



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية



République algérienne démocratique et populaire

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique

جامعة العربي التبسي - تبسة

Université Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

Institut des mines

قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

Département des mines et de la géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

Optimisation de processus de chargement et de transport au niveau de la mine de l'Ouenza

Présenté par

- ❖ BOUKHELOUF.Farouq
- ❖ HADJAZI.Youcef

Devant le jury :

		Grade	Etablissement
Président :	BOUTERFIF.L	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	NOUIOUA .I	MCA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	DERBAL.C	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2019-2020



Année universitaire : 2019-2020

Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

Nom et prénom des étudiants :

1 : BOUKHELOUF. Farouq

2 : HADJAZI Youcef

Niveau : Master 2

Option : Exploitation des mines

Thème: Optimisation de processus de chargement et de transport au niveau de la mine de l'Ouenza

Nom et prénom de l'encadreur : NOUIOUA Ismail

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Etude géologique de la région de notre étude.	
la méthode d'exploitation et les techniques	
Travaux de tire et de forage.	
Les travaux de chargement et de transport.	
Partie spécial : applique la théorie de file d'attente	
La sécurité des travaux miniers	

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Remerciement

*Avant tout nous remercions **dieu** qui nous a donné la patience de terminer ce travail.*

*Nous tenons grand merci à **Dr. NOUIWA ISMAIL** pour les efforts faits durant l'année universitaire, et pour leurs conseils précieux.*

Les membres du jury qui ont accepté d'être nos examinateurs.

Nous remercions tous les enseignants de département de Génie Minier et spécialement les enseignants de l'exploitation minière.

Nous adressons notre vif remerciement à tous les personnels de la carrière de Hammam Sidi Elhadj wilaya de Biskra.

Enfin nous tenons à remercier tous ceux ou celles qui ont eu l'honneur, de près ou de loin, à nous aider à présenter ce travail.

Farouq Boukhelouf et Youcef Hadjezi

Dédicaces

*Je dédie ce modeste
travail à:*

*Mes très chers parents, pour leur sacrifices, et qui n'ont jamais
cessé de m'encourager que Dieu me les gardes.*

*Mes très chers frères : Haroun,
Idriss et Amine*

*Tous mes
amis :*

Ishak, Adel, Youcef, Karim, Aymen.

A toute ma famille 'Boukhelouf

A tous mes professeur.

Farouq Boukhelouf

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Dédicace

Je dédie ce mémoire à :

- ✓ *Mon très cher père, qui me nourrit toujours de ses sages conseils.*
- ✓ *Ma très chère mère, celle qui m'apporte toujours sans condition son amour.*
- ✓ *Mes chers frères, qui me soutiennent toujours.*
- ✓ *Toute ma grande famille **Hadjazi**.*
- ✓ *Tous mes enseignants.*
- ✓ *Tous mes amis.*

Youcef Hadjazi

RESUME :

Le but principal de ce travail est l'optimisation du choix, et de l'utilisation des moyens de chargement et du transport par l'analyse de l'efficacité des équipements au niveau de la carrière de Hammam Sidi Elhadje.

Vue la grande variété des modèles d'optimisation de la flotte de transport et afin d'améliorer sa productivité, nous avons opté pour Une approche mathématique statistique se basant sur les données réelles de l'organisation de travail par l'application du théorème des files d'attentes qui représente le meilleur modèle pour l'analyse des chaînes de production et les attentes dans les ateliers.

Ces estimations des attentes permettent ensuite d'inspecter la correspondance entre les engins et finalement d'étudier la variation de la productivité des engins et de l'atelier si on adopte d'autres alternatives.

Les analyses permettent de tirer des recommandations pour une exploitation rationnelle avec un coût opératoire réduite.

Mots clés : fils d'attente, productivité, atelier, chargement et transport

ABSTRACT :

The main goal of this work study is to examine the shovel-truck selection and their uses by analyzing the efficiency of the fleet adopted in the quarry of Hammam Sidi Elhadje.

With a variety of models used for fleet productivity estimation we were obliged to use a mathematical and statistical method that is based on the data of organization in the quarry by applying the queuing theory to improve the productivity of trucks, and by the way the fleet.

Key words : queuing theory, productivity, fleet, loading and hauling.

ملخص :

ان الهدف الرئيسي من هذا البحث العلمي هي تحسين اختيار الليات الشحن والنقل.

وكذا شروط استخدام هذه الليات وذلك عن طريق تحديد فاعلية الليات في محجرة حمام سيدي الحاج.

نظرا للطرق المتعددة المستعملة لهذا الهدف استعملنا طريقة مقارنة رياضية احصائية والتي تعتمد على قواعد بيانية واقعية حول النظام المتبع بتطبيق نظريه خطوط الانتظار التي تعد أفضل طريقة لتحليل مشكل الانتظار

Table des matières

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE	01
------------------------------------	-----------

CHAPITRE I : ETUDE GEOLOGIQUE

I-1. GENERALITES SUR LA REGION D'ETUDE.....	02
I-1-1. Situation géographique et administrative.....	02
I-1-2. Géomorphologie, orohydrographie et climat.....	02
I-2 CADRE GEOLOGIQUE REGIONAL	04
I-2-1. Lithostratigraphie.....	04
I-2-2 Tectonique.....	06
I-3 ETUDE GEOLOGIQUE DU GISEMENT	07
I-3-1 Géomorphologie et hydrographie du gisement.....	07
I-3-2 Géologie et structure du gisement.....	07
I-4 CARACTERISTIQUES QUALITATIVES.....	12
I-4-1 Exigences normatives.....	12
I-4-2 Composition chimique.....	12
I-4-3 Paramètres physico-mécaniques.....	13
I-5 CALCUL DES RESERVES GEOLOGIQUES.....	14

CHAPITRE II :METHODE D'EXPLOITATION

II-1 INTRODUCTION.....	19
II-2 CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION	19
II-3 DETERMINATION DES PARAMETRES DES ELEMENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION.....	20

II-3-1 HAUTEUR DU GRADIN	20
II-3-2 GRADINS ET PLATE FORME.....	20
II-4 PROGRAMME D'EXPLOITATION RECOMMANDE	22

CHAPITRE III PROCESSUS DES TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR

III-1-1GENERALITES	26
III-1-2 Choix du mode de forage	26
III-1-3 Procédure de choix de la machine de forage.....	26
III-2-1 chronométrages de la durée de cycle de Foreuse	29
III-2-2Rendement de foreuse par post	30
III-3 Choix du type de la sondeuse	30
III-3-1 Indice de forabilité.....	30
III-3-2 Classification des roches selon l'indice de forabilité	30
III-3-3 Indice de tirabilité.....	31
III-3-4 Classification des selon l'indice de tirabilité	32
III-3-5 Diamètre des trous :	32
III-3-6 Conclusion	33
III-4 Abattage à l'explosif.....	33
III-4-1 Les paramètres de tire	35
III-5 Débitage secondaire	36

CHAPITRE IV-Chargement et transport

IV-1-CHARGEMENT	37
IV-1-1-INTRODUCTION	37
IV-1-2 CHOIX DES ENGINS DE CHARGEMENT.....	37
IV-1-3 CINEMATIQUE DES CHARGEUSES.....	39
IV-1-4 CINEMATIQUE DES PELLES	39
IV-1-5 LES MOYENS DE CHARGEMENT EXISTANT AU NIVEAU DE CARRIERE HAMMAM SIDI ELHADJE	41
IV-1-6 CALCULE DES RENDEMENTS D'EXPLOITATION DE LA CHARGEUSE Caterpillar 990H.....	43
IV-1-7 CALCULE DES RENDEMENTS D'EXPLOITATION DE LA PELLE HYDRAULIQUE CAT375	45
IV-2-TRANSPORT.....	47
IV-2-1 GENERALITES SUR LE TRANSPORT DANS LES MINES A CIEL OUVERT.....	47
IV-2-1-INTRODUCTION	47
IV-2-1-2 TRANSPORT PAR CAMIONS	48
IV-2-2 ETUDE DE PROCESSUS DE TRANSPORT AU NIVEAU DE LA CARRIERE	48
IV-2-3 CALCUL DE RENDEMENT POSTIER DE CAMIONS CAT 770G.....	51
IV-2-4 CALCUL DE RENDEMENT POSTIER DES CAMIONS CAT775G....	51
IV-2-5 CALCUL DU RENDEMENT POSTIER TOTAL DES CAMIONS CAT 775G.....	52
IV-2-6 CALCUL DU RENDEMENT POSTIER TOTAL DES CAMIONS	52

CHAPITER V : PARTIE SPECIAL

V-1 INTRODUCTION.....	53
V-2 OPTIMISATION DU PROCESSUS DE CHARGEMENT ET DE TRANSPORT A L'AIDE DE LA THEORIE DES FILES D'ATTENTE.....	53
V-3 APPLICATION DE LA THEORIE ET METHODES DE CALCUL	54

CHAPITRE VI-LA SECURITE DES TRAVAUX MINIERS

VI-1 GENERALITES.....	61
VI-2 LUTTE CONTRE LES ACCIDENTS	61
VI-2-1 CLASSIFICATION DES ACCIDENTS.....	61
VI-2-2 CAUSES DES ACCIDENTS.....	62
VI-3 CONSIGNES DE SECURITE	62
VI-3-1 MESURES DE PROTECTION CONTRE L'ELECTROCUTION.....	62
VI-3-2 MESURES LORS DE LA MANIPULATION DES EXPLOSIFS.....	63
9-3-2-1 STOCKAGE DES EXPLOSIFS.....	63
VI-3-2-2 TRANSPORT DES EXPLOSIFS.....	63
VI-4 SECURITE AU NIVEAU DE LA CARRIERE DE HAMMAM SIDI ELHADJE.....	64
VI-4-2 Sécurité collective	64
VI-4-3 Sécurité des travaux de chargement	64
VI-4-4Sécurité des travaux de transport	64
Conclusion générale	65

Liste des tableaux

Tableau I 1 : Composition chimique moyenne du gisement par niveaux.....	12
Tableau I 2 : les paramètres physico-mécanique	13
Tableau I 3 : calcul des réserves.....	15
Tableau I 4 : L'estimation des réserves probables (en C2).....	18
Tableau II 1 : Tableau résume les phases d'exploitation ainsi que leur durée de vie....	25
Tableau III 1 : Caractéristiques techniques de Foreuse Atlas Copco.....	27
Tableau III 2 : Caractéristiques techniques de Foreuse Atlas Copco T35.....	28
Tableau III 3 : chronométrages de la durée de cycle de Foreuse.....	29
Tableau III 4 : classification des roches selon leurs indices de forabilité.....	31
Tableau III 5 : classification de la tirabilité de roches suivant leur consommation spécifique étalon.....	32
Tableau III 6 : choix du type de la sondeuse	33
Tableau III : les paramètres de tire	35
Tableau IV 1 : Caractéristiques techniques Chargeuse Caterpillar 990H.....	41
Tableau IV 2 : Caractéristiques techniques : Pelle hydrauliques Caterpillar 375.....	42
Tableau IV 3 : chronométrages de la durée de cycle de chargement Chargeuse.....	43
Tableau IV 4 : chronométrages de la durée de cycle de chargement par pelle hydraulique	45
Tableau IV 5 : Caractéristiques techniques de camion CAT 775G.....	49
Tableau IV 6 : chronométrages de la durée de cycle de camion.....	50
Tableau IV 7 : Caractéristiques techniques de camion CAT 770G.....	50
Tableau V 1 : résultats du calcul du coefficient d'utilisations.....	60

