, on constate que pour la norme algérienne nos échantillons présentent de très bonnes valeurs qui sont tous inférieurs à la limite de 40% exigée. Contrairement à la norme européenne on voit que la plupart de nos échantillons (00, 01, 02, 03) présentent de très bon résultats qui sont inférieur au seuil de 25% exigé par la norme, excepté deux échantillons (04, 05) qui sont hors norme standard.
- Pour les essais Micro Deval, on constate que les valeurs de nos échantillons varient avec un écart évident dont la valeur maximale est accusée par l'échantillon n°05 contenant uniquement des marnes.
- En se basant sur la norme algérienne mentionnée dans le tableau ci-dessous, la majorité (4/6) des échantillons (00, 01, 02, 03) présentent des valeurs normatives qui sont nettement inférieures à la limite. Hormis les deux échantillons (04, 05) qui sont hors norme.
- En comparant nos résultats à la norme européenne, on remarque que la quasi-totalité (5/6) des échantillons (01, 02, 03, 04, 05) ont des valeurs hors norme.
- Pour la DRG, on constate que seulement trois (03) échantillons sont conformes seulement à la norme algérienne et donc utilisables comme matériaux de granulats dans les projets de construction du génie civil.

Norme	LA	MDE	DRG
Algérienne	< 40	< 35	> 12
Européenne	< 25	< 20	> 14
Américaine	< 35	< 30	> 18

Tableau IV.7 : Limites exigées des valeurs de LA, MDE et DRG [L.CHANANE, 2008]

IV.7. Conformité des granulats

IV.7.1. Chaussées : couche de base ; liaison et fondation

Pour l'utilisation des couches de base , liaison et fondation, la norme exigée est représentée dans les deux tableaux (IV.9 et IV.10) ci- dessous :

Code	LA	MDE	LA + MDE
B	25	20	LA + MDE ≤ 35
C	30	25	LA + MDE ≤ 45
D	35	30	LA + MDE ≤ 55
E	45	45	LA + MDE ≤ 80

Tableau IV.9 : Codification des coefficients Los Angles et Micro Deval

Code	MB
a	2
b	2.5
c	3

Tableau IV.10 : codification du coefficient du bleu de méthylène

✓ Conformité de nos résultats

Echantillons	00	01	02	03	04	05
LA	21	24	23	24	26	27
MDE	17	32	28	25	44	48
LA+MDE	38	56	51	49	70	75
MB	01	02	0,5	1,95	1,25	2,25
Code	C ; a	E ; a	D ; a	D ; a	E ; a	Non conforme

Tableau IV.11 : conformité des échantillons pour les différentes couches de chaussées.

✓ **Commentaires**

✚ Pour la couche de liaison en utilisant le béton bitumineux semi-grenu et à module élevé :

Code D ; a : valable pour un trafic $<T_3$

Code C ; a : valable pour un trafic T_2-T_1 et un trafic $\geq T_0$

✚ Pour la couche de liaison en utilisant le béton bitumineux mince :

Code C ; a : valable pour un trafic $<T_3$, T_2-T_1 et un trafic $\geq T_0$

✚ Pour la couche de base et de fondation en utilisant le grave-bitume et enrobés à module élevé

Code D ; a : valable pour un trafic $<T_3$ et T_2-T_1

Code C ; a : valable pour un trafic $\geq T_0$

IV.7.2. Chaussées : béton de ciment

✓ **La norme**

Code	LA	MDE	LA + MDE	PSV
B	25	20	LA + MDE ≤ 35	50
C	30	25	LA + MDE ≤ 45	-
D	35	30	LA + MDE ≤ 55	-

Tableau IV.12 : Codification des coefficients Los Angles et Micro Deval et PSV pour béton de ciment

Code	MB
A bis	1.5

Tableau IV.13 : Codification du coefficient du bleu de méthylène pour béton de ciment

✓ **Conformité de nos résultats**

Echantillons	00	01	02	03	04	05
LA	21	24	23	24	26	27
MDE	17	32	28	25	44	48
LA+MDE	38	56	51	49	70	75
MB	01	02	0,5	1,95	1,25	2,25
Code	C	-	D	-	-	-

Tableau IV.14 : conformité des échantillons pour béton de ciment

✓ **Commentaire**

Code D : valable pour la couche de fondation

Code C : valable pour la couche de roulement pour un trafic $\leq T_3$

IV.7.3. Béton hydraulique et mortiers

LA _A	30
LA _B , LA _C	40
LA _D	50

Tableau IV.15 : Codification des coefficients Los Angles pour béton hydraulique et mortiers

PA	1,5
P _B , P _C	
P _D	

Tableau IV.16: Codification du coefficient du bleu de méthylène pour béton hydraulique et mortiers

✓ Conformité de nos résultats

Echantillons	00	01	02	03	04	05
LA	21	24	23	24	26	27
MB	01	02	0,5	1,95	1,25	2,25
Code	LA _A , P _A	-	LA _A , P _A	-	LA _A ,P _A	-

Tableau IV.17 : conformité des échantillons pour béton hydraulique et mortiers.

D'après les résultats des essais de LA et Bleu de méthylène , les échantillons conformes sont cités dans le tableau ci-dessus.

Classes de trafic	T5	T4	T3	T2	T1	T0	>T0
Seuils de trafic (PL-MJA)	25	50	150	300	750	2000	

Tableau IV.18:Classes de trafic

Les classes de trafics sont définies par des seuils exprimés en trafic poids lourds journalier moyen (PL-MJA) de la voie la plus chargée, les poids lourds étant tous des véhicules de charge utile supérieure ou égale à 5 tonnes.

IV.8.Présentation de plan d'expérience (Design Expert 7)

Les plans d'expériences permettent d'organiser au mieux les essais qui accompagnent une recherche scientifique ou des études industrielles. Ils sont applicables à de nombreuses disciplines et à toutes les industries à partir du moment où l'on recherche le lien qui existe entre une grandeur d'intérêt, y , et des variables, x_i . Il faut penser aux plans d'expériences, si l'on s'intéresse à une fonction du type : $y=f(x)$. Avec les plans d'expériences on obtient le maximum de renseignements avec le minimum d'expériences.

Pour cela, il faut suivre des règles mathématiques et adopter une démarche rigoureuse. Il existe de nombreux plans d'expériences adaptés à tous les cas rencontrés par un

expérimentateur. La compréhension de la méthode des plans d'expériences s'appuie sur deux notions essentielles, celle d'espace expérimental et celle de modélisation mathématique des grandeurs étudiées.

IV.8.1. Processus d'acquisition des connaissances

Augmenter ses connaissances, c'est trouver la réponse à une question posée. On commence donc par se poser une ou plusieurs questions qui correspondent réellement au problème.

Ces questions délimitent le problème à résoudre et fixent les travaux à exécuter. Bien sûr, avant d'entreprendre des expériences, il est prudent de vérifier que l'information cherchée n'existe pas déjà ailleurs.

Dans ce but, on effectue un inventaire des connaissances, soit une bibliographie, soit une consultation d'experts, soit un calcul théorique, soit toute autre démarche ayant pour but de répondre sans expérience, aux questions posées.

Après cette phase d'enquête, les questions initiales peuvent être entièrement résolues et il n'y a plus de problème. Dans le cas contraire, certaines questions restent entières ou elles sont modifiées : il est alors nécessaire d'entreprendre des expériences pour obtenir les réponses complètes que l'on souhaite.

IV.8.2. Choix de la méthode d'expérimentation

La méthode d'expérimentation choisie doit faciliter l'interprétation des résultats. Elle doit assurer le maximum d'efficacité avec le minimum d'expériences sans toutefois sacrifier la qualité et par conséquent le coût minimum.

IV.8.3. Analyse des résultats

Les résultats seront faciles à interpréter et riches d'enseignement si l'on a bien préparé les expériences. Il y'a aussi les représentations graphiques qui illustrent de manière spectaculaire les résultats et améliorent la compréhension des phénomènes.

IV.8.4. Acquisition progressive de la connaissance

Une première série d'expériences conduit à des conclusions provisoires ; en fonction de ces conclusions provisoires, on lance une nouvelle série d'essais. L'ensemble des deux séries d'expériences est utilisé pour obtenir un contour précis des résultats d'étude. L'expérimentateur accumule ainsi les seuls résultats dont il a besoin et s'arrête dès qu'il a obtenu ce qu'il cherche.

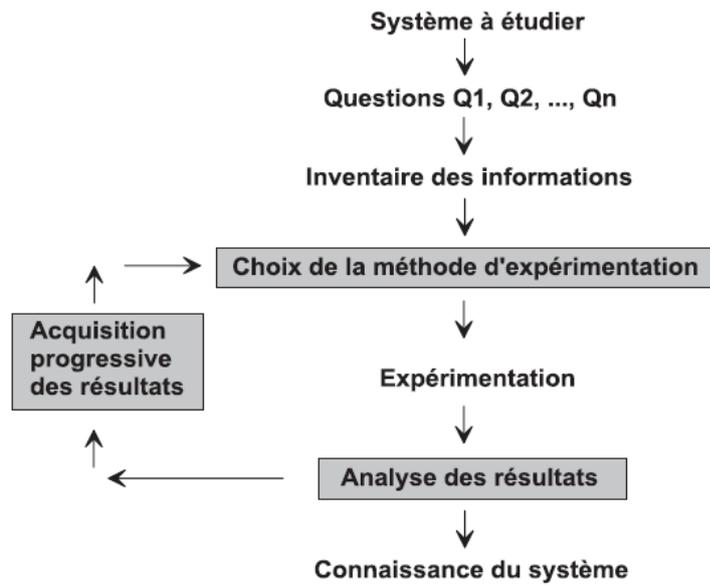


Figure IV. 5: Processus de fonctionnement du logiciel

IV.8.5. Notion de base de fonctionnement d'un plan d'expérience

IV.8.5.1 Espace expérimental et domaine de variation

La grandeur d'intérêt d'un expérimentateur s'appelle la réponse. La valeur de cette grandeur dépend de un ou de plusieurs facteurs. Le premier facteur peut être représenté par un axe gradué et orienté, Le niveau bas du facteur est noté par - 1 et le niveau haut par +1. Le domaine de variation du facteur est constitué de toutes les valeurs comprises entre le niveau bas et le niveau haut.

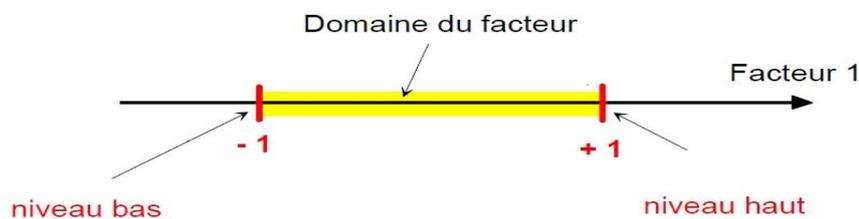


Figure IV. 6: Domaine du facteur

❖ Domaine de variation de deux facteurs

Un point de l'espace expérimental est caractérisé par les coordonnées Le niveau x_1 du facteur 1 et le niveau x_2 du facteur 2

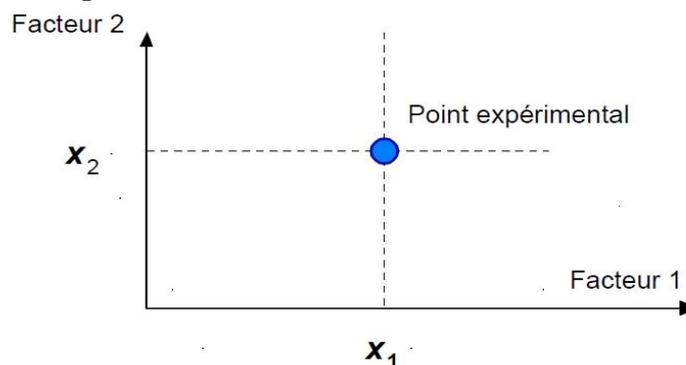


Figure IV. 7: Domaine de variation de 02 facteurs

Le domaine d'étude est la zone de l'espace expérimental choisie par l'expérimentateur pour faire ses essais. Ce domaine est défini par les niveaux hauts et les niveaux bas de tous les facteurs et éventuellement par des contraintes entre les facteurs.

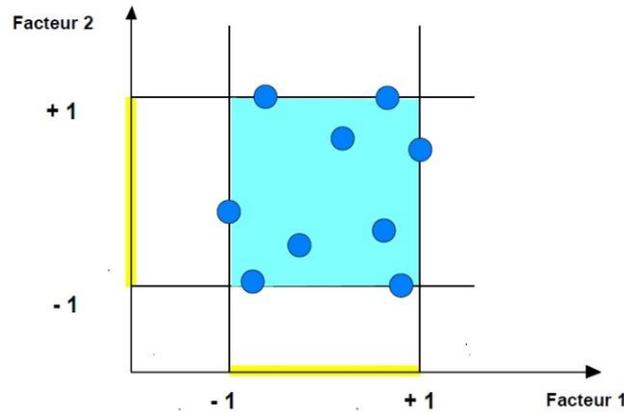


Figure IV. 8: Présentation des points expérimentaux dans le domaine d'étude.

IV.8.5.2. Surfaces de réponse

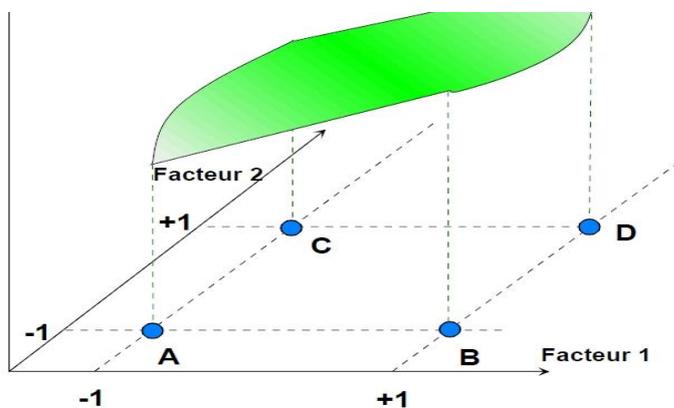
À chaque point du domaine d'étude correspond une réponse.

À l'ensemble de tous les points du domaine d'étude correspond un ensemble de réponses qui se localise sur une surface appelée surface de réponse.

Figure IV. 9: La surface de réponse

En général, on ne connaît que quelques réponses, celles qui correspondent expérimentaux aux points retenus par l'expérimentateur.

On interpole à l'aide d'un modèle mathématique, les réponses inconnues pour obtenir la surface de réponse.



ne connaît que quelques réponses, celles qui correspondent expérimentaux aux points retenus par l'expérimentateur. On interpole à l'aide d'un modèle mathématique, les réponses inconnues pour obtenir la surface de réponse.

IV.8.6. Modélisation mathématique

En l'absence de toute information sur la fonction qui lie la réponse aux facteurs, on se donne a priori une loi d'évolution dont la formulation la plus générale est la suivante :

$$y = f(x_1, x_2, x_3, \dots, x_n) \quad \{1.2\}$$

Cette fonction est trop générale et il est d'usage d'en prendre un développement limité de Taylor-Mac Laurin, c'est-à-dire une approximation. Si les dérivées peuvent être considérées comme des constantes, le développement précédent prend la forme d'un polynôme de degré plus ou moins élevé :

$$y = a_0 + \sum a_i x_i + \sum a_{ij} x_i x_j + \dots + \sum a_{ii} x_i^2 + a_{ij\dots z} x_i x_j \dots x_z$$

IV.9. Optimisation des résultats

Vu la présence des réserves importantes des marnes dans la carrière de Cerrou El Djoua qui s'avèrent inexploitableseules dû à leur nuisibilité sur la qualité des produits finis.

Une homogénéisation des deux substances existantes au sein de la carrière (calcaires-marnes) est nécessaire, voire même obligatoire pour l'amélioration de la qualité du produit et la prolongation de la durée de vie de la carrière, ainsi que l'augmentation de profits de l'entreprise.

Suite aux essais effectués sur les mélanges calcaires- marnes, une optimisation de la quantité de calcaire nécessaire pour avoir un mélange satisfaisant les normes standards Algérienne et Européenne.

Pour réaliser cette optimisation, on s'est basé sur le logiciel plan des expériences Design Expert 7.

Les étapes de l'optimisation :

- Définir le nombre de facteurs nécessaires (ici on a choisi 2²)
- Nommer les facteurs et insérer ses limites maximum et minimum sans oublier de mentionner l'unité(le facteur 1 c'est le coefficient de LOS ANGELES, le facteur 02 c'est le coefficient de Micro Deval et la réponse c'est la masse du calcaire en gramme
- Indiquer le nombre de réponses, le nom et leurs unités.

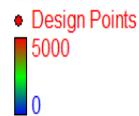
	Std	Run	Block	Factor 1 A:LA %	Factor 2 B:MDE %	Response 1 MC g
	3	1	Block 1	21.00	17.00	5000
	1	2	Block 1	24.00	32.00	2500
	6	3	Block 1	23.00	28.00	3333
	2	4	Block 1	24.00	25.00	3750
	4	5	Block 1	26.00	44.00	1250
	5	6	Block 1	27.00	48.00	0

Figure IV. 10:le modèle réel appliqué

- ✚ Le facteur n°01 représente les valeurs de l'essai Los Angles (LA) en pourcentage, effectué sur les 06 échantillons.
- ✚ Le facteur n°02 représente les valeurs de l'essai Micro Deval (MDE) en pourcentage, effectué sur les 06 échantillons.
- ✚ La réponse n°01 représente la masse du calcaire (MC) en gramme, utilisée dans les 06 échantillons et c'est la variable à optimiser.
- ✚ La valeur maximale de Los Angles et Micro Deval sont respectivement 27% et 48% codé +1
- ✚ La valeur minimale de Los Angles et Micro Deval sont respectivement 21% et 17% codé -1
- ✚ La valeur minimale de la masse de calcaire est 0 gramme et la valeur maximale est de 5000g.

Design-Expert® Software

MC



X1 = A: LA

X2 = B: MDE

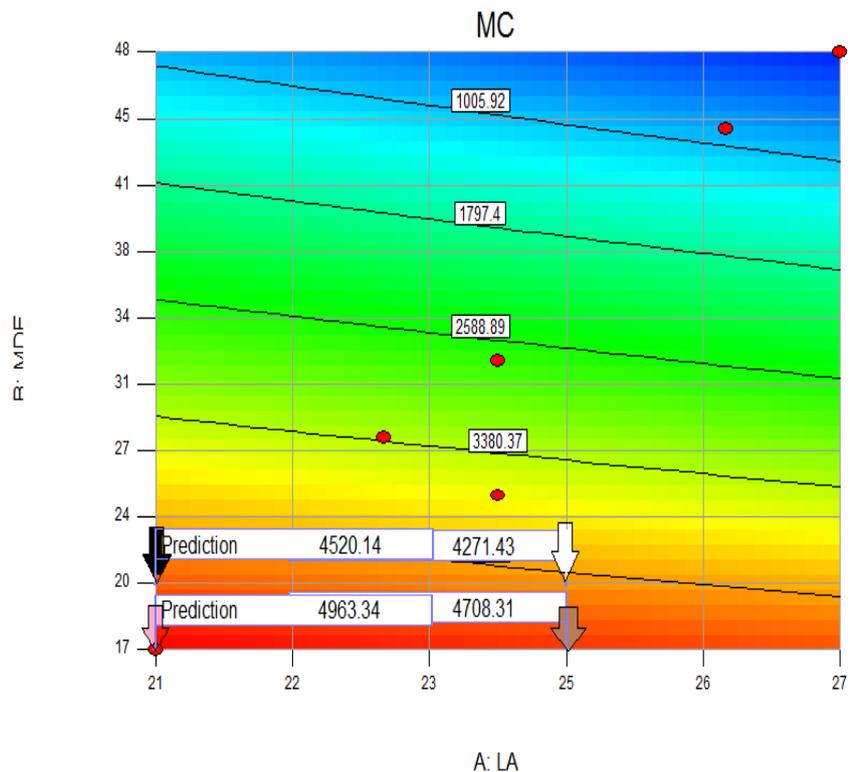


Figure IV. 11: Résultats de l'optimisation

Les bornes délimitant le domaine qui répond aux normes, sont désignées par les coordonnées représentées dans un repère où les valeurs de Los Angles sont représentées sur l'axe des abscisses et celles de Micro Deval sur l'axe des ordonnées.

- ➔ Borne n°01 (21; 20) MC= 4520.14g
- ➔ Borne n°02 (25; 20) MC= 4271.43g
- ➔ Borne n°03 (25; 17) MC= 4706.31g
- ➔ Borne n°04 (21; 17) MC= 4963.34g

✓ **Solution optimale**

La quantité minimale de calcaire qu'on peut utiliser dans un mélange de 5000g de calcaire-marne doit être < 4271,43g pour que leur coefficients Los Angeles et Micro-Deval soient dans la norme Européenne (LA<25 ; MDE<20).

✓ **Détermination des pourcentages calcaire-marnes**

Pour un mélange de 5000g :

5000g —————> 100%

4271g —————> X%

Pourcentage des calcaires=85%

Pourcentage des marnes : 100%-85%=15%

✓ **Commentaire**

Le tout-venant de la carrière doit contenir au moins 85% de calcaire et au plus 15% des marnes pour répondre aux exigences normatives.

IV.10. Optimisation du processus d'exploitation

IV.10.1.Travaux d'abattage

Selon le plan d'exploitation prévisionnel 2017 de la carrière de Cerrou El Djoua, le volume mensuel à abattre est de 28 800m³.

En raison de deux tirs par mois le volume à abattre pour chaque tir est :

$$V = \frac{28800}{2} = 14400m^3$$

- Le volume de calcaire est : $V_c = 14\ 400 \times 85\% = 12\ 240m^3$
- Le volume de marne est : $V_m = 14\ 400 \times 15\% = 2\ 160m^3$
- Le volume dégagé par un seul trou :

$$V_{tr} = Hg \times a \times b$$

$$V_{tr} = 10 \times 3,6 \times 3 = 108m^3$$

- Nombre de trou pour dégager 12240m³ de calcaire :

$$N_{trc} = \frac{12240}{108} = 113,3 \approx 114 \text{ Trous.}$$

- Nombre de trou pour dégager 2160m³ de marne :

$$N_{trm} = \frac{2160}{108} = 20 \text{ Trous.}$$

- Nombre totale des trous par tir :

$$N_t = N_{trc} + N_{trm} = 134 \text{ Trous.}$$

- La longueur du front

$$V = L_f \times A \times H_{gr} \Rightarrow L_f = \frac{V}{A \times H_{gr}}$$

$$A = w + (n-1) \times b$$

- Calcaires :

$$L_f = \frac{12240}{10.2 \times 10} = 120m$$

- Marnes :

$$L_f = \frac{2160}{10.2 \times 10} = 21.17 \approx 22m$$

Où

A : l'enlevure

w: La ligne de moindres résistances

n : nombre de rangées (03)

b : la distance entre les rangées

H_{gr} : la hauteur du gradin

L_f : la longueur du front

IV 10.2. Transport

La carrière dispose de 05 camions d'une capacité de 23 tonnes.

✚ La quantité de calcaire à extraire :

$$Q_c = V_c \times \gamma$$

$$Q_c = 12240 \times 2,66$$

$$Q_c = 31824 \text{ Tonnes.}$$

Où :

V_c : Volume de calcaire à abattre ;

γ : Masse volumique de calcaire.

❖ Nombre de voyages nécessaires pour déplacer la quantité de calcaire :

$$N_v = \frac{31824}{23} = 1384 \text{ voyages.}$$

❖ Nombre de rotations :

$$N_r = \frac{N_v}{N_c} = \frac{1384}{5} = 276,8 \approx 277 \text{ rotations}$$

Où:

N_v: nombre de voyages nécessaire pour déplacer

N_c: nombre de camions disponible au sein de la carrière

✚ La quantité de marne à extraire :

$$Q_m = V_m \times \gamma$$

$$Q_m = 2160 \times 2,6$$

$$Q_m = 5616 \text{ Tonnes.}$$

Où :

V_m : volume de marne à abattre ;

γ : masse volumique des marnes.

- ❖ Nombre de voyages nécessaires pour déplacer la quantité de marne :

$$N_m = \frac{5616}{23} = 244,17 \approx 245 \text{ voyages.}$$

- ❖ Nombre de rotation :

$$N_r = \frac{N_{vm}}{N_c}$$

$$N_r = \frac{245}{5} = 49 \text{ rotations.}$$

Où:

N_c : nombre de camions

N_v : nombre de voyages

- ✚ Nombre de camions pour un seul voyage

$$N_r = \frac{N_{vc}}{N_{vm}} = \frac{1384}{245} = 5.64 \approx 6$$

Pour 06 camions de calcaires, il faut 01 camion de marnes.