Liste des figures

Figure I 1 : Situation géographique Région de Hammam Sidi El Hadj w-BISKRA....	03
Figure I 2 : la carte géologique El Kantara. Région du gisement de Hammam Sidi El Hadj.	06
Figure II 1 : Schéma plateforme de travail.....	21
Figure III 1 : Sondeuse Atlas Copo D 50.....	28
Figure III 2 : Sondeuse Atlas Copo T35.....	29
Figure IV 1 : chargeuse CAT 990H.....	35
Figure IV 2 : Pelle hydrauliques CAT 375.....	36
Figure IV 3 : Camion CAT 775G.....	42
Figure v 1 : Le système des files d'attente avec un serveur.....	46
Figure v 2 : Le système des files d'attente avec plusieurs serveurs.....	46
Figure V 3 : dépendance de k_e en fonction de (n) ($k_e = f(n)$).....	48
Figure V 4 : dépendance de k_c en fonction de (n) ($k_c = f(n)$).....	49
Figure n° V 5 : dépendance de variation des valeurs de k_e et k_c en fonction de (n) ...	49

Introduction générale

INTRODUCTION GENERALE

L'industrie minière joue un rôle très important dans l'économie nationale.

L'Algérie, depuis son indépendance, n'a cessé d'accorder une importance capitale à l'industrie extractive.

L'industrie cimentière s'est engagée au cours de ces dernières années, dans d'importants investissements de telle sorte à augmenter et diversifier la production afin de satisfaire le besoin croissant du marché et réduire l'impact de la forte concurrence.

Afin de maximiser la production, il est possible de mécaniser les opérations et automatiser les équipements, les systèmes et les procédés.

Parmi les problèmes d'organisation des travaux miniers, on récence la problématique liée à la compatibilité des engins de chargement et de transport. Nous avons effectué notre stage pratique de fin d'étude dans la carrière Hammam Sidi Elhadj. Carrière de calcaire pour alimenter les besoin de la cimenterie CILAS .pour le but d'optimisation les processus de chargement et de transport

Le présent travail comporte 6 chapitres :

□ □ **Le chapitre I** : est consacré à l'étude géologique de la région de notre étude.

□ □ **Le chapitre II** : est consacré à la méthode d'exploitation et les techniques d'ouverture et comment accès ou gisement de calcaire.

□ □ **Le Chapitre III** : est consacré aux travaux de tire et de forage.

□ **Le chapitre IV** : est consacré aux les travaux de chargement et de transport.

□ **Le chapitre V** : On applique la théorie de file d'attente pour choisir le nombre optimal des moyens de transports pour l'état actuel et pour le développement et l'avancement des travaux d'extraction et d'exploitation

□ □ **Le chapitre VI** : est consacré la sécurité des travaux miniers.

CHAPITRE I :
ETUDE GEOLOGIQUE

CHAPITRE I : ETUDE GEOLOGIQUE

I-1. GENERALITES SUR LA REGION D'ETUDE.

I-1-1. Situation géographique et administrative.

Le site objet de l'exploration est situé dans la wilaya de Biskra, elle-même se situant au sud -est de l'Algérie.

La ville de Biskra, chef-lieu de la wilaya, se trouve à 425km de la capitale, Alger.

Parmi les wilayas limitrophes, on peut citer :

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

En ce qui concerne les agglomérations importantes, la wilaya compte Biskra-ville avec plus de 100.000 habitants, Tolga et proximités, Foughala, Ourlal, Oumache, Chetma, Sidi Okba et Djemmorah. [1]

I-1-2. Géomorphologie, orohydrographie et climat.

Du point de vue géomorphologie, le territoire de la wilaya de Biskra se divise en deux zones morphologiques essentielles qui se succèdent du Nord au Sud.

Ces deux zones sont les monts de l'Atlas Saharien et la zone présaharienne.

Les édifices montagneux de l'Atlas Saharien se caractérisent par des côtes absolues qui varient de 255 à 795 m; les plus élevées se situant sur le Djebel El-Ksoum qui est le point culminant.

Ces édifices sont formés par des massifs de l'éocène inférieur, du crétacé supérieur et inférieur, et du pliocène. Les dépôts triasiques et jurassiques sont plus rares.

Ceux appartenant au quaternaire sont répandus dans les dépressions intermontagneuses.

Le territoire de la Wilaya forme une zone de transition entre l'Atlas Saharien et la zone présaharienne. La chaîne de montagnes qui forme la bordure Nord de la Wilaya constitue les derniers anticlinaux de l'Atlas Saharien.

La zone présaharienne est représentée par une vaste plaine faiblement mamelonnée où sont accumulés les dépôts quaternaires et qui devient presque plane vers le Sud de la wilaya.

Cette plaine voit son altitude diminuer progressivement du Nord au centre de la région, Dans les limites du territoire de toute la wilaya, elle a une altitude qui varie entre 30 et 100m. Sa formation est datée du tertiaire et est constituée de sédiments récents.

Les élévations les plus caractéristiques de la région sont les massifs montagneux du Djebel Aroussine, Groun-El-Kebch, Gouara et El-Ksoum.

La région est soumise à un climat sec et désertique avec des précipitations faibles et irrégulières tombant sous forme d'orage, L'hiver y est relativement doux et l'été très chaud.

Selon les données climatiques de la région, les mois de juin, juillet et août sont les plus chauds (maximum entre 40 et 45°). Ceux de décembre et janvier sont les plus froids.

La valeur moyenne des précipitations annuelles est inférieure à 100mm, quant à la capacité d'évaporation, elle est de l'ordre de 2000mm. De plus, la région est soumise à des vents dominants de direction principale Nord-Ouest [1]

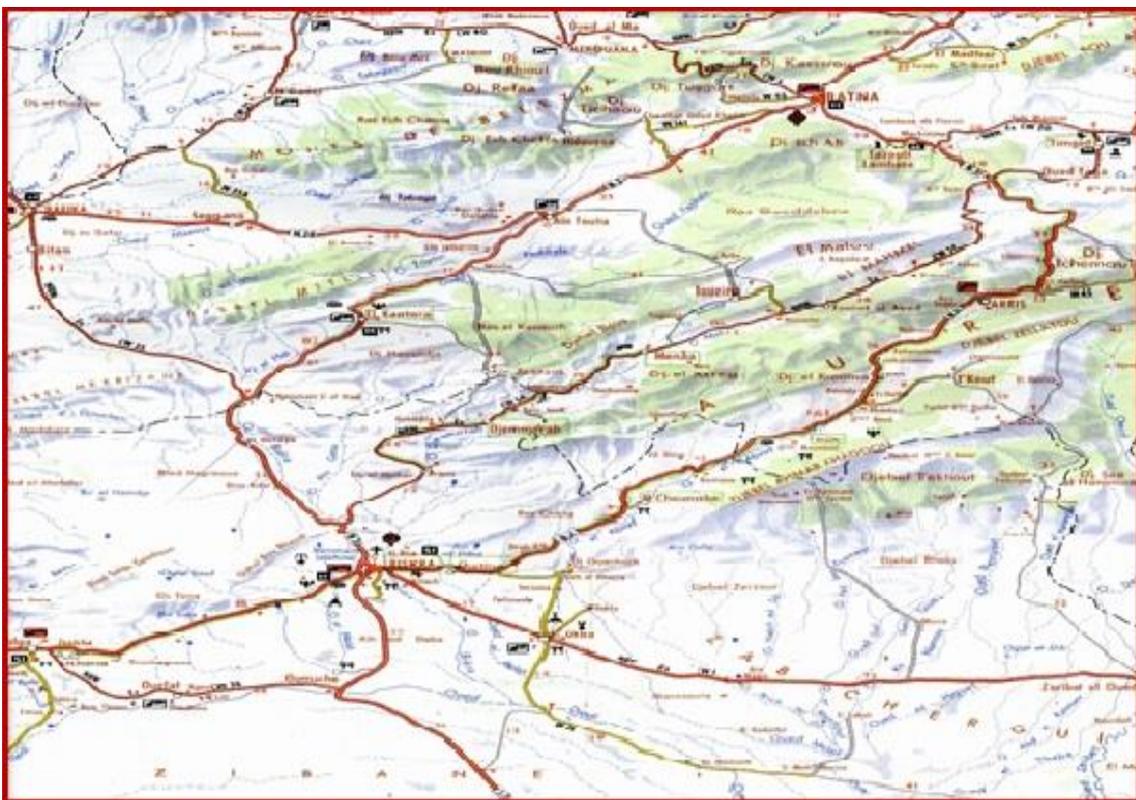


Figure I 1 : Situation géographique Région de Hammam Sidi El Hadj – w. BISKRA

I-2 CADRE GEOLOGIQUE REGIONAL.

I-2-1. Lithostratigraphie.

Sur le plan géostructural, le territoire de la Wilaya de Biskra peut être divisé en deux zones essentielles qui se succèdent du Nord au Sud et qui sont :

- L'Atlas Saharien
- La zone de la plaine saharienne.

La partie supérieure Nord est occupée par les montagnes représentant les derniers anticlinaux de l'Atlas Saharien.

Une description détaillée de ces formations est donnée dans la notice explicative de la carte géologique de la région de Biskra à l'échelle 1/200.000°.

Dans cette zone montagneuse, on peut distinguer d'Ouest en Est quelques régions naturelles :

- Le Djebel Kahila, dont le sommet atteint 796 m d'altitude, formé en moyenne partie par les calcaires compacts dolomitiques et récifaux du sénonien supérieur.
- La trouée de Chaïba empruntée par la route de Bousaâda - Biskra, ici l'une des grandes failles séparant l'Atlas Saharien et le Sahara passe au Nord du Bordj-Chaïba. à 03 kms à l'Est, elle met en contact les couches du sénonien supérieur avec les grès rouges du barrémien.
- Le massif du Djebel-Ksoum, point culminant à 1087 m, est un anticlinal dont le noyau constitué par les calcaires turoniens, est mis à jour par la grande faille de Chaïba.

Vers l'Est, le massif se termine par le col Teniet-Ennaâm, mettant en communication la partie occidentale de la plaine d'El Outaya avec la plaine saharienne.

Au-delà de Teniet-Ennaâm, le massif de Djebel-Gourara, assez surbaissé, puisque son sommet ne dépasse pas 755 m, est entièrement constitué par les calcaires et marno-calcaires du sénonien supérieur.

- La dépression de la plaine Selga sépare le Djebel-Gouara de l'anticlinal du Djebel Bou-Rhezal éventré par le col de l'Oued Khrémissen.