- ❖ **Amélioration du processus du chargement et de transport pour assurer la production prévisionnelle et optimisée**

Détermination de la production journalière optimisée

- Quantité de calcaire-marne par tir :

$$Q_t = 31824 + 5616 = 37440 \text{ tonnes}$$

- Quantité de calcaire-marne mensuelle :

$$Q_m = 37440 * 2 = 74880 \text{ tonnes}$$

- Quantité calcaire-marne journalière :

$$Q_j = 74880 \div 22 = 3404 \text{ tonnes}$$

Cas où la pelle hydraulique utilisée est de capacité de $2m^3$

- **Rendement effectif de la pelle hydraulique :**

Le rendement par poste de la pelle hydraulique est déterminé par l'expression suivante:

$$R_{\text{eff}} = \frac{3600 \times V_g \times K_r \times \gamma \times T_p \times K_u}{T_c \times K_f}$$

$$R_{\text{eff}} = 869 \text{ t/poste}$$

Où :

V_g : Capacité du godet de la pelle hydraulique = $2m^3$

K_f : Coefficient de foisonnement = 1,44

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la pelle hydraulique = 0,7

T_p : Durée d'un poste de travail = 8 h

T_c : temps d'un cycle de la pelle hydraulique = 60sec

γ : Masse volumique = 2,6

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle hydraulique durant un poste de travail = 0,7

- **Nombre de pelles hydrauliques nécessaires pour assurer la production**

Le nombre de pelles chargeuses nécessaires est donné par la formule suivante:

Cas d'une production journalière : 3030 tonnes.

$$N_{ch} = \frac{P_j \times K_i}{R_{ch}}$$

$N_{ch} = 4,18 \approx 5$ chargeuses

Cas d'une production journalière : 3404 tonnes

$$N_{ch} = \frac{P_j \times K_i}{R_{ch}}$$

$N_{ch} = 4,70 \approx 5$ chargeuses

N_{ch} : nombre de pelles chargeuses ;

P_j : la production journalière chargée ; P_j ;

K_i : coefficient d'irrégularité: 1,15 ÷ 1,25

R_c : rendement de la pelle chargeuse durant un poste de travail

Cas où la pelle hydraulique utilisée est de capacité de 4m³

- **Rendement effectif de la pelle hydraulique :**

Le rendement par poste de la pelle hydraulique est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{eff} = \frac{3600 \times V_g \times K_r \times \gamma \times T_p \times K_u}{T_c \times K_f}$$

$R_{eff} = 1738$ t/poste

Où :

V_g : Capacité du godet de la pelle hydraulique = 4m³

K_f : Coefficient de foisonnement = 1,44

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la pelle hydraulique = 0,7

T_p : Durée d'un poste de travail = 8 h

T_c : temps d'un cycle de la pelle hydraulique = 60sec

γ : Masse volumique = 2,6

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle hydraulique durant un poste de travail = 0,7

- **Nombre de pelles hydrauliques nécessaires pour assurer la production**

Le nombre de pelles chargeuses nécessaire est donné par la formule suivante:

Cas d'une production journalière : 3030 tonnes

$$N_{ch} = \frac{P_j \times K_i}{R_{ch}}$$

$N_{ch} = 2$ chargeuses.

Cas d'une production journalière : 3404 tonnes

$$N_{ch} = \frac{P_j \times K_i}{R_{ch}}$$

$N_{ch} = 2,35 \approx 3$ chargeuses.

Où :

N_{ch} : nombre de pelles chargeuses

P_j : la production journalière chargée

K_i : coefficient d'irrégularité: 1,15 ÷ 1,25

R_c : rendement de la pelle chargeuse durant un poste de travail

La capacité de charge des camions : $G \approx 23$ tonnes

- **La durée d'un cycle de camion :**

La durée totale du mouvement est égale:

$$T_{mvt} = 1,1 \cdot (t_{ch} + t_v)$$

Le coefficient 1,1: tient compte du démarrage et du freinage.

On a: la durée d'un cycle:

$$T_c = T_{mvt} + T_{ch} + T_{dch} + T_{man} + T_{at}$$

T_{ch} : temps de chargement d'un camion=116sec.

T_{dch} : temps de déchargement d'un camion= 34 sec.

T_{man} : Temps nécessaire aux manœuvres,38sec

T_{at} : temps d'attente ; 415sec

T_{mvt} =165sec

T_c =12mn48sec

- **Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion**

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma}$$

$$N_g = 8 \text{ godets}$$

Avec :

Q_c : capacité du camion, $Q_c = 23 \text{ t}$

K_f : coefficient de foisonnement, $K_f = 1,44$

V : capacité du godet de la chargeuse, $V = 2 \text{ m}^3$

K_r : coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0,8$

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,66 \text{ t/m}^3$

En raison de la difficulté du transport dû à la mauvaise conception des pistes de roulages, elles sont construites avec un pendage qui gêne le bon déroulement du processus de transport de la roche abattue, la benne du camion ne peut pas être chargée intégralement. Alors, il faut ajuster les voies de circulation et adoucir le pendage.

- **Durée de chargement théorique d'un camion :**

$$T_{ch} = T_c \times N_g$$

$$T_{ch} = 60 \times 8 = 480 \text{ sec.}$$

Où :

T_c : Durée de cycle de la pelle chargeuse

N_g : Nombre du godet

- **Cas où la pelle hydraulique utilisée est de capacité de 4m³**

- **Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion**

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma}$$

$$N_g = 4 \text{ godets}$$

Avec :

Qc : capacité du camion, Qc=23 t
 Kf : coefficient de foisonnement, Kf = 1,44
 V : capacité du godet de la chargeuse, V= 4 m³
 Kr : coefficient de remplissage du godet, Kr = 0,8
 γ : Poids volumique de la roche γ = 2,66 t/m³

- **Durée de chargement théorique d'un camion :**

$$T_{ch} = T_c \times N_g$$

$$T_{ch} = 60 \times 4 = 240 \text{ sec.}$$

Où :

T_c : Durée de cycle de la pelle chargeuse

N_g : nombre du godet

- **Rendement effectif du camion :**

$$R_{cb} = \frac{3600 \times T_p \times Q_c \times K_{ch}}{T_c}$$

$$R_{cb} = 733 \text{ t/poste}$$

Où :

Q_c : capacité de la benne du camion (23 tonnes),

T_p : la durée d'un poste de travail (T= 8 heures) ;

k_{ch} : coefficient de chargement de camion (k_{ch} = 0.85) ;

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ; T_c = 12min48sec = 768sec.

- **Nombre de camions nécessaires**

Cas d'une production journalière : 3030 tonnes

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c}$$

$$N_c = 4,9 \approx 5 \text{ camions}$$

Alors, il faut 06 camions, dont un camion de réserve pour un éventuel remplacement lors d'une panne technique.

Cas d'une production journalière : 3404 tonnes

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c}$$

$$N_c = 5.57 \approx 6 \text{ camions}$$

Alors, il faut 07 camions, dont un camion de réserve pour un éventuel remplacement lors d'une panne technique.

Où :

N_c : nombre de camions

P_j : la production journalière chargée

K_i : coefficient d'irrégularité: 1,15 ÷ 1,25

R_c : rendement d'un camion durant un poste de travail

Conclusion

Dans ce chapitre, on a optimisé la quantité des calcaires dans un mélange calcaire-marne et les pourcentages ont été déterminés, respectivement au minimum de 85% pour les calcaires et un maximum de 15% de marnes afin de pouvoir exploiter le gisement à bon escient.

Chapitre 05

Etude de la stabilité des talus de la carrière

Introduction

La stabilité des talus des carrières reste une des questions principales qui se pose lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert. Les mouvements de terrain sont des ennemis redoutables, dans la mesure où leur caractère imprévisible et violent représente un danger pour la vie humaine et les biens.

V.1. Angle général du talus

Une fosse possède plusieurs talus qui ont des orientations différentes et qui souvent rencontrent des terrains pouvant avoir des caractéristiques géotechniques différentes. Un talus minier est défini par les paramètres mentionnés dans la figure suivante :

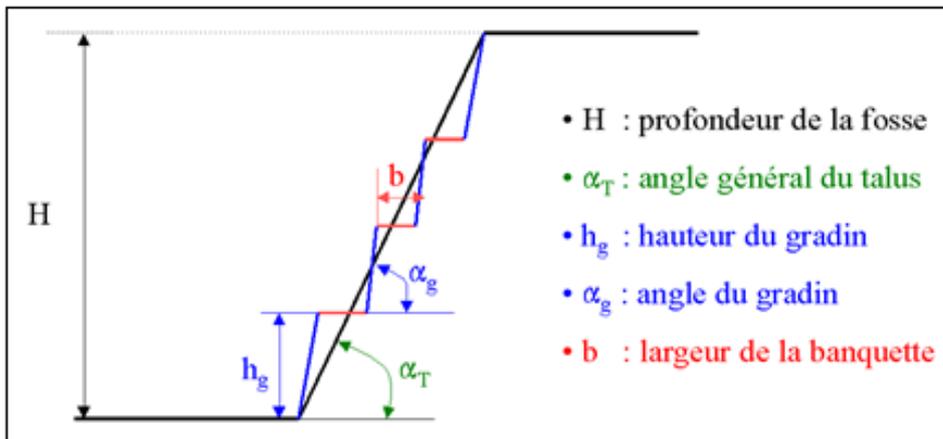


Figure V. 1: Paramètres du talus minier.

Le dimensionnement de la fosse consiste à définir les angles de ces talus de manière à assurer la stabilité générale.

Le dimensionnement d'un talus consiste tout d'abord à définir l'angle général α_T pour la profondeur ultime de la fosse H . Une fois cet angle défini, les autres paramètres du talus (gradins, banquettes, rampe d'accès) seront choisis de manière à respecter l'angle général.

L'angle général d'un talus doit être défini pour la profondeur ultime de la fosse. Cette dernière est généralement définie selon des critères techniques et économiques (configuration du gisement, coût d'extraction à ciel ouvert par rapport au souterrain, taux de découverte, ...).

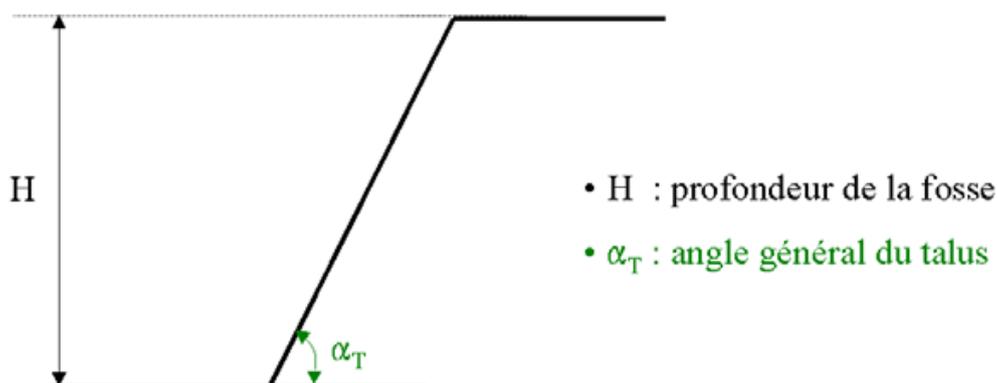


Figure V. 2: Angle général du talus du bord de la carrière.

V.2. Stabilité du talus

On appelle stabilité, la capacité des roches à rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée. Suivant le degré de la stabilité, les minerais et les roches encaissantes se répartissent en groupes suivants :

- Roches instables (sables friables);
- Mi-stables (argiles, argiles sableuse);
- Stables (calcaires et grés fissurés);
- Extra- stable (granites, basaltes et d'autres roches dures).

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. L'effondrement et l'éboulement des roches dérangent tous les processus technologiques.

V.3. Principaux facteurs influençant la stabilité des talus

L'angle de 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).

V.3.1. 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. Pour assurer la stabilité, il faut maintenir une hauteur admissible conformément aussi à la loi minière.

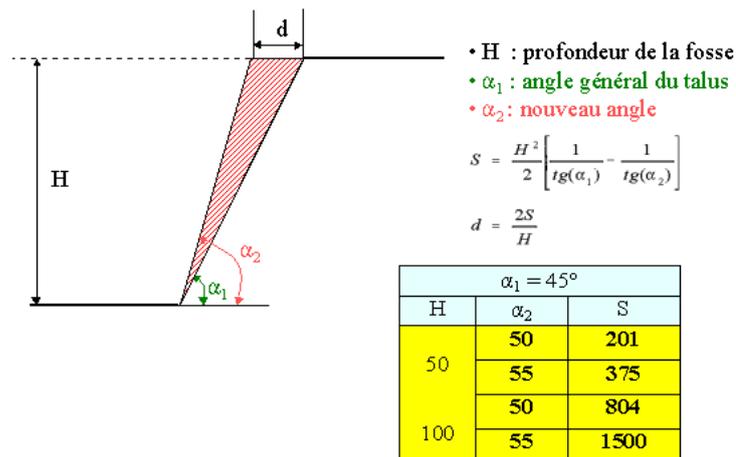


Figure V. 3: relation entre la hauteur du gradin et son angle de pente

V.3.2. 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.

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 qui nous permet de mesurer les caractéristiques de cisaillement (cohésion et angle de frottement interne).

V.3.3.L'eau souterraine

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

V.3.4.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.

V.3.5.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.

V.4. Descriptions des ruptures

Quand le talus devient instable, cela produit la rupture qui peut provoquer des pertes en vies humaines ainsi que des dégâts naturels considérables.

V.4.1.Les causes de rupture

- Changement des sollicitations
 - Surcharge en tête de talus (construction)
 - Travaux en pied de talus (tranchée)
 - Séismes ou vibrations intenses (battage de palplanches)

- Modification des conditions hydrauliques
 - Pluies intenses (mise en charge de la nappe)
 - Problèmes de drainage (colmatage)
 - Variation rapide des conditions aux limites (vidange rapide d'un barrage)

- Les caractéristiques des fissures
 - orientation parallèle au talus
 - fort pendage
 - écartement réduit entre les fissures, ce qui conduit à la formation de plaques de faible épaisseur.

V.4.2. Modes de ruptures

➤ Rupture plane

Cette rupture se produit glissement le long d'une discontinuité majeure (faille en particulier) ou d'une famille de fissures parallèle au talus et présentant une inclinaison défavorable dans le sens du talus. C'est l'un des modes de rupture le plus dangereux surtout lorsqu'il se produit le long d'une faille principale. Des volumes de roche importants peuvent être déplacés dans ce cas.

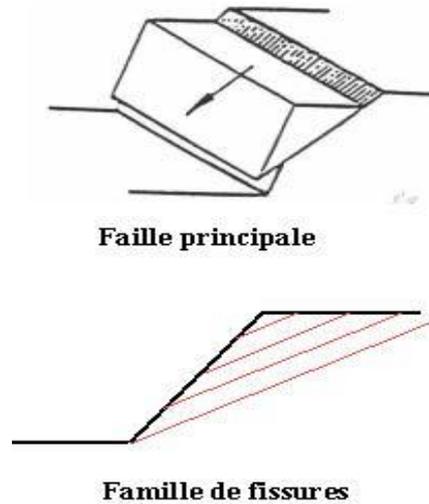


Figure V. 4: Rupture plane

➤ Rupture circulaire

Cette rupture se produit dans un terrain homogène de faible résistance mécanique (faible cohésion). Le massif ne présentant pas de directions préférentielles de glissement, la rupture se fait par cisaillement du terrain le long d'une loupe de glissement (ligne circulaire).

Les terrains favorables à ce mode de rupture sont les sols, les remblais, les roches homogènes peu compétentes ainsi que les roches résistantes mais dont le niveau de fracturation leur confère des caractéristiques mécaniques en masse très faibles.

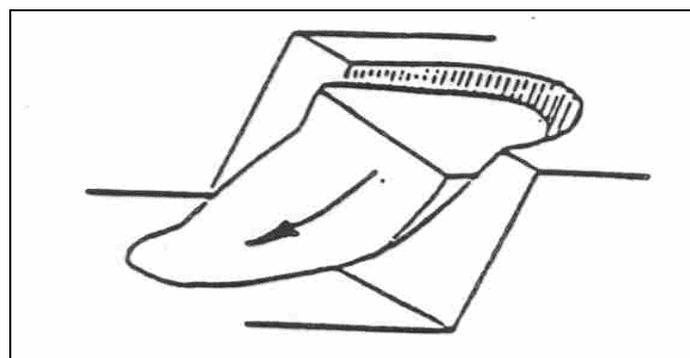


Figure V. 5: Rupture circulaire

➤ Rupture de dièdres

Cette rupture se produit lorsque le terrain est découpé par une fracturation principale caractérisée par plusieurs orientations. Conjuguées avec l'orientation du talus, les fissures

forment des blocs qui se trouvent dégagés par les surfaces libres du talus (gradins, banquettes) et qui sous l'effet des forces mises en jeu se détachent et chutent.

Ce mode de rupture est moins dangereux que les deux précédents. Il se produit généralement à une plus petite échelle (1 ou 2 gradins), mais il peut causer des dommages importants.

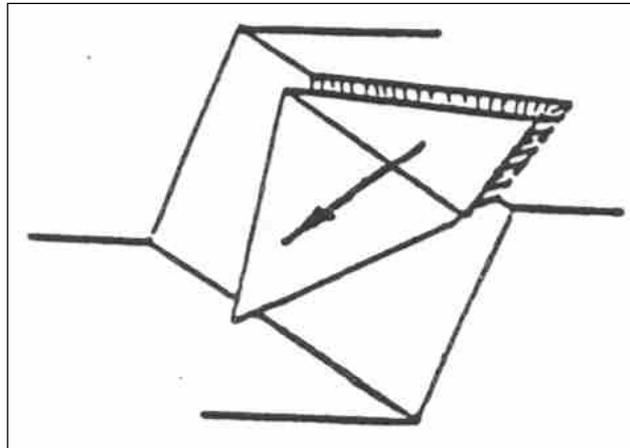


Figure V. 6: Rupture de dièdres

➤ Rupture par basculement

Cette rupture se produit par décollement des plaques (massif découpé par une famille de fissures) et leur basculement. On verrait ainsi une dégradation progressive des gradins qui pourrait conduire à l'instabilité du talus.

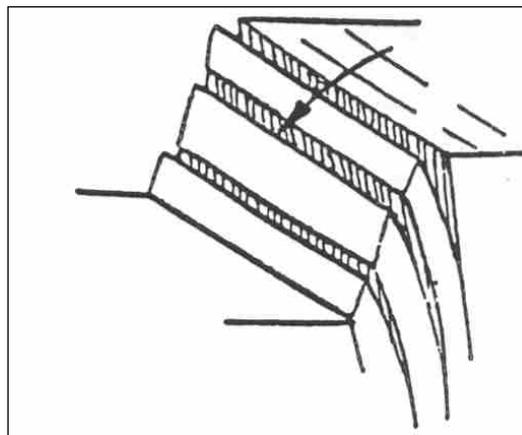


Figure V. 7: Rupture par basculement

V.5.Coefficient de sécurité

L'évaluation de l'état de stabilité d'une pente se fait à partir d'un coefficient de sécurité défini comme étant le rapport des forces qui tendent à retenir un certain volume de matériau délimité par le talus et une surface de rupture potentielle, sur celles qui tendent à l'entraîner vers l'aval.

$$F_s = \frac{\sum_1^n \text{Forces de résistance}}{\sum_1^n \text{Forces actives}}$$

Tant que la force motrice reste inférieure à la résistance maximale que peut mobiliser le sol, F est supérieur à 1 et la pente est stable. Dans le cas contraire, F est inférieur à 1 et la pente ne peut que glisser. La valeur $F=1$ correspond à l'état d'équilibre limite du talus.

Le tableau ci-dessous, nous donne les valeurs de FS en fonction de l'importance de l'ouvrage et des conditions particulières qui l'entoure.

FS	Etat de l'ouvrage
<1	Danger
1.0-1.25	Sécurité contestable
1.25-1.4	Sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants Sécurité contestables pour les barrages, ou bien quand la rupture serait catastrophique
>1.4	Satisfaisante pour les barrages

Tableau V-1 : Valeur de FS en fonction de l'importance de l'ouvrage

La définition des seuils des facteurs de sécurité dépend de l'approche adoptée, des fréquences de sollicitations, de l'ouvrage en question et du risque créé par la rupture.

En condition normale, FELLENIUS propose un seuil égale à 1,25, alors que $FS=1,5$ pour Bishop (l'approche de FELLENIUS est plus conservatoire que celui de Bishop)

V.6.Méthode de calcul de stabilité du talus

Il existe de nombreuses méthodes pour déterminer la surface critique d'une pente et le facteur de sécurité qui lui est associée. Toutes ces méthodes dites d'équilibre limite ont en commun la difficulté qui est de trouver à la fois :

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

La mise en équation du problème de l'équilibre d'une masse de sol peut se faire de deux (02) manières :

- Etude de l'équilibre de l'ensemble de la zone de glissement. La ligne de rupture est la plupart du temps supposée circulaire. C'est la méthode globale (méthode de TAYLOR, CAQUOT, BIAREZ.....)
- Décomposition du talus en tranche dont on étudie d'abord l'équilibre individuel, avant de globaliser le résultat en faisant intervenir certaines hypothèses simplificatrices, c'est la méthode de tranche (méthode de FELLENIUS, BISHOP)

- **La méthode de tranche**

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.

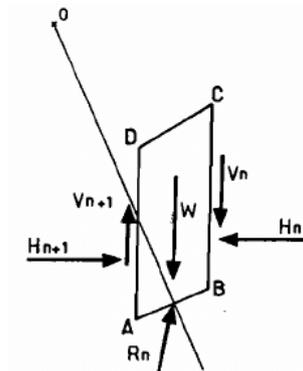
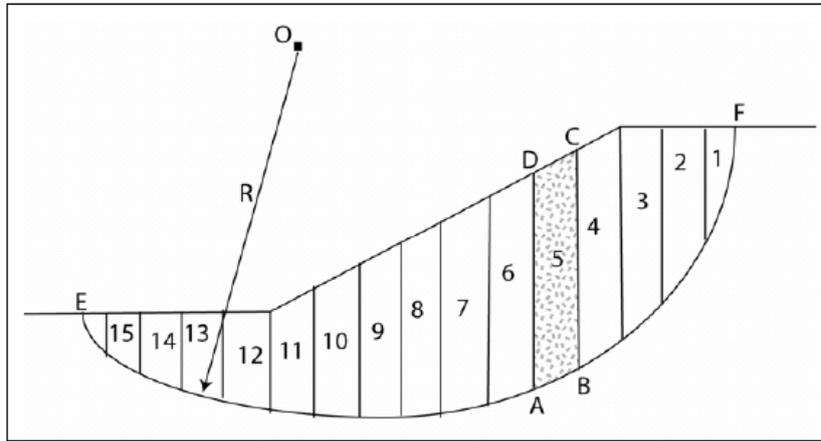


Figure V. 8: Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes sur une tranche

1- Méthode de FELLENIUS

Cette méthode considère que :

- 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.

Le facteur de sécurité est déterminé par la formule suivante :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m \left(c_i \frac{b_n}{\cos \alpha_n} + W_n \cos \alpha_n \operatorname{tg} \phi_i \right)}{\sum_{n=1}^m W_n \sin \alpha_n}$$

2- Méthode de BISHOP

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 :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i b_n + W_n \operatorname{tg} \phi_i)}{m \alpha \sum_{n=1}^m W_n \sin \alpha_n}$$

Pour assurer l'équilibre, ce facteur doit être supérieur à 1. Dans le cas du dimensionnement des talus (stabilité générale), un facteur de 1.5 est souvent utilisé.

Si on remplace les différents paramètres du facteur de sécurité par leur valeur, on aboutit à:

$$F_s = \frac{tg\phi}{tg\theta} + \frac{2c}{\gamma H \sin^2 \theta \left(\frac{1}{tg\theta} - \frac{1}{tg\alpha_T} \right)}$$

Avec :

ϕ : angle de frottement interne du massif rocheux ; kgf/cm²

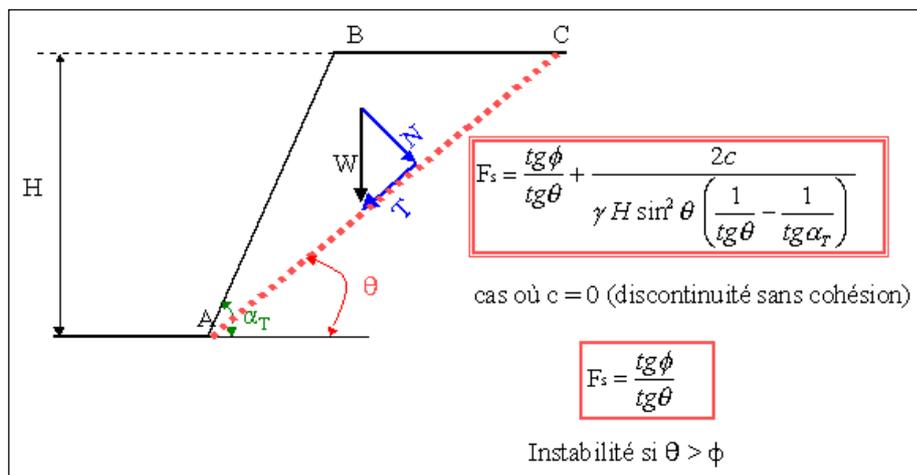
c : cohésion du massif rocheux ;kgf/cm²

θ : angle du plan de rupture ; degré

α_T : angle générale de talus du massif rocheux ; degré

γ : poids volumique de la roche ; t/m³

H : hauteur du talus ; m.



V.7. Calcul de stabilité du talus de Cerrou El Djoua

V.7.1. Les Caractéristiques mécaniques du massif rocheux

Le calcul de la stabilité des talus revient à déterminer le facteur de sécurité des gradins.

Pour cela, il est nécessaire d'abord de déterminer les propriétés physico-mécaniques de la roche.

Le tableau suivant récapitule les caractéristiques mécaniques du gisement de Cerrou El Djoua :

Caractéristiques	Formule	Symboles et unités	Résultat
Résistance à la compression		σ_c , kgf/cm ²	722.98
Résistance au cisaillement	$\sigma_c/3$	σ_{cis} , kgf/cm ²	240.9
Résistance à la traction	$(0.08 \div 0.12) \sigma_c$	σ_t , kgf/cm ²	72.298
Angle de frottement interne	$\arcsin(\sigma_c - 4\sigma_t) / (\sigma_c - 2\sigma_t)$	Φ , degré	48.6
La cohésion	$(\sigma_c \times \sigma_t) / 2$ $\sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3\sigma_t^2}$	C, kgf/cm ²	136.63

V.7.2.Calcul du coefficient de sécurité

Le dimensionnement des talus dans une exploitation à ciel ouvert doit être effectué de manière à éviter tous les modes de rupture potentiels.