A l'Est, l'anticlinal du Djebel Bou Rhezal domine la ville de Biskra. Il a subi une érosion aboutissant à une inversion totale du relief, Les parois rocheuses sont constituées par les

calcaires massifs turoniens surmontant les calcaires et marno-calcaires cénomaniens plus tendres.

Le noyau de cet anticlinal est érodé jusqu'aux grès rouges albiens. La plaine saharienne peut être divisée en deux parties principales séparées par la vallée de l'Oued Djedi.

Dans la première partie, au Nord de l'Oued Djedi, on distingue les zones suivantes :

- A l'Ouest, la terminaison orientale du Djebel Hamara dont le sommet se trouve sur la feuille Aïn-Rich, bordant à l'Ouest la feuille de Biskra.

C'est une terminaison périclinale dirigée vers le Nord-Est qui se relie avec le Kef-Seba, prolongement oriental du massif du Djebel-Ksoum.

Au Nord-Ouest de cet axe, se trouve une plaine surélevée dont le sol est en majeure partie constitué par des calcaires blancs de l'éocène inférieur.

Au Sud-Est et à l'Est, s'étend la plaine de Doucen dans laquelle l'alluvionnement joue un rôle assez subordonné ; le substratum formé par l'éocène moyen et par le pliocène y affleure en de multiples endroits.

- Au centre, une plaine alluviale où sont situées les principales plantations de palmier-dattiers des Zibans et les plus importantes Oasis de la région : Tolga, Bou-Chagroun, Lichana.

- A l'Est, enfin, le cône de déjection alluvionnaire sablo-limoneux de l'Oued Biskra, qui s'étend jusqu'à la grande dépression du Chott Melhir et du Chott Merouane.

Dans la seconde partie au Sud de l'Oued Djedi, sur la rive droite, existent deux régions naturelles.

- Vers l'Ouest, au Sud des Ouled-Djellal la terminaison occidentale faiblement découpée du grand plateau pliocène, montrant vers l'Oued Djedi le substratum argileux et gypseux de l'éocène moyen.

- Au centre et à l'Est, couvrant le quart Sud-Est de la feuille, une plaine uniforme et monotone formée par une carapace calcaro-gypseuse pliocène, faiblement recouverte par les sables et les regs caillouteux.

Les formations qui prennent part à la géologie de la région sont les dépôts du crétacé, pliocène, néogène et quaternaire. [1]

I-2-2 Tectonique :

La limite méridionale de l'Atlas Saharien est constituée par la flexure saharienne ou accident sud-atlasique formé de failles et de flexures en relais dont le rejet peut être supérieur à 2000 mètres et dont la résultante est un abaissement général du Sahara par rapport à l'Atlas Saharien.

Les différentes failles composant la flexion saharienne longent toujours le flanc Sud des anticlinaux.

A l'Est de Biskra, la flexure saharienne s'infléchit légèrement passant au Sud de l'Aurès.

Pendant la période secondaire, les mouvements lents ont causé des alternances de transgression et régression. La phase majeure de plissement, probablement d'âge éocène, a entraîné l'émergence définitive de tout l'Atlas Saharien et dessiné l'orientation et les caractères essentiels de la tectonique.

La flexure saharienne s'est probablement dessinée au cours du Mésozoïque, accusée au cours du plissement éocène et a encore joué au cours d'une importante phase post-miocène. [1]

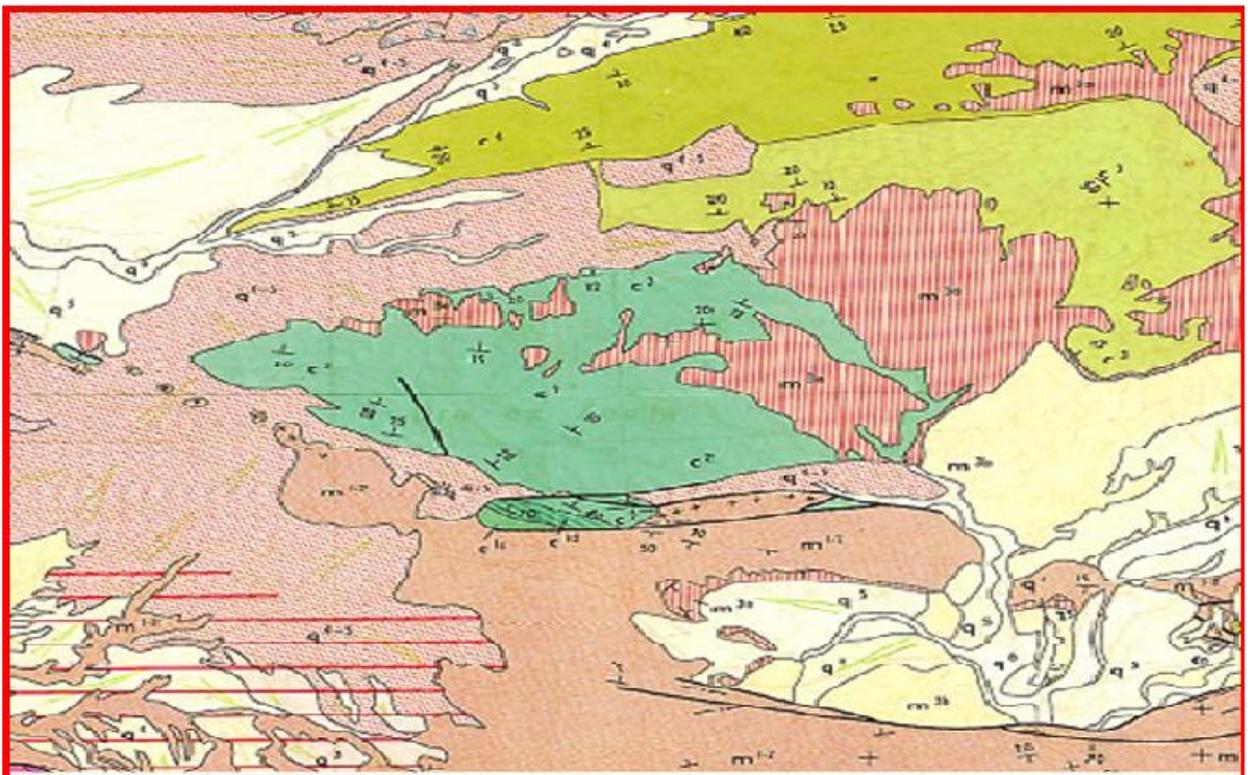


Figure I 2 : Extrait de la carte géologique n°259-El Kantara. Région du gisement de calcaires de Hammam Sidi El Hadj Échelle : 1/50 000

I-3 ETUDE GEOLOGIQUE DU GISEMENT

I-3-1 Géomorphologie et hydrographie du gisement.

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

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

Le versant Sud-est de ce massif se présente sous forme d'une superposition de quatre questas matérialisées par d'imposantes falaises de calcaires surtout massifs, différemment durs et surplombant trois combes marneuses ou marno-calcaires ; donnant ainsi à l'ensemble une structure en escalier.

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

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

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

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

I-3-2 Géologie et structure du gisement.

A la lecture de la carte géologique d'El Kantara (n° 259, échelle 1/50 000°) il ressort que la formation constituant le gisement est datée Turonien. Néanmoins, des données nouvelles précisent que cet âge ne caractérise à dire vrai que la plus haute assise de la formation ; celle gisant pardessus une couche d'argile à épaisseurs métriques.

La présente couche d'argile est connue pour avoir marqué à l'échelle mondiale le passage du Cénomanién au Turonien. Donc à l'échelle de toute la formation de Hammam Sidi El Hadj, tout calcaire reposant pardessus ladite couche d'argile est daté Turonien et tout autre reposant en dessous de celle-ci est daté Cénomanién.

Les travaux d'exploration réalisés ainsi que ceux effectués par l'ex-ENDMC pour le compte du Ministère de l'Énergie et des Mines, dans les années 1990 et s'inscrivant en partie dans l'actuel périmètre d'exploration, ont permis de bien reconnaître la formation du gisement pour pouvoir la décrire sur le plan lithologique.

En effet, les calcaires sont caractérisés par des couleurs blanchâtres et brunâtres prédominantes, avec des nuances divers constituant les intermédiaires entre elles. D'autres variétés, telles que grisâtre, gris-brunâtre, beige ou même brun violacé pour ne citer que celles-ci, ont été encore rencontrées mais dans un degré moindre.

Ces mêmes calcaires sont généralement microgrenus, parfois périto-morphes mais rarement à moyens ou gros grains.

Par endroits et surtout à l'instar de ce qui a été anciennement observé toujours dans la partie ouest, des changements brusques et à petites échelles de granulométrie confèrent parfois à la roche un aspect bréchiforme. Tout comme une texture carrément bréchique peut être parfois observée dans les zones de failles ou des grandes cassures.

Les calcaires constituant le gisement sont généralement durs à moyennement durs, massifs mais assez souvent nodulaires et enrobés dans une matrice marneuse où les joints ou liants sont à épaisseurs millimétriques à centimétriques.

Les principaux faciès recoupés par les sondages, en l'occurrence les calcaires brunâtres, blanchâtres et nodulaires ont été localisés à l'endroit de toutes les barres de calcaires.

En outre, les calcaires étudiés sont rarement siliceux.

Assez souvent, ils présentent des coquilles d'organismes fossilisés dont les dimensions varient du millimètre et moins, au centimètre et plus, Parfois ils en sont tellement investis qu'ils deviennent carrément organogènes. Tout comme parfois ; dans une matrice toujours calcaire, les mêmes organismes à dimensions millimétriques à centimétriques peuvent dans un sens, orner la roche, pour lui conférer ce qui est communément appelé par certaines écoles, une texture hébraïque.

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

En ce qui concerne la marne, celle-ci a été recoupée de manière notable au pied de la plus haute barre de calcaires. De couleur généralement grise, son épaisseur y varie de

5,19 à 5,19 à 5,19 à 6,56 mètres. Elle repose généralement directement sur une argile verte ou vert-jaunâtre, moyennement plastique et d'épaisseur variant de 0,20 à 01m.

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

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

Tout incite donc à conclure que, par endroits dans le presque rectangle constitué par les sondages P120,S1+S2 et P150,S1+S2 et même plus à l'ouest, la matière est à divers degrés dolomitisée. Cela a fait que l'on eut pu y déceler des calcaires purs dans une plus grande proportion, de la dolomie faiblement présente, ainsi que des faciès intermédiaires consistant en des calcaires dolomitiques et des dolomies calcaireuses.

La formation de Hammam Sidi El Hadj ayant donc subi une relative dolomitisation, il est compréhensible qu'ailleurs dans le gisement et quoique dans un degré moindre, d'autres intervalles se sont avérés dolomitisés. Ceci, à l'instar de ce qui a été observé encore plus à l'est et dans le prolongement de la colline sud, à l'endroit des sondages P180,S2 et S3,

Quant aux autres zones du gisement, il est à noter que même si les analyses chimiques y ont révélé parfois une présence de MgO dans la roche calcaire, celle-ci l'était dans des proportions insignifiantes dans la mesure où dans les cas les plus notables, elle était de l'ordre de 2%.