Comme le sol de la carrière de Cerrou El Djoua est cohérent (calcaire, marne), le plan de rupture ne peut être qu'une surface de glissement plane (rupture plane).

Dans notre étude,

La détermination du facteur de sécurité nécessite les connaissances des paramètres de talus et à l'aide d'un programme Excel, Les résultats de calcul sont représentés dans les figures suivantes:

Coté Sud :

$$\varphi = 48,6^\circ$$

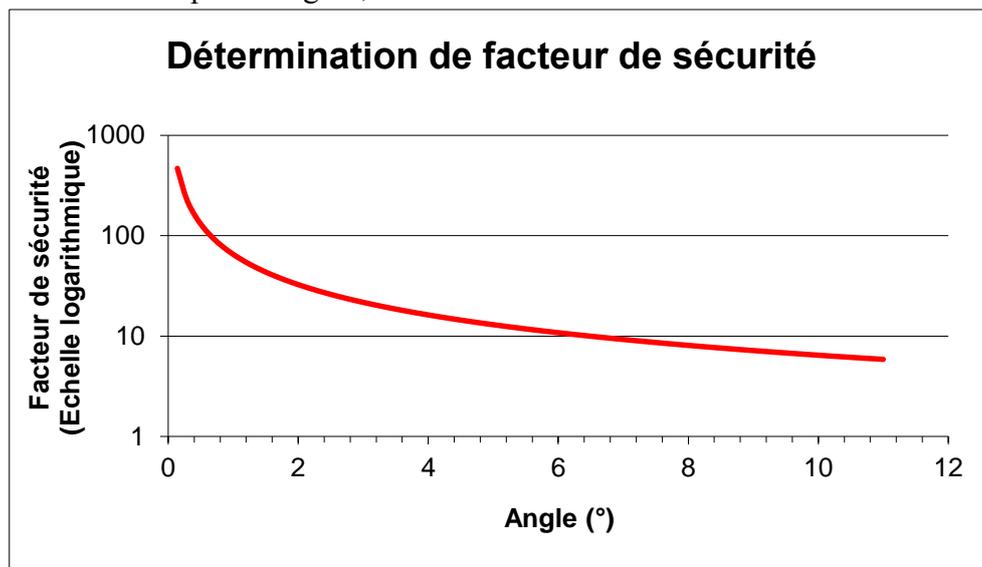
$$c = 9,22 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\alpha T = 23^\circ$$

$$\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$$

$$H = 38 \text{ m}$$

D'après la figure, la valeur minimale de F_s est $2.81 > 1.5$



Coté Nord :

$$\varphi = 48,6^\circ$$

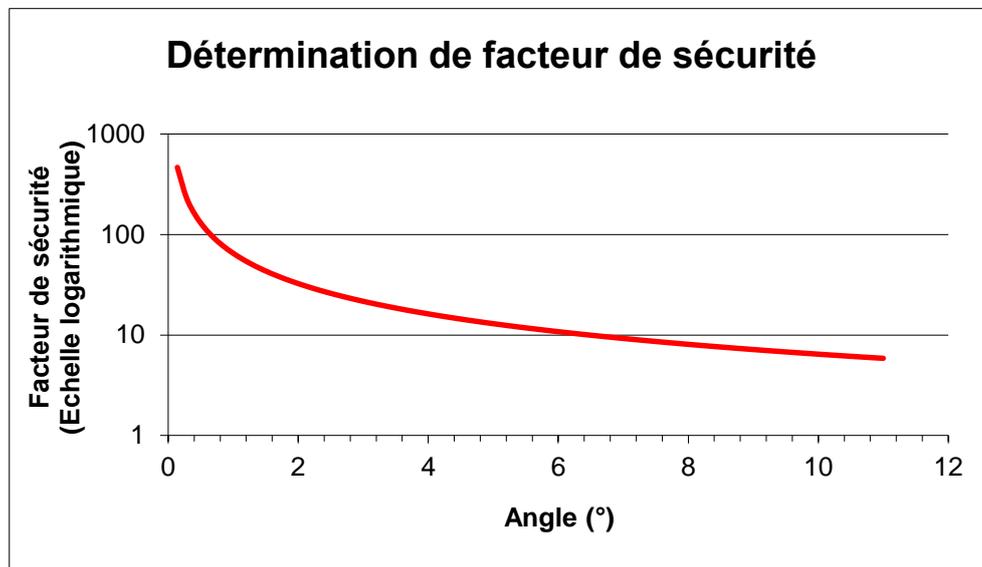
$$c = 9,22 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\alpha T = 15^\circ$$

$$\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$$

$$H = 58 \text{ m}$$

D'après la figure, la valeur minimale de Fs est $4.55 > 1.5$



Coté Ouest :

$\varphi = 48,6^\circ$

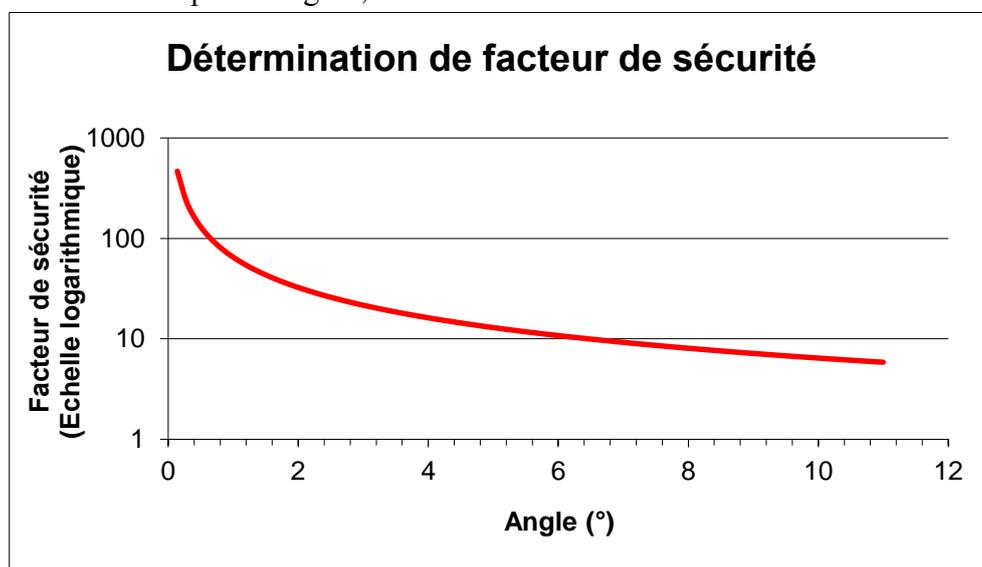
$c = 9,22 \text{ kgf/cm}^2$

$\alpha T = 20^\circ$

$\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$

$H = 20 \text{ m}$

D'après la figure, la valeur minimale de Fs est $3.31 > 1.5$



Coté Est:

$\varphi = 48,6^\circ$

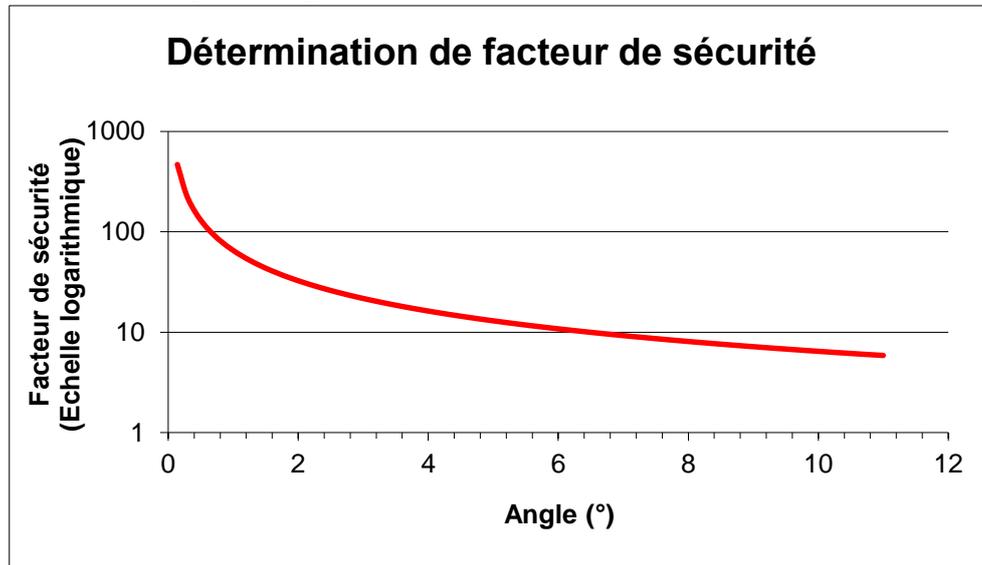
$c = 9,22 \text{ kgf/cm}^2$

$\alpha T = 12^\circ$

$\gamma = 2.6 \text{ t/m}^3$

$H = 14 \text{ m}$

D'après la figure la valeur minimale de F_s est $5.86 > 1.5$



Commentaire :

Le résultat obtenu de coefficient de sécurité montre que les talus de carrière de Cerrou El Djoua sont stables.

Conclusion

Vu l'état de l'avancement de la carrière qui peut être considérée comme en phase de liquidation, la stabilité des talus est assurée.

Chapitre 06
Étude environnementale de la carrière de Cerrou El Djoua

Introduction

Les impacts environnementaux des carrières concernent essentiellement les points suivants :

- ✓ **Rejets aqueux** : les rejets d'eau de procédé des installations de traitement des matériaux à l'extérieur du site sont interdits, par contre, les eaux d'exhaure, les eaux pluviales et les eaux de nettoyage peuvent être amenées à être rejetées dans le milieu,
- ✓ **Emissions de poussières** : la circulation des véhicules sur les pistes, l'érosion éolienne des stockages et la manipulation des tas de stockage sont les sources principales d'émissions de poussières diffuses,
- ✓ **Vibrations** : les tirs de mines engendrent des vibrations qui peuvent être à l'origine de plaintes du voisinage du fait du ressenti qu'elles procurent,
- ✓ **Bruit** : des mesures d'émergence sont réalisées au niveau des habitations les plus proches et le respect des seuils autorisés limite les nuisances,
- ✓ **Trafic** : la traversée de zones habitées est source de bruit et la circulation des camions peut générer de la poussière si les matériaux fins ne sont pas bâchés,
- ✓ **Impact visuel** : les exploitations en dents creuses sont privilégiées, la mise en place de merlons paysagers est parfois envisagée pour réduire l'impact sur le paysage et la remise en état coordonnée permet également de limiter les nuisances.

Le risque accidentel sur l'environnement extérieur peut provenir d'un incendie ou d'une projection lors d'un tir de mine.

VI.1.Vibration

L'exploitation des carrières de roches massives fait appel à l'énergie délivrée par l'explosif afin d'extraire et de fragmenter la roche. L'utilisation de cette énergie s'accompagne de mouvements vibratoires dans le sol ces derniers se définissent par leur amplitude, leur vitesse et leur accélération en fonction du temps.

VI.1.1.Source de vibration

- Les mouvements stationnaires liés aux unités de traitement
- Les mouvements transitoires liés aux tirs de mines.

VI.1.2.Effets des vibrations dues aux tirs de mines

Une onde de vibration dont l'intensité s'accroît avec l'augmentation de la charge, produite par les tirs constitue l'une des nuisances inévitables liées à l'emploi des explosifs.

Actuellement, l'usage d'amorces à retard a diminué sensiblement les ébranlements provoqués par les explosions.

Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité, en fonction de l'origine de la vibration et de la nature des constructions soumises à ces vibrations.

VI.1.3. Les facteurs influant sur le niveau de vibration

- ✓ Le niveau de vibration mesuré dépend de trois facteurs :
- ✓ La distance entre le tir et l'ouvrage ;
- ✓ La quantité d'explosif ;
- ✓ Le rendement du tir.

VI.1.4. Norme de calcul de vibration

La loi de CHAPOT développée par Pierre Chapot dans le domaine de la propagation des vibrations dans le sol, avec une équation mettant en relation la vitesse de vibration mesurée à une distance D et l'énergie d'un tir d'explosif.

La loi de CHAPOT s'écrit ainsi :

$$V = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.8}$$

Avec :

V, la vitesse de vibration en mm/s ;

D, la distance tir capteur en m ;

Q, la charge unitaire instantanée d'explosif en Kg ;

K, le coefficient de site variant de 300 à 6000 avec une valeur moyenne de 2500.

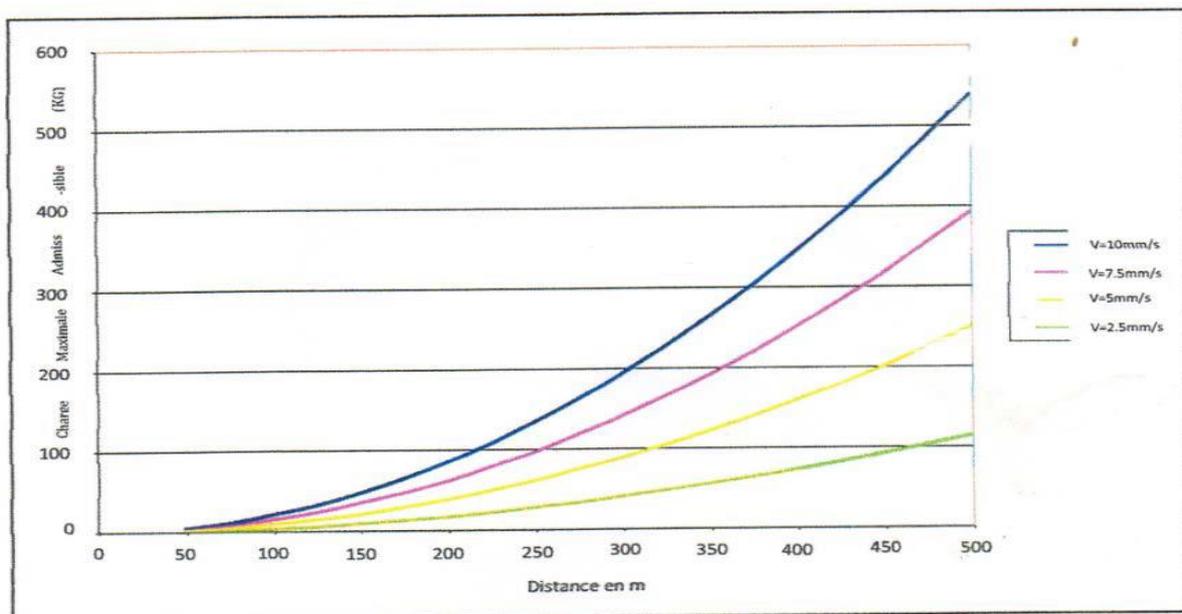


Figure VI. 1: Abaque de Chapot

Le seuil limite réglementaire

Les vitesses particulières pondérées des vibrations dues aux tirs mesurés selon les trois (03) axes de la construction, ne doivent pas dépasser 10 millimètres par seconde dans les constructions avoisinantes.

La suppression aérienne est recommandée de respecter un niveau limite de pression acoustique crête de 125 dBL.

- ✓ Le but du contrôle des vibrations
 - S'assurer qu'en tout instant les critères de vibration sont respectés et que les travaux sont exécutés en toute sécurité vis-à-vis de l'environnement ;
 - Affiner les prévisions et optimiser les plans de tirs à l'avancement.

VI.1.5.ETUDE DES VIBRATIONS DUES A L'UTILISATION DES EXPLOSIFS

VI.1.5.1.Conditions de mesure

Pour l'évaluation des vibrations émises par les tirs à l'explosif réalisés au niveau du gisement distant de mille six cent mètre 1600m de la zone habitée, une étude des vibrations a été réalisée en utilisant un dispositif composé d'un sismographe MINSEIS II équipé de sources de captages d'ondes sismiques et sonores.

Le sismographe a été placé à proximité de l'ouvrage à protéger le plus proche (maison en dur).

Le logiciel utilisé pour l'interprétation est le white 2003 de Nitrobickford.

Prévision des vibrations : l

Loi de Chapot $V = k * (D/(Q)^{0.5})^{-1.8}$

K coefficient moyen calcaire 1000 à 2500

VI.1.5.2.Résultats de mesures

Les résultats de mesures des vibrations dus au tir effectué le 17/02/2008 sont données par les valeurs suivantes :

Onde acoustique=120 db norme<125

Onde radiale = 1.5875 mm/s norme<10mm/s

Onde verticale= 2.286 mm/s normes<10mm/s

Onde transversale= 3.048mm/s norme<10mm/s

Vecteur somme : 3.4925mm/s norme<10mm/s

Ces valeurs se situent dans des limites admissibles par les normes suivant l'abaque de la loi de Chapot et ne peuvent pas causer de dommage.

VI.1.5.3. Détermination des vibrations

Calcul des vibrations en fonction de la charge utilisée :

Loi de Chapot $V = k * (D/(Q)^{0.5})^{-1.8}$

$V = 2000 * (1600/(8000)^{0.5})^{-1.8}$

$V = 11.127 \text{ mm/s} > 10 \text{ mm/s}$

La vitesse de vibration calculée en fonction de la charge utilisée est non admissible selon la loi de Chapot.

VI.1.5.4.Calcul de la charge instantanée

Calcul de la charge instantanée maximale en fonction de la vitesse de vibration :

Suivant la loi de Chapot Q_{\max} est calculée comme suit :

$$Q_{\max} = \sqrt[0.9]{\frac{K * D^{-1.8}}{V_{\max}}}$$

$$Q_{\max} = 7105 \text{ kg.}$$

Où :

K=2000

D=1600 m

V_{max}= 10 mm/s

La charge instantanée maximale recommandée est de l'ordre de 7105kg par tir.

VI.2.Emission excessive de fines poussières

Les risques pour la santé et la sécurité ainsi que les impacts sur l'environnement dans le secteur des mines sont variés. L'un de ceux parmi les plus répandus et les plus difficiles à éviter ou contrôler est la génération de poussière.

Les sources d'émission de poussières sont nombreuses et variées dans le secteur de l'industrie minière et de la construction. Ces poussières sont aussi indésirables qu'inévitables et des procédés de lutte contre ce problème sont constamment mis au point.

VI.2.1.Définition de poussière

À son niveau le plus élémentaire, la poussière se compose de minuscules particules solides mises en suspension par des moyens physiques comme le vent ou l'action des machines. En générale, les particules de poussière se mesurent en microns (un millionième de mètre) et sont souvent invisibles à l'œil nu.



Figure VI. 2: la poussière au niveau de la station

VI.2.2.Source de poussière

Sur un site d'extraction de roche, les sources d'émission de poussières sont nombreuses :

- Poussières minérales dues aux procédés d'extraction proprement dits (forage, explosions, abattage)
- Poussières minérales provenant des procédés de convoyage et de traitement sur site (criblage, concassage, broyage)
- Poussières minérales dues à la circulation et aux manœuvres des engins et des camions sur le site même ou sur les voies extérieures (bull, dumper, pelle, camions bennes)
- Poussières minérales provenant des sites de stockage des produits fini ou des stériles
- Poussières minérales dues aux chargements et déchargement du minerai.

VI.2.3.Les zones poussiéreuses

- Front de taille.
- Les pistes de roulages des camions entre le front de taille et la station.
- Station de concassage et station de recyclage.
- Les aires de stockage et chargement des agrégats.
- Les pistes de roulement des camions à la sortie de la carrière.

VI.2.4.Réglementation

La plupart des pays ont mis en place des lois strictes de contrôle des émissions de poussières industrielles pour la santé, la sécurité et l'environnement.

Le traitement des poussières est devenu incontournable et d'une grande importance pour répondre à certaine obligation :

- Le respect de la protection du personnel en accord général avec le règlement général de l'industrie extractive.
- L'amélioration des conditions de travail.
- La protection de l'environnement.
- La solution à certaines exigences techniques dans l'élaboration des matériaux.

VI.2.5.Les effets de la poussière

La présence de poussière sur un site peut en effet provoquer de nombreux effets indésirables, depuis le dysfonctionnement des machines jusqu'à la destruction de l'environnement

Santé

La poussière est susceptible de causer des irritations des yeux, de la peau et des voies nasales après que les grosses particules de poussière ont été filtrées par le nez et la bouche, alors que les plus fines se loge dans les poumons. Et provoque des problèmes biologiques et physiologiques (maladies pulmonaires).

Il importe de souligner que les ouvriers ne sont pas les seuls menacés par les effets néfastes de la présence de poussières.

En effet, les machines ainsi que les produits finis sont également concernés.

Production et machine

Les poussières nuisent au bon fonctionnement des outils de production comme les engins de traitement des matériaux tels que les concasseurs ou encore les broyeurs.

La poussière est un facteur accélérateur d'usure et de détérioration des poulies et des roulements (organes tournants), augmentant le risque d'accidents et le besoin de réaliser des réparations et des entretiens coûteux.

À cause de la poussière corrosive voire même explosive, l'entretien et le nettoyage est de plus en plus onéreux.

La fréquence accentuée des incidents et accidents provoqués par la très mauvaise visibilité et les dégâts provoqués sont souvent sous-estimés et peuvent être très dangereux. Par conséquent la productivité diminue.

À tout cela s'ajoute l'obligation des exploitants de respecter l'environnement.

Environnement

La poussière peut également être très nuisible pour l'environnement car elle pollue les voies d'eau et détruit la faune et la flore dans les zones environnantes des sites de construction et des carrières.

VI.2.6. La lutte contre la poussière

Pour les exploitants de mines, le fait de savoir maîtriser la poussière permet de minimiser les plaintes du voisinage et des employés ainsi que de jouir d'une meilleure réputation auprès de la communauté locale.

Le dépeussierage

Une étape incontournable dans la production de granulats. Les différentes phases de traitement des minéraux et minerais de carrière entraînent des émissions de poussière qui peuvent être plus ou moins importantes. C'est pourquoi, pour protéger le personnel des dangers sanitaires pouvant être causés par cette situation, les exploitants se doivent ainsi de procéder à un dépeussierage du site. Rappelons que la concentration de poussières en suspension dans l'air est règlementée par le Code du travail.

Les techniques et les systèmes d'abattage de la poussière

Désormais, il existe sur le marché de nombreux types d'équipements dédiés au traitement de la poussière. Les systèmes bien conçus se dégradent à la longue, mais grâce aux interventions préventives et aux stratégies de remplacement, la poussière peut être maîtrisée à tous les niveaux.

Les problèmes et leurs solutions sont étroitement liés aux types de roches exploitées, aux méthodes employées ainsi qu'à la localisation et aux conditions du site.

Le contrôle de la poussière est un processus permettant de réduire l'émission de particules toxiques et la priorité reste l'amélioration des solutions techniques. Les systèmes de contrôle de la poussière assurent une réduction des émissions et, par conséquent, de l'exposition des employés aux poussières toxiques, à condition d'être correctement conçus, entretenus et utilisés.

Dans l'industrie minière, quatre (04) solutions technologiques majeures existent pour contrôler la poussière sur les stations de concassage : les systèmes de récupération de la poussière (aspiration), les systèmes de dépeussierage par voie humide vaporisation d'eau ou de mousse, et les systèmes d'élimination de la poussière électrostatique. Ces processus s'ajoutent aux méthodes simples d'installation de boîtiers, couvercles ou enveloppes étanches autour des sources d'émission de poussière. Les systèmes de collecte de la poussière ont recours à des principes de ventilation (haute pression/basse pression) pour capturer le courant d'air poussiéreux et l'éloigner de la source.

Les engins de foration hors du trou réussissent à prendre en charge la poussière grâce à des systèmes de récupération améliorés

Les techniques de dépoussiérage par voie humide consistent à vaporiser de l'eau et humidifier le minerai travaillé pour qu'il produise moins de poussière. L'utilisation d'un canon brumisateur, par exemple, permet un abattage des poussières et autres particules au sol par simple diffusion de gouttelette d'eau dans l'air. Lorsque les particules de poussière heurtent les gouttelettes d'eau, elles deviennent trop lourdes pour rester dans l'air et se déposent.

Certains appareils utilisent par ailleurs un système d'aspiration pour éliminer les poussières de carrière tandis que d'autres fonctionnent avec le principe de l'ionisation.

- Aspiration
- Aspersion d'eau
- Pulvérisation de mousse
- Dépoussiérage électrostatique

Les pistes

Dans une carrière, le traitement des matériaux proprement dit est source de poussières, dès la première phase, lors de la foration, puis de l'abattage et du « marinage » (transport du front de taille jusqu'à l'installation de traitement). Lors de ce premier roulage des dumpers sur la piste qui sépare le front de taille du lieu de traitement, les occasions de lever de la poussière sont nombreuses que ce soit lors du roulage ou lorsque les dumpers déversent leurs matériaux dans un primaire.

L'arrosage permet d'éviter les poussières provoquées par le roulage des engins en interne (chargeurs, dumpers...). Mais il y a aussi la poussière provoquée par les véhicules extérieurs qui viennent dans les carrières pour charger les produits finis. Pour limiter au maximum les envols de poussières dans cette zone qui englobe la réception, le pesage et le chargement, les exploitants essaient au maximum de faire rouler ces camions sur des pistes enrobées ou traitées pour éviter de soulever les poussières. Quant au reste de la carrière, le plus important, en été, est d'effectuer un arrosage des pistes en utilisant des arroseuses, camions citernes munis de pompes haute pression qui sillonnent toutes les pistes des carrières pour maintenir l'humidité nécessaire.

VI.3.Bruit

Définition : un phénomène physique qui engendre une sensation gênante ou désagréable. Bien qu'il soit mesurable, sa perception reste une sensation individuelle et subjective. Une activité est considérée comme dangereuse pour la santé si elle subit une exposition prolongée de plus de 85 décibels.

VI.3.1.Les sources des nuisances sonores dans une carrière

Dans une carrière d'extraction les sources de bruit sont très nombreuses mais constituent une nuisance que l'on peut estimer et mesurer et on les divise en deux catégories :

- ✓ Les bruits impulsifs générés par les tirs d'explosifs.
- ✓ Les bruits plus chroniques dans la durée et dus aux activités de l'exploitation.