Les marno-calcaires, eux, ont été recoupés uniquement à l'endroit des sondages P120,S4, P210,S5 et P240,S3, donc au pied de la barre la plus haute de calcaires où ils semblent constituer deux couches lenticulaires. Leurs épaisseurs y variaient de 1,75 à 11,85m (moyenne : 6,38m) et les bancs de calcaires et marnes les constituant étaient quadridécimétriques.

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

Le premier qui est la marne, peut toujours voir son CaO et SiO₂ + Al₂O₃ respectivement renforcés par des apports en calcaires et argiles purs pour pouvoir être

utilisé. Le second; eu égard à la proportion non inquiétante avec laquelle il est présent dans la formation, peut toujours être enrichi si ce n'est dilué quand il est pur, par une exploitation bien menée.

Les marno-calcaires, de par leur constitution lithologique faite de calcaire pur et marne, assureront toujours un CaO proche de 45%.

Outre que le gisement est quasi dénudé ; parmi les points méritant encore d'être notés, ce sont ceux ayant trait à la présence de la pyrite et des karsts dans la formation du gisement.

Une attention particulière a été accordée à la première du fait que parfois et dans certaines conditions elle peut constituer une source de nocivité. Lors de la campagne de sondage il a été constaté que celle-ci caractérise surtout les parties profondes des assises. Elle constitue des grains ainsi que des amas généralement millimétriques et rarement centimétriques ; qui sont arrondis et peu souvent sous forme de veinules ou autres.

Dans les parties profondes où elle est présente, cette même pyrite est disséminée le plus souvent dans sa forme altérée (devenant alors brune) ; pour n'être donc nuisible dans aucune condition car s'étant transformée en hydroxyde de fer (gœthite). Cependant, parfois elle garde sa forme originelle (jaune vif à éclat métallique) et conserve donc sa formule de sulfure de fer (FeS_2).

Il est à noter que ; quand ce minéral est présent, dans ses deux formes ; l'intensité de sa dissémination varie dans une grande mesure.

En ce qui concerne les karsts, ceux-ci ont été recoupés par les sondages et observés sur les falaises à l'échelle de toute la formation du gisement. Ils sont le plus souvent vides mais parfois remplis d'argile ou de sable. Leurs dimensions varient de 0,05 à 06m et ils sont plus intensivement présents dans la partie extrême sud où ils affectent toute l'épaisseur de l'assise recoupée à cet endroit ; à compter donc du pied du massif jusqu'à 40 ou 50m en dessous du niveau d'érosion local (plaine sud).

Le taux de karstification linéaire calculé selon les données des sondages et en considérant tous les types de karsts, remplis et vides, est de 0,024% (avec 56,8 et 22,44 mètres linéaires de sondage recoupant respectivement les karsts vides et remplis).

En moyenne pour le gisement, le taux de karstification est donc faible.

Cependant et, tel que déjà dit ; étant le plus souvent vides et pouvant avoir de grandes dimensions, ces karsts font que la future exploitation doit être prudente ; surtout dans la partie où ils sont connus intensifs.

Sur le plan structural, le gisement est caractérisé par une structure monoclinale où l'on voit les couches s'incliner vers le N.N.E (N.20÷23°) dans les parties ouest et centrale avec un angle moyen de l'ordre de 19-20° et, carrément vers le N.E dans la partie Est avec un pendage subhorizontal. Ces mêmes pendages peuvent se redresser à l'image de ce qui est observé immédiatement à l'ouest de l'extrémité du profil P180 supportant les sondages S1 et 2, ou se remettre à la subhorizontale tel que cela est constaté sur le profil P210 entre les sondages S6 et 8, ainsi que sur le profil P240 entre ses sondages S1 et 2.

Tout cela résulte d'un travail tectonique non négligeable ayant affecté la formation du gisement et dont la carte géologique de la région d'El Kantara (au 1/50 000^e) ne fait que partiellement mention pour n'en souligner que deux failles, alors que réellement bien d'autres existent.

Cela, sans omettre quelques phénomènes de discordance, non nombreux mais bien relevés de par le gisement, précisément dans sa partie nord et sur sa plus haute barre de calcaires ; approximativement au centre-est.

Pour clore le présent sous-chapitre traitant de la géologie du gisement ; il y a lieu de définir les conditions hydrogéologiques caractérisant le massif de Hammam Sidi El Hadj dans ses limites explorées.

Celles-ci ne sont pas encore suffisamment élucidées, Néanmoins, trois (03) mesures de niveau d'eau effectuées aux endroits du sondage P150.S1 et de deux autres sondages réalisés lors des années 1990 dans la partie N.W du massif, paraissent fiables pour avoir décelé une présence d'eau entre les côtes +400 et +410m.

Etant chaude, à l'image de celle du hammam Sidi El Hadj situé non loin, cette eau décelée en trois points différents et situés respectivement au N.W et S.W du massif, atteste sa présence à l'échelle de la formation du gisement. Quant à tracer son niveau statique selon les mesures effectuées dans la quasi-totalité des sondages réalisés en 2010 / 11, le présent rapport préfère opter pour la réserve.

Ceci, car même si une présence d'eau a été décelée dans bon nombre de sondages réalisés et vidangés lors de la présente exploration; l'on n'est pas si sûr que ce liquide constitue une eau de formation ou, plutôt une eau de forage persistant au fond des trous pour une raison ou une autre.

En outre, un détail pas des moindres à notre sens, n'a pas été vérifié ; celui consistant de savoir si les eaux détectées dans ces sondages vidangés étaient chaudes ou non.

Néanmoins, pour un complément d'information il est prévu une investigation spéciale dans ce sens ; qui fera que l'on soit davantage éclairé sur toute question relevant de l'hydrogéologie du gisement. [1]

I-4 CARACTERISTIQUES QUALITATIVES.

I-4-1 Exigences normatives

Pour tout calcaire devant assurer un apport sur-dosé dans l'industrie du ciment gris, il est recommandé que sa composition chimique réponde aux standards suivants :

CaO > 45% K₂O + Na₂O ≤ 1% Cl : < 0,015% (si de même dans l'argile)

Al₂O₃: 0,2 ÷ 3,2% SO₃ ≤ 0,8 ÷ 1%

MgO ≤ 3,2 ÷ 3,5% P₂O₅ ≤ 0,5

I-4-2 Composition chimique

Le tableau n°1 présente la composition chimique moyenne du gisement de calcaires de Hammam Sidi El Hadj, établie selon les résultats des sondages réalisés. Cette composition chimique est pondérée par les longueurs ou profondeurs des sondages qui ; pour obtention de leurs propres compositions chimiques moyennes, ont nécessité une première pondération par les longueurs des échantillons prélevés à leurs endroits[1]

Tableau I 1 : Composition chimique moyenne du gisement par niveaux

Niveau	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃ total	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	PF	Cl
400	4,92	2,14	0,75	49,61	0,97	0,46	0,47	0,09	0,03	0,12	40,54	0,02
415	4,22	1,78	0,66	50,59	0,81	0,42	0,39	0,08	0,03	0,1	40,97	0,01
430	2,98	1,25	0,47	51,99	0,67	0,34	0,27	0,08	0,02	0,07	41,82	0,02
445	5,64	2,43	0,86	49,04	0,86	0,63	0,49	0,09	0,03	0,13	39,9	0,02
460	3,56	1,45	0,59	51,37	0,71	0,41	0,35	0,08	0,03	0,08	41,37	0,03
475	6,18	2,67	0,89	48,53	0,78	0,55	0,48	0,08	0,03	0,13	39,69	0,02
490	4,52	1,78	0,68	50,57	0,7	0,36	0,39	0,1	0,03	0,1	40,79	0,03
505	3,89	1,58	0,63	51,23	0,64	0,3	0,33	0,09	0,03	0,08	41,23	0,02
520	4,73	1,87	0,86	50,21	0,71	0,37	0,42	0,09	0,03	0,1	40,68	0,01
535	3,02	1,15	0,49	52,25	0,57	0,17	0,25	0,09	0,02	0,06	41,87	0,01
550	2,57	1	0,43	52,6	0,55	0,17	0,21	0,11	0,02	0,05	42,13	0,05
565	1,44	0,51	0,22	54,12	0,42	0,09	0,11	0,12	0,02	0,03	42,88	0,01
580	0,87	0,23	0,14	54,98	0,33	0,05	0,04	0,21	0,01	0,01	43,1	0,01
595	0,74	0,28	0,15	54,83	0,4	0,02	0,03	0,16	0,01	0,01	43,3	0,01

I-4-3 Paramètres physico-mécaniques

Les échantillons prélevés des calcaires et ayant subi les essais physico-mécaniques ont donné les résultats suivants (tableau n°2)

Tableau I 2 : les paramètres physico-mécaniques

Paramètres	Résistance en compression simple en MPa	Humidité naturelle en %	Masse volumique sèche en t/m³	Masse volumique à l'état humide en t/m³
De	26,46	0,3	2,2	2,24
A	133,69	8,46	2,67	2,71
Moyenne arithmétique	65,36	1,7	2,546	2,596

De l'examen du présent tableau et des résultats traitant en détail de la résistance en compression simple, il ressort que les calcaires constituant le gisement étudié sont caractérisés par une dureté variant dans une grande mesure.

En effet, les résistances en compression simple enregistrées pour les 58 échantillons prélevés ont varié entre 26,46 et 133,69 MPa; pour donner une moyenne de 65,36 Mpa.

Cependant, en ce qui concerne les minimums enregistrés pour ce paramètre mécanique. Il est à noter que ceux-ci ne reflètent pas réellement les duretés des variétés lithologiques échantillonnées car les éprouvettes testées sont assez souvent, en partie ou en bon nombre, poreuses mais surtout fissurées. Ceci, même si un effort a été fait pour que les morceaux de carotte constituant l'échantillon et desquels doivent être confectionnées lesdites éprouvettes (la norme NF EN 12390-3 en stipule 04 pour lesquels la moyenne compte comme résultat d'écrasement ; à défaut le CETIM en accepte 03) soient choisis parmi les meilleurs sur les deux plans ; porosité et fissuration.

[1]

I-5 CALCUL DES RESERVES GEOLOGIQUES

Compte tenu de son relief irrégulier, le gisement a vu ses réserves géologiques se faire calculer par la méthode des coupes géologiques verticales parallèles.

A cet effet, 09 coupes géologiques ont été établies le long des 09 profils d'étude (P60, 90, 120, 150, 180, 210, 240, 270 et 300) ; sur la base d'un plan topographique établi à l'échelle 1/2000^e et pour toute la superficie du gisement,

Sur ces coupes ont été reportés les sondages réalisés en 2010 - 2011, ainsi que deux (02) parmi ceux réalisés au cours des années 1990.

Sur les 09 coupes, les aires de section ont été calculées par le logiciel Autocad.

Les réserves ont été calculées par la formule générale $Q = V \times d$

Où V : volume de matière, en m^3

d : masse volumétrique, en t / m^3

Dans le présent calcul, les réserves contenues entre les sondages et s'étalant entre les profils P60 et P240 ont été classées en catégorie B (réserves certaines). Ceci, car les distances entre 02 profils se succédant sont toujours de l'ordre de 300m et les distances entre sondages sur un même profil sont de 170m en moyenne.

A l'est du gisement et précisément entre les profils P240 et 300, les réserves ont été classées en catégorie C1 (réserves sûres) car sur chacun des profils P270 et P300, un seul sondage a été réalisé. En outre, la distance entre les profils P240 et P300 est de 600m.

Au nord et sud des réserves évaluées en catégorie B, ainsi qu'à l'ouest du profil P60, d'autres réserves ont été extrapolées, donc classées en catégorie C1.

Notons encore que si à l'endroit du profil P60, la matière a été prise sur toute sa longueur, c'est parce qu'il a été tenu compte de deux sondages anciennement (années 1990) réalisés et à résultats positifs, situés au S.W et N.E des intersections entre la ligne de ce même profil et les lignes joignant les point-limites 27, 28 et 29 du périmètre d'exploration.

Tout comme il est à noter que pour préciser davantage le calcul des réserves étudiées, des coupes intermédiaires (AA' et BB') ont été établies à l'endroit des blocs 3 et 9C1; les subdivisant donc chacun en deux sous-blocs (3a et bC1 + 9a et bC1) et ainsi, il aura été tenu compte de la configuration du périmètre d'exploration.

Le tableau I 3 présente les paramètres de calcul et les réserves calculées dans les limites des différents blocs.

Tableau I 3 : calcul des réserves

N° Bloc	Coupes	Aire de section de coupe en m ²	Distance en m	Volume en m ³	Poids vol. en t/m ³	Réserves en tonne
1B	P60	24949,91				
	P90	44105,04	290,52	9 899 709,20	2,528	25 026 464,86
2B	P90	44105,04				
	P120	79742,94	305,56	18 654 726,52	2,528	47 159 148,64
3B	P120	79742,94				
	P150	81151,83	302,03	24 297 523,69	2,528	61 424 139,89
4B	P150	81151,83				
	P180	103172,78	293,01	27 004 476,98	2,528	68 267 317,81
5B	P180	103172,78				
	P210	115981,48	316,57	34 688 832,04	2,528	87 693 367,40
6B	P210	115981,48				
	P240	57234,87	286,81	24 349 347,49	2,528	61 555 150,45
Total B				137 882 749,69	2,528	351 125 589,00
1C1	P60	24949,91	171,28	1 424 473,52	2,528	3 601 069,05
2C1	P90	7682,17	301,85	772 954,33	2,528	1 954 028,54
3C1	P90	7682,17				
	AA'	378,03	167,25	544 361,91		1 376 146,90
	AA'	3614,88			2,528	
4C1	P120	4048,81				
	P150	18191,37	304,75	3 131 035,62	2,528	7 915 258,04
5C1	P150	18191,37				11 634 570,56

	P180	8655,64	350,47	4 602 282,66	2,528	
6C1	P180	8655,64				
	P210	15667,47	318,67	3 820 679,69	2,528	9 658 678,25
7C1	P210	15667,47				
	P240	9321,13	366,40	4 527 878,38	2,528	11 446 476,54
8C1	P240	68500,22				
	P300	0,00	605,84	13 833 391,09	2,528	34 970 812,68
9C1	P240	1944,22	63,66	41 256,34		104 296,02
	BB'	873,20			2,528	
	P210	1684,10	324,86	408 236,93		1 032 022,95
10C1	P210	1685,10				
	P180	2148,72	316,71	607 104,56	2,528	1 534 760,32
11C1	P180	2148,72				
	P150	1562,60	294,50	546 491,87	2,528	1 381 531,44
12C1	P150	1562,60				
	P120	0,00	304,93	158 827,87	2,528	401 516,85
13C1	P120	0,00				
	P90	1685,07	351,69	197 540,75	2,528	499 383,01
14C1	P90	1685,07				
	P60	0,00	355,15	199 484,20	2,528	504 296,05
Total C1				35 673 643,26	2,528	90 182 970,26
Total B + C1				173 556 393,00	2,528	441 308 559,30

Les réserves géologiques du gisement sont donc évaluées à 441 308 559,30 tonnes. Elles peuvent satisfaire les besoins d'une cimenterie à module de production de 02 millions extensible graduellement à 6 millions de tonnes de ciment gris par an, pendant une durée de vie de 52 ans.

Les limites inférieures des réserves géologiques du gisement ont en beaucoup d'endroits (voir coupes géologiques) une forme plus ou moins ondulée. Afin que le plancher final de l'exploitation soit horizontal, la présente étude a pris le soin de rajouter les réserves en matière situées en dessous de ces limites tout en les arrêtant à la côte +400.

Constituant la continuité certaine des couches gisant à des niveaux supérieures mais n'ayant cependant pas été étudiées, ces dernières réserves sont classées en catégorie C2, donc considérées comme probables.

Ces mêmes réserves pourront constituer à l'avenir lointain une possibilité d'extension après leur exploration ; en profondeur et dans les mêmes limites du périmètre exploré en 2010/11, après avoir élucidé la question relative à l'eau.

Afin de les distinguer des réserves étudiées et classées en catégories B et C1, leur estimation est faite tel que dans le tableau n°4.

A propos de cette même estimation, il est à souligner que la précision atteinte par le biais des coupes intermédiaires dans le cas du calcul des réserves de catégorie C1, a fait ici défaut car les réserves n'étant point étudiées. [1]

Tableau I 4 : L'estimation des réserves probables (en C2)

N° Bloc	Coupes	Aire de section de coupe en m ²	Distance en m	Volume, en m ³	Poids vol, en t/m ³	Réserves en tonne
1C2	P60	0,00				
	P90	1990,10	290,52	289 081,92	2,528	730 799,09
2C2	P90	1990,10				
	P120	16184,47	305,56	2 429 132,34	2,528	6 140 846,55
3C2	P120	16184,47				
	P150	43023,15	302,03	8 617 444,19	2,528	21 784 898,91
4C2	P150	43023,15				
	P180	54682,8	293,01	14 314 410,20	2,528	36 186 828,99
5C2	P180	54682,8				
	P210	50617,64	316,57	16 667 480,14	2,528	42 135 389,79
6C2	P210	50617,64				
	P240	60015,44	286,81	15 865 336,83	2,528	40 107 571,51
7C2	P240	60015,44	600,00	12 003 088,00	2,528	30 343 806,46
Total C2				71 197 835,85	2,528	177 430 141,30

Donc en toutes catégories confondues, les quantités en matière contenues dans les limites du périmètre d'exploration, jusqu'à la cote +400 et avec un plancher final horizontal, seront de **618 738 700,50 tonnes**.

Remarque : Les réserves en toutes catégories confondues ont été calculées et estimées en considérant la masse volumique sèche de la matière, donc telle que livrable par la future carrière au ciment

CHAPITRE II

II-METHODE D'EXPLOITATION

CHAPITRE II

II-METHODE D'EXPLOITATION

II-1 INTRODUCTION

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé, autrement dit, un système d'exploitation qui caractérise le développement des travaux préparatoires de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les travaux de découverte et d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et dans le temps, ainsi que par le type et les paramètres des engins utilisés. Le déplacement des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation.

Le type et les paramètres des engins utilisés déterminent le mode de préparation, de chargement et de transport de la masse minière, c'est -à-dire la structure de la mécanisation complexe des travaux miniers.

Les éléments des systèmes d'exploitation sont composés de gradins d'enlevures, de plates formes de travail. Les terrils extérieurs.

Les paramètres qui définissent un système d'exploitation sont : la hauteur des gradins, la largeur d'enlevure, la largeur des plates-formes de travail, le nombre de gradins en activité, le nombre de rampes de liaison, la longueur des fronts de travail et les dimensions des terrils intérieurs ou extérieurs.

Les autres paramètres d'une méthode d'exploitation sont : La vitesse d'avancement des fronts de travail, la vitesse d'approfondissement, la productivité annuelle et les taux de perte et de dilution du minerai.

II-2 CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION

Dans le cas de Hammam Sidi Elhadj la méthode d'exploitation utilisée est une méthode transversale à un seul bord exploitable. (Selon La classification des méthodes d'exploitation de Rjvesky.

II-3 DETERMINATION DES PARAMETRES DES ELEMENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION

II-3-1 HAUTEUR DU GRADIN

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte de plusieurs facteurs tels que :

- ✓ Caractéristiques des excavateurs utilisés ;
- ✓ La stabilité des roches ;
- ✓ La nécessité de réaliser des tirs d'abattage ou non ;
- ✓ La capacité des terrils intérieurs (lorsqu'on emploie la méthode dite sans transport).

En général, lors de l'exploitation des gisements horizontaux et peu inclinés, la hauteur du gradin est déterminée en fonction de la puissance des couches de minerai et de stérile.

Dans le cas du gisement dressant et semi-dressant, la hauteur est définie par les indices de perte et de dilution du minerai, et la productivité de la mine à ciel ouvert.

Du point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins. Le prix de revient d'une tonne de minerai est minimisé avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté des roches la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (H_c).

- Roches tendres $H_g \leq H_{cmax}$.
- Roches dures $H_g \leq 1,5H_{cmax}$.

Dans le cas de la carrière Hammam Sidi Elhadj, la hauteur adoptée est de 15m

II-3-2 GRADINS ET PLATE FORME :

- La côte supérieure d'exploitation est +595 m, et la côte inférieure est +520m
- La hauteur des gradins est de 15 m.
- L'angle d'inclinaison des talus par rapport à l'horizontale est normalisé à environ 80°.
- La largeur de la plateforme de travail doit respecter les normes de sécurité pour que

L'activité de carrière ne présente pas un danger sur le personnel et les équipements.

Les paramètres de la plate forme sont

La largeur du tas : $B_t = 13$ m.

La largeur de la voie de transport qui dépend des paramètres suivants :

- a : largeur de la benne de camion = 3,60 m
- c : largeur de la bande de sécurité = 1,2 m

La largeur de la voie de transport = $a + 2 * c = 5$ m

La largeur du prisme éventuel d'éboulement $Z = 3$ m.

La largeur de l'enlevure : elle égale à la largeur de volée à tirer 4m

On conclut donc que la largeur pratique de la plateforme de travail, ne devra pas être

Inférieur à 25m.