Les sources de la pollution sonore

- Les tirs de mine
- Installation de traitement et de recyclage (concasseur, broyeur, crible)

- les engins miniers (chariot de foration 142 dB, bulldozer, chargeur, pelle chargeuse)
- groupes électrogènes.
- Les klaxons de recul des camions de transport et engins.
- Les sirènes de mise en marche des installations.

VI.3.2. Les effets néfastes du bruit

- Trouble de sommeil
- Stresse et perturbation de la concentration sur la tâche à effectuer qui engendrera une baisse de performance
- Des troubles cardio-vasculaires (augmentation de la tension artérielle)
- Des atteintes du champ visuel
- Effets sur le système auditif comme la surdité
- Gêne de la communication et à la prise d'information

VI.3.3. Protection contre le bruit

Pour éviter les nuisances sonores, les différents appareils utilisés devront être dotés de dispositifs d'amortissement du bruit. Pour le personnel, on aura recours à des protections auditives individuelles telles casques, bouchons d'oreilles.

VI.4. Les projections de la roche

VI.4.1. Les facteurs provoquant les projections

- Plusieurs facteurs peuvent provoquer la projection des roches lors d'un tir de mine,
- Un excès de la charge explosive qui engendrera un excès d'énergie de gaz
- Une longueur de bourrage terminale insuffisante et une granulométrie trop fine
- Présence d'anomalie dans le massif rocheux (failles, fissures, karst...)
- Un déficit d'épaisseur de la roche
- Insuffisance de la surface de dégagement horizontale ce qui conduit à un effet de canon
- Mauvaise conception du plan de tir (calcul et géométrie)

VI.4.2. calculs des rayons de sécurité

Zones	Rayons	Dommages prévisibles aux personnes	Dommages prévisibles aux biens
Z1	$0 < R1 \leq 5\sqrt[3]{Q}$	Blessures mortelles dans plus de 50% des cas	Dégâts très graves
Z2	$5\sqrt[3]{Q} < R2 \leq 8\sqrt[3]{Q}$	Blessures graves pouvant être mortelles	Dégâts importants
Z3	$8\sqrt[3]{Q} < R3 \leq 15\sqrt[3]{Q}$	Blessures	Dégâts moyens
Z4	$15\sqrt[3]{Q} < R4 \leq 22\sqrt[3]{Q}$	Possibilité de blessures	Dégâts légers
Z5	$22\sqrt[3]{Q} < R5 \leq 44\sqrt[3]{Q}$	Très faibles possibilités de blessures légères	Dégâts très légers

Tableau VI.1. Les zones de sécurité et les dommages prévisibles

✚ Calcul de rayon de sécurité pour la zone 01(Z1) :

$$R1=5\sqrt[3]{Q}=96 \text{ m}$$

✚ Calcul de rayon de sécurité pour la zone 05(Z5) :

$$R5=44\sqrt[3]{Q}=846\text{m}$$

Pour éviter les projections, une distance de sécurité 846m doit être respectée au minimum.

Conclusion

D'après notre étude environnementale sur la carrière de Cerrou El Djoua, nous avons proposé des solutions applicables et non couteuses pour minimiser les effets néfastes des majeurs problèmes existants.

Conclusion Générale

Conclusion generale

Vue l'abondance des réserves des marnes dans la carrière de Cerrou El Djoua, une exploitation sélective des calcaires et des marnes est souhaitée.

Notre étude s'est basée sur des essais physico-mécaniques (Los Angles, MDE) et chimiques (bleu de méthylène) sur six (06) mélanges de masse bien déterminée qui nous ont conduit à une estimation des pourcentages des deux substances.

Cette étude nous a permis d'avoir un produit fini constitué principalement de 85% de calcaire au minimum et 15% de marne au plus.

En utilisant ces pourcentages, on a pu calculer et optimiser le processus d'exploitation dans le but d'améliorer et augmenter la valeur ajoutée de l'unité.

Le calcul des coefficients de sécurité de différents talus nous a conduits à apprécier la stabilité des bords de la carrière même en phase de liquidation.

Enfin, dans le cadre environnemental nous proposons les recommandations suivantes :

- ❖ Le respect de la charge instantanée maximale, 7105kg est nécessaire.
- ❖ L'arrosage intensif des pistes de roulage et l'utilisation d'un système d'abattage de poussière pour la station de traitement.
- ❖ Le capotage de la trémie du concasseur primaire, au niveau des convoyeurs à bandes et à l'entrée des broyeurs.
- ❖ Pulvérisation des fines particules.
- ❖ Le respect des distances de sécurité afin d'éviter toutes projections lors d'un tir.

Bibliographie

- Aide au choix des granulats pour chaussées basée sur les normes européennes, N°24 Avril 2013.
- Assises de chaussées (guide d'application des normes pour le reseau routier national), LCPC service d'études Techniques des Routes et Autoroutes-laboratoire Central des Ponts et Chaussées- DECEMBRE 1998.
- Essais pour déterminer les caractéristiques géométriques des granulats (Partie 9 : Qualification des fines — Essai au bleu de méthylène).Norme européenne, norme française, NF EN 933-9, Août 1999.
- Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats (Partie 1 : Détermination de la résistance à l'usure (micro-Deval)).Norme européenne, norme française, NF EN 1097-1, Novembre 1996.
- Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats (Partie 2 : Méthodes pour la détermination de la résistance à la fragmentation).Norme européenne, norme française, NF EN 1097-2 Octobre 1998.
- Granulats, éléments de définition, conformité et codification. norme française, NF P 18-545, Septembre 2011.
- Introduction aux plans d'expériences 3^e édition -DUNOD- Jacques Goupy et Lee Creighton.
- Projet d'exploitation prévisionnel de la carrière de granulats Cerrou El Djoua – Bouira c20 « PXC 2077 » exercice 2017
- Plan de tir C20 Mars 2017
- Projet de fin d'études : Etude de caractérisation géologique et géomécanique de l'affleurement magmatique de Cap Djinet pour la production des granulats. Réalisé par : *DADDI MOUSSA IDER Noureddine* et *SEMMACHE Mohamed Fouad* en Septembre 2013.
- *Projet de fin d'étude* : Etude de Stabilité des Talus de la Carrière de Meftah (Blida). Réalisé par : *M^{lle} Siham AMRANI* en Juin 2011.
- Plan de Développement des Travaux d'Exploitation de la Carrière de Cerrou El Djoua réalisé par SARL TGM Services.

[1]**Rapport géologique actualisé** du gisement de calcaires au lieu-dit « Cerrou El Djoua », Commune d'El Hachimia (W- BOUIRA) réalisé par TGM services MINES CARRIERES & ENNVIRONNEMENT

- Rapport de l'étude du gisement de Cerrou El Djoua effectuée par l'ORGM en 2003
- rapport annuel d'exploitation année : 2016
- Solutions de lutte contre les poussières en carrières. 8^{ème} RENCONTRES DES MINES ET CARRIERES CONSTANTINE, Présenté par Marcello Spuri Président du conseil d'administration le 24/03/2016.
- Analyse des aspects de stabilité dans les exploitations à ciel ouvert présenté par Faouzi HADJ-HASSEN, école des Mines de Paris – CGES – Fontainebleau.
- Projet de fin d'étude : Reprise de l'exploitation à ciel ouvert de carbonate de calcium de Sidi-Saf (Béni-saf) BENTAL (ENOF).Réalisé par :*ABD ELLAH EL HADJ Bilal* en Juin 2010.
- Appréciation de la stabilité des bords et réouverture de la mine à ciel ouvert de kef Essennoum (Djbel Onk) Algérie orientale Réalisé par Mohammed cherif MEZZAM

Annexe 01 : Essai au bleu de méthylène

Appareillage

Tous les appareils doivent être conformes aux prescriptions générales du prEN 932-5.

- Burette, d'une capacité de 100 ml ou de 50 ml et graduée en 1/10 ml ou 1/5 ml
- Papier-filtre, quantitatif et sans cendres (< 0,010 %) ; 95 g/m² ; épaisseur 0,20 mm ; vitesse de filtration : 75 secondes ; taille des pores : 8 µm.
- Tige de verre, longueur : 300 mm ; diamètre : 8 mm.
- Agitateur à ailettes,
- Balance, précise à 0,1 % de la masse de la prise d'essai.
- Chronomètre, gradué en secondes.
- Tamis, avec des ouvertures de 2 mm avec tamis de protection.
- Bécher, en verre d'une capacité d'environ 1 l.
- Fiole en verre d'une capacité de 1 l.
- Étuve ventilée, thermostatée pour maintenir une température de (110 ±5) °C.
- Thermomètre gradué en degré Celsius.
- Spatule.
- Dessiccateur.

Préparation des prises d'essai

Les échantillons de laboratoire doivent être réduits conformément au prEN 932-2 pour obtenir un sous-échantillon contenant au moins 200 g de la fraction 0/2 mm.

Sécher le sous-échantillon à (110±5) °C jusqu'à masse constante et le laisser refroidir.

Passer le sous-échantillon séché au tamis de 2 mm, muni le cas échéant, du tamis de protection et utiliser une brosse à tamis pour s'assurer de la séparation et de la récupération de toutes les particules de la fraction 0/2 mm.

Éliminer toutes les particules retenues au tamis de 2 mm et, si nécessaire, réduire la fraction passant au tamis de 2 mm conformément au prEN 932-2 pour obtenir une prise d'essai d'une masse d'au moins 200 g. La masse de la prise doit dépasser 200 g mais pas d'une valeur exacte prédéterminée.

Peser la prise d'essai et noter la masse au gramme près (M1).

Mode opératoire

Description du test à la tache

Après chaque injection de colorant, le test à la tâche consiste à prélever à l'aide de la tige de verre une goutte de la suspension et de la déposer sur le papier filtre. La tâche qui se forme est composée d'un dépôt central de matériau, en général d'une couleur bleue foncée, entouré d'une zone humide incolore.

La quantité de suspension prélevée par la goutte doit permettre d'obtenir un dépôt dont le diamètre est compris entre 8 mm et 12 mm.

Le test est considéré comme positif si, dans la zone humide, une auréole bleue claire persistante d'environ 1 mm apparaît autour du dépôt central.

L'auréole sera visible à l'approche du point final mais peut disparaître à nouveau, en raison du temps nécessaire aux matériaux argileux pour adsorber complètement le colorant. C'est la raison pour laquelle le point final doit être confirmé en répétant le test à la tache toutes les minutes pendant 5 min sans ajout de solution de colorant.

Préparation de la suspension

Verser (500±5) ml d'eau distillée ou d'eau déminéralisée dans le bécher et ajouter la prise d'essai séchée en remuant bien avec la spatule.

Agiter la solution de colorant ou bien la mélanger uniformément. Remplir la burette de solution colorée et placer la solution restante dans un endroit sombre.

Régler l'agitateur sur la vitesse de 600 tr/min et positionner les ailettes à environ 10 mm du fond du bécher.

Mettre en marche l'agitateur et déclencher le chronomètre, agiter le contenu du bécher pendant 5 min à (600±60) tr/min, puis agiter continuellement à (400±40) tr/min pendant la poursuite de l'essai.

Si la quantité de fines présentes dans la prise d'essai ne permet pas d'obtenir une auréole, il convient d'ajouter la kaolinite

Détermination de la quantité de colorant adsorbée

Poser le papier-filtre sur le dessus d'un bécher, ou d'un autre support approprié, de façon à ce que la plus grande partie de sa surface ne soit pas en contact avec du solide ou du liquide.

Après une agitation de 5 min à (600±60) tr/min, introduire dans le bécher une dose de 5 ml de solution de colorant; agiter à (400 ± 40) tr/min pendant au moins 1 min et effectuer un test à la tache sur le papier filtre. Si après l'ajout des premiers 5 ml de solution de colorant l'auréole n'apparaît pas, effectuer une autre addition de 5 ml de solution de colorant, continuer à agiter pendant 1 min, et faire un autre test à la tache. Si aucune auréole n'est visible, continuer à agiter, en alternant les ajouts de colorants et les périodes de mélange jusqu'à apparition d'une auréole. Lorsque ce stade est atteint, continuer à agiter et sans autre ajout de solution de colorant, effectuer des tests à la tache toutes les minutes.

Si l'auréole disparaît durant les quatre premières minutes, ajouter une autre dose de 5 ml de solution de colorant.

Si l'auréole disparaît à la cinquième minute, ajouter seulement 2 ml de solution de colorant. Dans tous les cas, continuer l'agitation et les tests à la tache jusqu'à ce qu'une auréole reste visible pendant 5 min.

Enregistrer le volume total de solution de colorant, V1, ajouté pour obtenir une auréole qui est restée visible pendant 5 min, à 1 ml près.