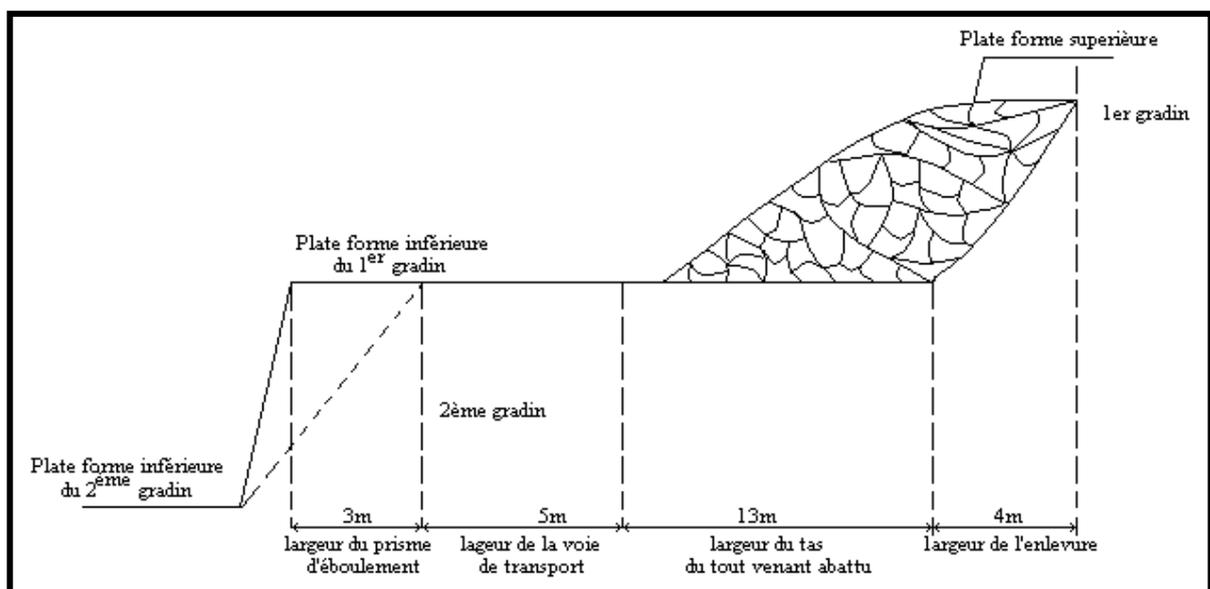


Figure II 1 : Schéma plateforme de travail

- BERMES :

Les bermes de sécurité seront limitées à une largeur de 5 m pour le premier niveau d'exploitation (+595m) et 10 m pour les niveaux d'exploitation sous-jacents (+580m, +565m, +550m et 535m).

- TALUS D'EXPLOITATION : Le talus des fronts d'abattages sera maintenu à un angle de 10° par rapport à la verticale.

-PISTE DE ROULAGE : la piste de roulage projetée reliant le lieu d'ouverture du gisement et le site concasseur aura une longueur de 2335m, une largeur de 12 m et une pente maximale de 8%.

II-4 PROGRAMME D'EXPLOITATION RECOMMANDÉ.

En vue d'atteindre les objectifs quantitatifs et qualitatifs et en fonction du relief du gisement, l'exploitation doit être menée de façon à obtenir une fragmentation désirable avec un minimum d'explosifs sur des niveaux différents et selon des vitesses d'avancement acceptables.

La sécurité des travaux doit être garantie à tous les niveaux.

L'exploitation s'effectuera par la méthode dite à ciel ouvert de haut en bas par gradins

successifs de 15 m de hauteur, en utilisant les substances explosives pour réaliser la désagrégation des roches.

Le plan de développement et d'exploitation du gisement de calcaire de « Hammam Sidi El Hadj » dans les limites du périmètre d'exploitation proposé et situé à l'intérieur du périmètre d'exploration, est décrit par les phases suivantes.

Phase 1 : Accès et ouverture du gisement au niveau +595m

Elle consiste à préparer le gisement pour qu'il soit exploité durant toute sa durée de vie avec rationalité et sécurité afin de garantir une alimentation régulière de la future station de concassage qui sera installée dans la partie sud du gisement. Pour cela, on projette de :

- Réaliser une piste d'accès et de roulage reliant le site concasseur au niveau d'exploitation +595m. Il est bien entendu que les aspects drainage des eaux pluviales et stabilité des parois doivent être pris en considération lors de la réalisation de la piste projetée.
- Réaliser l'ouverture du gisement au niveau +595m en dégagant ainsi une plateforme de travail de dimension 70m x 50m.

Le choix de la zone d'ouverture est fait en tenant compte de la partie sommitale du gisement, le degré d'étude de la zone d'ouverture classée en catégorie B ainsi que la proximité du sondage P240 S-2.

Les délais de réalisation de cette phase peut être estimée à six mois au maximum avec mis à disposition des moyens appropriés (Bulldozer, Brise-roche, explosif,...etc.) pour produire et dégager les remblais afin de réaliser l'ouverture du gisement.

Il est recommandé d'entamer la réalisation de ces travaux dès l'obtention des différentes autorisations administratives.

Phase 2 :

Cette phase consiste à développer les réserves exploitables du gisement situées sur les niveaux d'exploitation +595m, +580m, +565m, +550m, +530m et +520m.

Exploitation du niveau +595m

Après avoir réalisé l'ouverture du gisement, le front d'exploitation aura à se développer sur l'étendue du niveau jusqu'à la limite sud du périmètre d'exploitation (points limites 14 et 15), où une bande large de 5m sera abandonnée. La superficie d'avancement.

Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à 216 291m³, soit 540 728 tonnes. Ceci permettra d'alimenter la station de concassage durant environ deux mois et demi (0,20 an).

Exploitation du niveau +580m

Le front d'exploitation du niveau +580m va connaître une progression sur tout l'étendu du niveau d'exploitation pour atteindre le relief naturel. Pour le côté sud du gisement, une berme de sécurité large de 5m sera laissé entre le front d'exploitation du niveau +580m et celui du niveau sus-jacent (+595m). Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à 1 231 693 m³, soit 3 079 233 tonnes.

Ceci va assurer l'alimentation de la station de concassage durant presque une année et demie (1,37 ans).

Exploitation du niveau +565m

Le front d'exploitation du niveau +565m va connaître une progression sur tout l'étendu du niveau d'exploitation pour atteindre le relief naturel. Par contre dans la direction sud du gisement, une berme de sécurité large de 10m sera laissé entre le front d'exploitation du niveau +565m et celui du niveau supérieur (+580m). Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à 3 935 469 m³, soit 9 838 673 tonnes.

Ce qui va permettre d'assurer une alimentation régulière de la station de concassage pendant presque quatre ans (3,72 ans).

Exploitation du niveau +550m

Le front d'exploitation du niveau +550m va se développer sur la quasi-totalité de l'étendu du niveau d'exploitation pour atteindre le relief naturel.

Néanmoins, dans la partie Est du gisement le front de taille n'aura pas à atteindre le relief naturel du fait de la présence de la limite du périmètre d'exploitation matérialisée par les points limites n° 6,7 et ,8. Une bande large de 5m sera laissée entre l'arête supérieure du front d'exploitation et la limite Est.

Dans la partie sud du gisement, une berme de sécurité large de 10m sera laissé en place entre le front d'exploitation du niveau +550m et celui du niveau supérieur (+565m). La superficie du développement du gradin d'exploitation.

Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à

7 390 533 m³, soit 18 476 332 tonnes.

Ceci va assurer l'alimentation de la station de concassage durant presque sept ans (6,98 ans).

Exploitation du niveau +535m

Le gradin d'exploitation du niveau +535 se développera sur tout l'étendu du celui-ci et atteindre le relief naturel. Toutefois, une bande large de 5 m sera abandonnée dans la partie Est du gisement, entre le niveau +535 m et le niveau supérieur +550m d'une part et entre le niveau +535 m et la limite Est (en forme d'escalier) d'autre part.

Quant à la partie sud du gisement, la largeur de la berme à laisser entre le niveau +535m et le niveau +550m, est de 10 m.

Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à 11 553 604 m³, soit 28 884 011 tonnes.

Le tonnage à extraire garantira une alimentation régulière de la station de concassage durant presque onze ans (10,92 ans).

Exploitation du niveau +520m

Afin d'assurer les besoins prévisionnels en matière premières sur-dosées pour clôturer la première période de trente ans, le front d'exploitation du niveau +520 m aura à se développer sur les trois quart de la superficie totale du niveau +520m.

Le volume de roche calcaire à extraire durant cette phase s'élève à 728 409 m³, soit 1 821 023 tonnes. Ceci va assurer l'alimentation de la station de concassage durant presque sept ans (7,01 ans).

Les bermes de sécurité laissée en place ont pour objectif de maintenir la hauteur réglementaire du gradin à 15 m, de grader l'accès aux différents niveaux d'exploitation et assurer la stabilité des talus.

Il y a lieu de noter que Compte tenu de topographie du gisement et les limites du périmètre d'exploitation sollicité, les gradins se positionneront vers les parties Sud et Est du périmètre exploitable. [2]

Tableau II 1 : Tableau résume les phases d'exploitation ainsi que leur durée de vie.

PHASE	INTITULE DE L'OPERATION	RESERVES EXPLOITABLES			DUREE DE VIE (ANS)
		SUPERFICIE (M ²)	VOLUME (M ³)	TONNAGE (T)	
		1	Réalisation de la piste d'accès et ouverture du gisement		
2	Exploitation NIV. +595m	43 258	216 291	540 728	0,20
	Exploitation NIV. +580m	82 113	1 231 693	3 079 233	1,16
	Exploitation NIV. +565m	262 365	3 935 469	9 838 673	3,72
	Exploitation NIV. +550m	492 702	7 390 533	18 476 332	6,96
	Exploitation NIV. +535m	770 240	11 553 604	28 884 011	10,92
	Exploitation NIV. +520m	494 961	728 409	1 821 023	7,01
Total			31 752 000	79 380 000	30,00

Le plan de développement et d'exploitation prévoit d'extraire une quantité de roche de calcaire évaluée à 79 380 000 tonnes, qui garantira l'alimentation de la future chaîne de fabrication du ciment pendant trente (30) ans.

CHAPITRE III

**PROCESSUS DES TRAVAUX DE
FORAGE ET DE TIR**

CHAPITRE III

III-1 Le forage :

III-1-1 Généralités :

III-1-2 Choix du mode de forage :

Les principaux modes du forage mécanique sont :

- Forage percutant ; qui en nette régression vu son faible rendement
- Forage rotatif (à vis et à molette)
- Forage roto-percutant
- Forage à percussion rotative

Le choix du type de la sondeuse est fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité I_f)
- Le diamètre de forage.

III-1-3 Procédure de choix de la machine de forage

Le bon choix d'une machine est prédéterminant pour les futurs rendements et coûts de l'opération de forage incitant l'ingénieur des mines à lui accorder une grande importance. C'est un véritable problème de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur (Capp, F. M).

Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale

1. Énoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de pente de mine, écrasant la capacité, la géométrie de mine en termes de tonnage, la fragmentation, les vibrations , etc.

2. Basé sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).

3. Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).

4. Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.

5. Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer. Considérer la source d'énergie et choisir les caractéristiques. Les centres de coût importants sont peu, forent la dépréciation, le travail, l'entretien, la puissance, et les fluides. L'usage et les coûts de l'outil de forage sont critiques mais difficile pour projeter.

6. Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indisposent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.

7. Les points 4 et 6 sont les la plupart des étapes difficile à accomplir du procédé de conception entier, principalement en raison du manque de fiabilité actuel de la prévision d'exécution de forage et détermination de forabilité.

Dans le carrière de Hamam Sidi Elhadje les travaux de forage sont exécutés à l'aide de sondeuse Atlas Copco D50 et sondeuse Atlas Copco T35

Tableau III 1 : Caractéristiques techniques de Foreuse Atlas Copco D50

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
sondeuse Atlas Copco D50	-	-
Méthode de forage	Roto-percutant	-
Diamètre du trou	90 - 130	Mm
Type de mécanisme de translation	Sur chenilles	
Gamme de produits	Smart ROC	
Cabine	sécurise	
Taille du marteau perforateur	COP 44 Gold ; Q LX 35	
Profondeur de trou maximum	45	m
Moteur	287	KW
Hauteur	3500	mm
Longueur	11350	mm
Largeur	2500	mm
Poids	22300	Kg



Figure III 1 : Sondeuse Atlas Copco D 50

Tableau III 2 : Caractéristiques techniques de Foreuse Atlas Copco T35

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
sondeuse Atlas Copco T35	-	-
Méthode de forage	Roto-percutant	-
Diamètre du trou	64 - 115	mm
Type de mécanisme de translation	Sur chenilles	-
Gamme de produits	Power ROC	-
Cabine	sécurise	-
Taille du marteau perforateur	COP 1840+	-
Profondeur de trou maximum	25	m
Moteur	142	KW
Hauteur	3 300	mm
Longueur	9 100	mm
Largeur	2 360	mm
Poids	13 500	kg



Figure III 2 : Sondeuse Atlas Copo T35

Les plus parts des travaux de forage pour les tires a but de production sont réalisé à l'aide de sondeuse Atlas Copo D50.

La sondeuse Atlas Copo T35 utilisé pour les forages a but de crée une ouverture pour un niveau (pour les forages d'ouverture), et considérée comme une sondeuse de réserve.

III-2-1 chronométrages de la durée de cycle de Foreuse Atlas Copco D50

Tableau III 3 : chronométrages de la durée de cycle de Foreuse

	Trous 1 min	Trous 2 min	Trous 3 min	Trous 4 min	Trous 5 min	Moyen min
Temps de foration (min)	24	28	30	22	25	25.8

Temps cycle = 1,72 min = 0.029 heure pour foré un mètre de trou

III-2-2 Rendement de foreuse par post

$$R_{s/post} = T_p \times K_u / T_c$$

- T_p : durée d'un poste de travail de la chargeuse $T_p = 8h$.
- K_u : coefficient d'utilisation ; $K_u = 0,7-0,9$. on prend $K_u = 0.8$

$$R_{s/post} = 8 \times 0.8 / 0.029$$

$$R_{s/post} = 220.68 \text{ m/p}$$

III-3 Choix du type de la sondeuse :

III-3-1 Indice de forabilité :

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY.V.V qui se base sur la dureté et la densité de la roche par la formule suivante :

$$I_f = 0,007 * (\delta_{comp} + \delta_{dep}) + 0,7 \gamma$$

Où :

δ_{comp} : Résistance des roches à la compression ; Kgf/cm^2

on a : $\delta_{comp} = 70 \text{ MPa}$; $1 \text{ MPa} = 10 \text{ Kgf/cm}^2$ donc : $\delta_{comp} = 700 \text{ Kgf/cm}^2$

γ : la masse volumique, $\gamma = 2,6$

δ_{dep} : résistance des roches au cisaillement ; Kgf/cm^2 , elle est calculée par la formule suivante :

$$\delta_{dep} = (0,16 \div 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0,3 * 700 = 210 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$\text{Donc : } I_f = 0,007 * (700 + 210) + 0,7 * 2,6$$

$$I_f = 8,19$$

III-3-2 Classification des roches selon l'indice de forabilité :

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY.V.V est montrée dans le tableau III 4

Tableau III 4: classification des roches selon leurs indices de forabilité

Type de forabilité	I _f	Classe	Catégorie
Forabilité très facile	1-5	I	1, 2, 3, 4,5
Forabilité facile	5,1-10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1-15	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1-20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1-25	V	21, 22, 23, 24, 25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de forabilité calculé, notre roche est de forabilité facile (classe II, catégorie 9).

III-3-3 Indice de tirabilité :

L'indice de tirabilité ou la consommation spécifique étalon se calcul par la formule :

$$q_{et} = 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \sigma_{depl}) + 2\gamma, \quad \text{g/cm}^3$$

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

- σ_c : résistance à la compression des roches, $\sigma_c = 700 \text{ kgf/cm}^2$
- σ_{tr} : résistance à la traction des roches, kgf/cm^2

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \sigma_c ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{tr} = 0.12 * 700 = 84 \text{ kgf/cm}^2$$

- σ_{depl} : résistance au déplacement des roches, kgf/cm^2

$$\sigma_{\text{depl}} = 210 \text{ kgf/cm}^2 \text{ (voir 'indice de forabilité')}$$

$$q_{\text{et}} = 0,02 (700 + 84 + 175) + 2 * 2,7 = 25,08 ; \text{ g/cm}^3$$

$$q_{\text{et}} = \mathbf{25,08 \text{ g/cm}^3}$$

III-3-4 Classification des selon l'indice de tirabilité :

La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau III 5

Tableau III 5 : classification de la tirabilité de roches suivant leur consommation spécifique étalon.

Tirabilité	q _{et} , g/cm ³	classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10,1 – 20	II	6, 7, 8, 9,10
Difficile	20,1 – 30	III	11, 12, 13, 14,15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19,20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24,25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de tirabilité calculé, notre roche est de tirabilité de difficile (classe III, catégorie 13)

III-3-5 Diamètre des trous :

Le diamètre des trous détermine les principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse.

Dans les carrières modernes, on applique des trous de diamètres de 100 à 300mm. Le diamètre des trous est calculé par la formule suivante

$$D = K \cdot C$$

Où :

- K : coefficient qui tient compte de la tirabilité de la roche
K= 0,1 ; pour une tirabilité difficile

$K=0,2$; pour une tirabilité moyenne

$K= 0,3$; pour une tirabilité facile

- Pour notre cas, la tirabilité de la roche est difficile donc $K =0,1$
- C : dimensions admissibles des morceaux ; mm.

Les dimensions admissibles des blocs se choisissent d'après l'ouverture maximale du concasseur, pour notre cas ; $C = 1100$ mm

Donc le diamètre des trous est égal à :

$$D = 1100 \times 0,1 = 110 \text{ mm}$$

b- Choix du type de la sondeuse :

Le choix du type de la sondeuse dépend du mode de forage et de diamètres des trous. Le tableau III 6 représente le choix du type de la sondeuse.

Tableau III 6: choix du type de la sondeuse

Sondeuse	Diamètre du trou (mm)	Indice de forabilité
A molette	160	5-10
	190 ÷ 243	7-12
	243 ÷ 262	8-14
A vis	125	1-3
	160	1-6
Roto percutant	105 ÷ 125	6-15
	185	10-25
Thermique	200	10-25
	400 ÷ 180	12-25

III-3-6 Conclusion :

Avec une dureté de roche égale à 6 et d'après l'indice de forabilité et les deux classifications, le mode de forage conforme dans notre cas est le roto-percutant avec un marteau hors de trou et un diamètre de 105 à 125mm.

Recommandation :

La sondeuse utilisée pour le forage au niveau de la carrière de Hamam Sidi Elhadje répond aux normes car elle réalise des trous avec un diamètre de 1 à 172 mm ; au

diamètre conforme ; cela, a un grand impact, sur la fragmentation de la réduit la pourcentage des hors).

III-4 Abattage à l'explosif

L'abattage des roches par explosion est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kg/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

L'abattage de minier et de stérile de la carrière de Hamam Sidi Elhadje ce fait à l'explosif à l'aide des trous de mines sensiblement parallèles au talus du gradin.

Le tir à l'explosif est la seconde étape de l'abattage des roches après la foration. C'est un procédé très important, il consiste non seulement à choisir le type d'explosif en fonction des contraintes du milieu mais aussi à déterminer la quantité nécessaire dans le trou, sa répartition et son initiation.

Les opérations pour réaliser le tire dans la carrière de Hamam Sidi Elhadje sont

-Chargement des trous :

- Charge de pied : marmanit II en cartouche de diamètre 80mm

- Charge de colonne : Anfomil en vrac

- Bourrage : cuttings de foration

-Amorçage des trous de mine : Amorçage latéral au fond des trous par cordeau détonant de 12 à de 20 g/m.l.

- Initiation des trous de mine par détonateur micro retard (DMR).

-Mise à feu : électrique par exploseur

III-4-1 Les paramètres de tire:

Tableau III 4 : les paramètres de tire

I- DONNEES DE CALCUL		
GEOMETRIE	Hauteur gradin	15 m.
	Diamètre du trou	102 mm.
	Inclinaison du trou	10 °.
	Rapport de Maille	1.2
EXPLOSIF DE PIED Marmanit II	Densité	1.05 t/m ³
	CUP	1.33
	Weight Strength	1.33
	Coef. de tassement	1
	Vitesse détonation	4600 m/s
	Densité de chargement	0.65
	Diamètre cartouches	80 mm
EXPLOSIF DE COLONNE Anfomil	Densité	0.85 t/m ³
	CUP	1.27
	Weight Strength	1.27
	Coef. de tassement	1
	Vitesse détonation	3000 m/s
	Densité de chargement	0.85
	Diamètre cartouches	En vrac
ROCHE Calcaire moyen à dur	Poids Volumique	2.5 t/m ³
	Coefficient de foisonnement	1.50
	Résistance au tirage	0.35
	Vitesse de propagation ondes	3500 m/s
II- RESULTATS THEORIQUES		
MAILLE	Largeur de la Banquette	3.6 m.
	Largeur selon l'horizontale	3.5 m.
	Espacement des trous	4.2 m.
TROUS	Longueur totale	16.31 m.
	dont surforation	1.07 m.
	Longueur du bourrage	3.55 m.
	Longueur du pied	4.62 m.
	Longueur de la colonne	8.14 m.

CHARGES EXPLOSIFS	Charge linéaire de Pied	5.19 Kg/m.
	Quantité explosif de Pied	23.96 Kg.
	Charge linéaire de Colonne	6.82 Kg/m.
	Quantité explosif de Colonne	55.54 Kg.
	Quantité totale explosifs/trou	79.50 Kg.
Fragmentation et consommation spécifique	90-95% blocs inférieurs à	0.9 m. (Holmberg)
	Taille des plus grands blocs	1.18m (1/3 Banquette)
	Consommation spécifique	410 G/M ³

III-5 Débitage secondaire :

Tout tir d'abattage à l'explosif génère des blocs hors gabarits. On estime que le volume de ces roches représente 5% du volume abattu foisonné (44 332 m³), soit 2 217 m³

Le débitage secondaire des blocs hors gabarit générés par les tirs d'abattage à l'explosif est réalisé à l'aide d'un marteau brise roche monté sur pelle hydraulique de classe 25 à 30 tonnes.

L'opération de débitage permettra le dégagement des blocs stockés sur les plates-formes des différents niveaux d'exploitation.