ANNEXE 02 :

Préparation de la solution à 10 g/l de bleu de méthylène

- Préparer la solution de colorant à 10 g/l conformément à l'essai au bleu de méthylène
- Utiliser du bleu de méthylène ; (C₁₆H₁₈CIN₃S, nH₂O (n = 2 à 3), pureté 98,5 %)
- Déterminer la teneur en eau, W, de la poudre de bleu de méthylène de la manière suivante
- Peser environ 5 g de poudre de bleu de méthylène et noter la masse M_h à 0,01 g près.
- Sécher la poudre à (100±5) °C jusqu'à masse constante.
- Refroidir dans le dessiccateur, peser immédiatement après retrait du dessiccateur. Noter la masse sèche, M_g, à 0,01 g près.
- Calculer et noter la teneur en eau, W à la décimale près, à l'aide de l'équation suivante

$$W = \frac{M_h - M_g}{M_g}$$

où :

M_h est la masse de la poudre de bleu de méthylène, en grammes ;

M_g est la masse sèche de la poudre de bleu de méthylène, en grammes.

La teneur en eau doit être déterminée lors de la préparation de chaque nouveau lot de solution colorée.

- Prélever une masse de poudre de bleu de méthylène égale à [(100 + W)/10 g] ± 0,01 g (équivalente à 10 g de poudre sèche).
- Chauffer 500 ml à 700 ml d'eau distillée ou déminéralisée dans un bécher. La température n'excédant pas 40 °C.
- Agiter le contenu du bécher en ajoutant lentement la poudre de bleu de méthylène dans l'eau chaude.
- Continuer l'agitation pendant 45 min, jusqu'à dissolution complète de la poudre puis laisser refroidir jusqu'à environ 20 °C.
- Transvaser dans une fiole d'une capacité d'un litre. Rincer avec de l'eau distillée ou déminéralisée pour s'assurer que la totalité du colorant a été versée dans la fiole. S'assurer que la fiole et l'eau sont à la température de (20 ± 1) °C conformément à la capacité de la fiole et ajouter de l'eau distillée ou déminéralisée jusqu'à la graduation de 1 l.
- Secouer la fiole pour s'assurer de la complète dissolution et verser le contenu dans un flacon de conservation en verre teinté.

ANNEXE 03

Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats

Détermination de la résistance à l'usure (micro-Deval)

Appareillage

Sans indication contraire, l'appareillage utilisé doit être conforme aux exigences générales du prEN 932-5.

Appareillage d'usage courant

- Balance capable de peser l'éprouvette et la charge abrasive avec une précision égale à 0,1 % de la masse de la prise d'essai.
- Jeu de tamis : de 1,6 mm, 8 mm, 10 mm, 11,2 mm (ou 12,5 mm) et 14 mm
- Étuve ventilée, capable de maintenir une température de $(110 \pm 5) \text{ C}^\circ$.
- Moyens nécessaires au lavage de l'échantillon tamisé.
- Équipement nécessaire à la réduction de l'échantillon de laboratoire en prise d'essai, conformément au prEN 932-2.
- Éprouvette(s) graduée(s) en verre, conforme(s) à l'ISO 4788:1980, ou tout autre moyen de mesure de volume d'eau égal à $(2,5 \pm 0,05) \text{ l}$.

Appareillage spécifique

L'appareil micro-Deval doit comporter un à quatre cylindres creux, fermés à une extrémité, ayant un diamètre intérieur de $(200 \pm 1) \text{ mm}$ et une longueur utile mesurée depuis le fond jusqu'à l'intérieur du couvercle de $(154 \pm 1) \text{ mm}$

Les cylindres d'essai doivent être en acier inox d'épaisseur supérieure ou égale à 3 mm . Ils sont posés sur deux supports cylindriques d'axe horizontal.

L'intérieur des cylindres ne doit présenter aucune saillie due à la soudure ou au mode de fixation.

Ils doivent être fermés par un couvercle plat d'environ 8 mm d'épaisseur dont l'étanchéité à l'eau et à la poussière est assurée par un joint.

La charge abrasive doit être constituée par des billes sphériques de $(10 \pm 0,5) \text{ mm}$ de diamètre en acier inox, conformes à l'ISO 3290:1975.

Le contrôle du diamètre des billes peut se faire rapidement en les faisant passer sur deux barreaux parallèles, d'écartement 9,5 mm

Un moteur (en général de 1 kW environ) capable d'assurer aux cylindres une vitesse de rotation régulière de $(100 \pm 5) \text{ tr/min}$. La vitesse de rotation doit être contrôlée régulièrement.

Un compteur ou tout autre dispositif doit permettre l'arrêt automatique du moteur une fois le nombre de tours spécifié atteint.



Figure 01 :L'appareil de Micro Deval.



Figure 02 :Cylindre de l'appareil de Micro-Deval.

Préparation de l'échantillon pour essai

La masse de l'échantillon envoyé au laboratoire doit être au moins égale à 2 kg pour les granulats appartenant à la classe granulaire comprise entre 10 mm et 14 mm.

L'essai doit être effectué sur des granulats ayant une granularité comprise entre 10 mm et 14 mm. La courbe granulométrique de l'échantillon correspondant à cette classe granulaire doit répondre à l'une des exigences suivantes :

a) 60 % à 70 % des granulats passent au travers d'un tamis de 12,5 mm, ou

b) 30 % à 40 % des granulats passent au travers d'un tamis de 11,2 mm.

Tamiser l'échantillon de laboratoire sur les tamis de 10 mm, 11,2 mm (ou 12,5 mm) et 14 mm, afin de constituer des fractions distinctes comprises entre 10 mm et 11,2 mm (ou 12,5 mm) et entre 11,2 mm (ou 12,5 mm) et 14 mm.

Laver les fractions séparément conformément au 7.1 du prEN 933-1:1992, les sécher à l'étuve à (110 ± 5) C° jusqu'à masse constante.

Laisser les fractions refroidir à température ambiante. Mélanger les deux fractions afin d'obtenir un échantillon de laboratoire modifié d'une granularité comprise entre 10 mm et 14 mm et qui soit conforme aux exigences de classes correspondantes, données au deuxième alinéa du présent article.

Réduire aux dimensions d'une prise d'essai l'échantillon de laboratoire modifié préparé à partir du mélange des fractions, conformément aux exigences du prEN 932-2. La prise d'essai doit consister en deux éprouvettes, d'une masse de (500 ± 2) g chacune.

Mode opératoire

- Introduire dans chaque cylindre d'essai une éprouvette. Ajouter un nombre suffisant de billes d'acier pour obtenir une charge de $(5\ 000 \pm 5)$ g.
- Ajouter $(2,5 \pm 0,05)$ l d'eau dans chaque cylindre.
- Fixer soigneusement un couvercle sur chacun des cylindres, puis les placer sur les deux arbres.
- Mettre les cylindres en rotation à une vitesse de (100 ± 5) min⁻¹ pendant $(12\ 000 \pm 10)$ tours.
- Après essai, recueillir le granulat et les billes d'acier dans un bac en ayant soin d'éviter les pertes de granulat.
- Laver soigneusement à la pissette l'intérieur du cylindre et le couvercle, en recueillant l'eau de lavage.
- Verser le matériau ainsi que l'eau de lavage sur un tamis de 1,6 mm, protégé par un tamis de 8 mm.
- Laver les matériaux sous un jet d'eau propre.
- Séparer soigneusement les granulats retenus sur le tamis à 8 mm des billes d'acier, en ayant soin de ne perdre aucune des particules de granulats. Pour ce faire, il est possible de recueillir les granulats à la main ou de retirer les billes à l'aide d'un aimant.
- Mettre le refus à 8 mm sur un plateau. Ajouter le refus à 1,6 mm sur le même plateau.
- Sécher le contenu du plateau à l'étuve réglée à (110 ± 5) C° et achever la détermination de la masse de refus à 1,6 mm conformément au prEN 933-1.
- Enregistrer la masse m du refus à 1,6 mm au gramme près.

ANNEXE 04

Essais pour déterminer les caractéristiques mécaniques et physiques des granulats

Méthodes pour la détermination de la résistance à la fragmentation

Appareillage

Sauf indication contraire, tous les appareils doivent être conformes aux exigences générales du prEN 932-5.

- ❖ Appareillage d'usage courant
 - Tamis conformes au prEN 933-2 d'ouvertures spécifiées au tableau 1.
 - Balance appropriée capable de peser une prise d'essai avec une précision de 0,1 % de la masse de la prise d'essai.
 - Étuve ventilée, capable de maintenir une température constante de (110 ± 5) C°.

Tableau 1 : Tamis d'essai

Essai	Dimension des ouvertures mm
Los Angeles	1,6 — 10 — 11,2 (ou 12,5) — 14
Fragmentation par Impact (voir note)	0,2 — 0,63 — 2 — 5 — 8 — 10 — 11,2 — 12,5
NOTE : Pour l'essai de fragmentation par Impact, à cause des tolérances sur les ouvertures des tamis, il convient que le même tamis de 8 mm soit utilisé pour la préparation de la prise d'essai et l'évaluation de l'essai.	

Appareillage additionnel prescrit pour déterminer la résistance à la fragmentation par l'essai Los Angeles :

Matériel pour réduire l'échantillon pour laboratoire en prise d'essai suivant le prEN 932-2.

Machine Los Angeles comprenant les éléments suivants :

Un cylindre, fabriqué en tôle d'acier de construction de type S275 de l'EN 10025:1993 formée sans contrainte excessive, d'une épaisseur de mm, et pouvant être soudée sans distorsion majeure. Ce cylindre est fermé aux deux extrémités. Il a un diamètre intérieur de (711 ± 5) mm et une longueur intérieure de (508 ± 5) mm. Il est maintenu par deux boulons horizontaux fixés, sans pénétrer à l'intérieur, sur ses parois d'extrémités. Il est monté de façon à tourner autour d'un axe horizontal.

Une ouverture de (150 ± 3) mm de large, est pratiquée de préférence sur toute la longueur du tambour pour faciliter les opérations d'introduction de l'échantillon et de son extraction après essai. Par souci d'assurer une bonne étanchéité à la poussière, l'ouverture est hermétiquement fermée, pendant la durée de l'essai, à l'aide d'un couvercle amovible qui respecte la forme cylindrique de la surface interne.

Cette surface interne cylindrique est interrompue par une plaque saillante, située entre 380 mm et 820 mm du bord du couvercle, la distance étant mesurée le long du cylindre dans le sens du mouvement de rotation.

Cette plaque a une section droite rectangulaire (longueur = à celle du cylindre, largeur = (90 ± 2) mm, épaisseur = (25 ± 1) mm). Elle est placée dans un plan diamétral, le long d'une génératrice du cylindre, et doit être fixée d'une façon rigide.

La plaque doit être remplacée lorsqu'elle atteint en un point 86 mm en largeur et 23 mm en épaisseur.

La base de la machine doit être directement posée sur un niveau en béton ou sur un bloc de roche.

Charge abrasive consistant en onze boulets d'acier, ayant chacune un diamètre compris entre 45 mm et 49 mm (voir annexe A) et une masse comprise entre 400 g et 445 g ; la masse totale de la charge devant être comprise entre 4 690 g et 4 860 g.

NOTE : La masse nominale de la charge abrasive constituée de boulets neufs est de 4 840 g. Une tolérance de + 20 g permet la prise en compte des écarts de fabrication, et une tolérance de – 150 g, celle de l'usure des boulets.

- Un moteur imprimant au tambour une vitesse de rotation comprise entre 31 tr/min et 33 tr/min.
- Un plateau pour récupérer le matériau et les boulets après l'essai.
- Un compteur de tours pouvant provoquer l'arrêt automatique du moteur une fois le nombre de tours requis effectué.

Préparation de l'échantillon à essayer

La masse de l'échantillon envoyé au laboratoire doit être égale à 15 kg au minimum de la classe granulaire 10mm à 14 mm.

L'essai doit être effectué sur un granulat passant au tamis de 14 mm et retenu sur celui de 10 mm.

En plus la courbe granulométrique de l'échantillon doit répondre à l'une des exigences suivantes:

- a) 60 % à 70 % de passant sur un tamis de 12,5 mm ; ou
- b) 30 % à 40 % de passant sur un tamis de 11,2 mm.

NOTE : Les exigences granulaires supplémentaires permettent d'obtenir la prise d'essai à partir de granularités autres que le 10-14

- Tamiser l'échantillon pour laboratoire sur les tamis de 10 mm, 11,2 mm (ou 12,5 mm) et 14 mm pour obtenir des classes granulaires séparées 10 mm à 11,2 mm (ou 12,5 mm) et 11,2 mm (ou 12,5 mm) à 14 mm. Laver chaque fraction séparément, conformément à l'article 6 de l'EN 933-1:1997, et sécher les dans l'étuve à (110 ± 5) C° jusqu'à masse constante.
- Laisser refroidir à température ambiante. Mélanger les deux fractions pour obtenir un échantillon pour laboratoire modifié 10 mm à 14 mm conforme aux proportions données ci-dessus.

- Réduire cet échantillon pour laboratoire modifié provenant du mélange en prise d'essai conformément au prEN 932-2.
- La masse de l'échantillon pour essai doit être égale à $(5\ 000 \pm 5)$ g.



Figure 03 : La machine de LOS ANGELES