CHAPITRE IV
IV-CHARGEMENT ET
TRANSPORT

CHAPITRE IV

IV-CHARGEMENT ET TRANSPORT

IV-1-CHARGEMENT :

IV-1-1 GENERALITES :

Le chargement des roches après l'abattage constitué un processus très important, contribuant au rendement d'une entreprise minière.

Parmi les engins de chargement on rencontre les chargeuses et les pelles hydrauliques.

Les avantages de l'emploi des chargements par chargeuse se résument en :

- Très mobile.
- Peuvent charger des gros blocs.
- Cout de l'achat relativement modérée.
- Qualification opératoire moyenne.

On retient certains inconvénients, en particuliers :

- Temps de cycle long.
- Limites d'utilisation pour les hauts gradins.
- Exigent un grand espace pour les manœuvres

Les avantages de l'emploi des chargements par chargeuse se résument en :

- Temps de cycle court.
- Force de pénétration élevée.
- Grand sélectivité.
- Bonne visibilité.

On retient certains inconvénients, en particuliers :

- Peu mobile.
- Durée de vie moyenne.
- Chères à l'achat.

IV-1-2 CHOIX DES ENGIN DE CHARGEMENT :

Le fonctionnement de la carrière set conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues et de leur choix, dépend pratiquement le choix des autres engins et leur mise en œuvre. La détermination du type d'engins d'excavation et de chargement se fait en considérant les facteurs suivants :

- La capacité du godet.
- Nature des roches.
- Mesure de sécurité.
- La puissance et la force d'attaque de l'engin.
- La méthode d'exploitation
- La production prévue de la carrière.

Dont l'adoption des engins de grandes capacités conditionnés par les dimensions des camions.

Dans la plupart des carrières, l'excavation la plus typique est celle des roches abattues à l'explosif. La taille dans ce cas est la surface du tas des roches abattues.

Le processus d'excavation se caractérise par la valeur de la résistance spécifique au creusement qui se détermine par la formule :

$$K_s = \frac{F_T}{S_c} \leq \frac{F_T}{h \cdot b} \text{ Kgf/cm}^2$$

Où F_T – la force tangentielle de résistance de la roche à l'excavation, kgf ;

S_c – la section transversale du copeau, cm^2

$$S_c = h \times b$$

Où h – la profondeur de pénétration de l'organe de travail dans la roche ;

b – la largeur du copeau à la base du godet, cm.

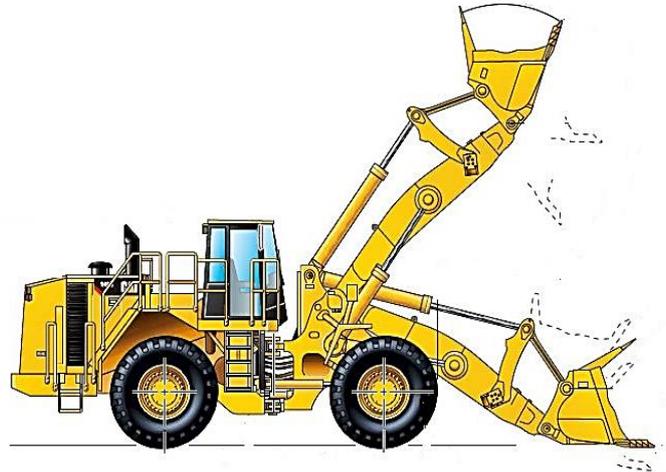
Il est évident que la résistance spécifique à l'excavation dépend en premier lieu des indices de la roche : les résistances à la compression, à la traction et au cisaillement (σ_c , σ_t et σ_d) et le poids volumique de la roche γ .

L'effort tangentiel F_T et la section transversale du copeau S_c et l'effort nécessaire de la chargeuse dépendent avant tout des degrés de la cohésion et de la granulométrie des roches abattues, ainsi que du poids volumique et de la résistance des morceaux dans le tas.

IV-1-3 CINEMATIQUE DES CHARGEUSES :

Il existe 2 types de cinématique principale :

- la cinématique parallèle (photo ci-contre) elle n'est plus guère employée sauf sur les machines de petite capacité et celles effectuant des travaux autres que l'extraction. L'avantage principal réside dans la bonne stabilité du godet grâce à ses attaches en 4 points sur l'équipement. Cette disposition favorise les capacités de levage au détriment du cavage en outre le parcours du godet est pratiquement rectiligne durant toute l'opération de levage. Par contre le nombre d'articulations et de biellettes augmente les coûts d'entretien. On utilisera cette cinématique sur des machines plutôt orientées vers la reprise de stock.



- La cinématique en Z est actuellement la plus répandue sur les machines de moyenne et grosse production. Le godet est attaché en 3 points à l'équipement. A machine de puissance égale la force de cavage est plus importante que sur une machine à cinématique parallèle. La cinématique en Z est parfaitement adaptée aux travaux d'extraction. On rencontre également des machines conçues avec une cinématique en Z mais dont le vérin de cavage est monté à l'envers du montage classique.

IV-1-4 CINEMATIQUE DES PELLES :

Une pelle hydraulique peut travailler en mode " rétro " l'extraction se fait alors sous le plan d'appui de la pelle et les matériaux sont "cavés" en rabattant et relevant simultanément le godet vers la pelle. En mode "butte" l'extraction se fait au-dessus du plan d'appui de la pelle. Le cavage des matériaux se fait en levant et en poussant simultanément les matériaux vers l'avant de la pelle. Ces modes requièrent des équipements particuliers. La plupart des machines sauf les très grosses unités à godets ouvrants peuvent être équipées en butte ou en rétro.

Equipement butte Les cinématiques fournies par les constructeurs sont théoriques. Elles sont définies par la géométrie des équipements :

A = portée maxi au sol

B = course plane maxi au sol

C = hauteur maxi de déversement

F = ouverture de la trappe

Equipement retro

A = portée maxi au sol

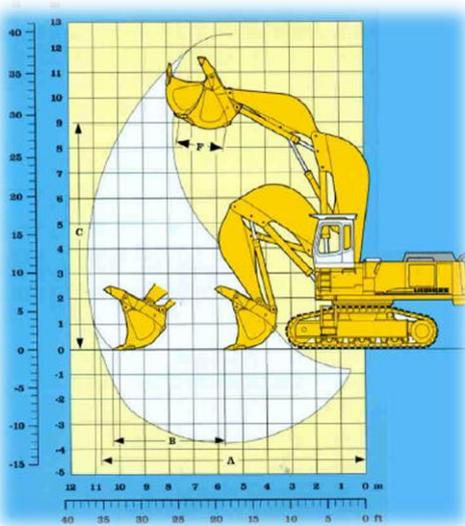
B = hauteur maxi

C = hauteur de déversement maxi

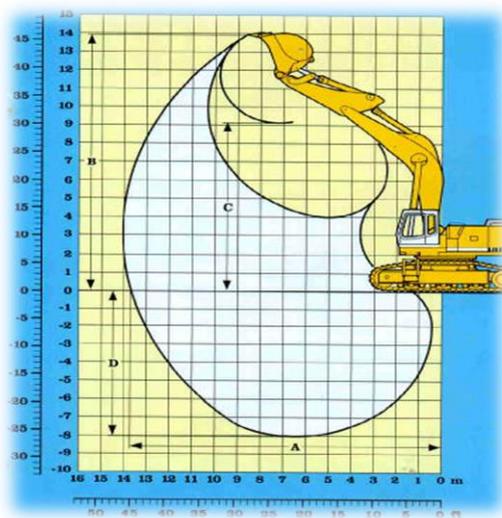
D = Profondeur maximale de cavage

La cinématique des pelles est dite en parallélogramme ou en parallèle En équipement " butte" on dit aussi "chouleur" les constructeurs calculent les vérins et la forme des éléments de la pelle, bras, balancier godet etc... de telle façon que la force de poussée sur la dent au moment de la pénétration dans le tas soit la plus constante possible sur toute la course de godet.

En mode "rétro" on privilégie l'effort de cavage. La plupart des constructeurs proposent des balanciers de longueurs différentes en fonction des conditions d'exploitation. En règle générale on doit vérifier que la plage d'extraction, course horizontale au niveau d'extraction, est égale au moins à 2 fois le rayon du godet.



Equipement butte



Equipement rétro

IV-1-5 .LES MOYENS DE CHARGEMENT EXISTANT AU NIVEAU DE CARRIERE HAMMAM SIDI ELHADJE

Réalisé à l'aide de : Pelle hydrauliques Caterpillar 375 et Chargeuse Caterpillar 990H

Tableau IV 1 : Caractéristiques techniques Chargeuse Caterpillar 990H

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Chargeuse Caterpillar 990H	- - -	- - -
Puissance du moteur diesel	468	KW
Vitesse de translation maxi avant	30	Km/h
Vitesse de translation maxi arrière	32	Km/h
Capacité du godet avec dôme	9	M ³
Rayon de braquage hors tout	10.34	M
Pois de l'engin	78.01	tonne
Largeur	4.61	m
Hauteur	5.07	m



Figure IV 1 : chargeuse CAT 990H

Tableau IV 2 : Caractéristiques techniques : Pelle hydrauliques Caterpillar 375

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Pelle hydrauliques CAT 375	---	---
Puissance du moteur diesel	319	KW
Vitesse de translation maxi avant	30	Km/h
Vitesse de translation maxi arrière	32	Km/h
Capacité du godet avec dôme	4.2	M ³
Rayon de braquage hors tout	10.34	M
Pois de l'engin	80	tonne
Largeur	3.48	m
Hauteur	4.89	m

La pelle hydraulique considérée comme une réserve. Ou lors de l'augmentation de la production.



Figure IV 2 : Pelle hydrauliques CAT 375

Tableau IV 3 : chronométrages de la durée de cycle de chargement Chargeuse

N°	Chargement du godet (sec)	Temps de déplacement (charge)	Déchargement du godet (sec)	Temps de déplacement (vide)	Temps de cycle (sec)
01	6	14	5	12	37
02	6	13	6	9	34
03	8	11	6	10	35
04	6	12	8	12	38
05	6	13	6	11	36
06	9	15	7	10	41
07	8	16	8	11	43
08	10	12	6	10	38
09	10	16	6	10	42
10	10	13	8	12	43
Moy	7,9	13,5	6,6	10,7	38,7

IV-1-6 CALCULE DES RENDEMENTS D'EXPLOITATION DE LA CHARGEUSE Caterpillar 990H

a) calcule du rendement d'exploitation par poste : Q_{exp} .

Q_{exp} : est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{exp} = \frac{3600 \cdot E \cdot Kr \cdot Tp \cdot Ku}{Tc \cdot Kf} \cdot m^3/p$$

- E : capacité du godet E = 9 m³ (voir tableau N° IV 1).
- Kr : coefficient de remplissage du godet, Kr = 0,9.
- Tp : durée d'un poste de travail de la chargeuse Tp = 8h.
- Ku : coefficient d'utilisation ; Ku = 0,7-0,9.on prend Ku = 0.5
- Tc : durée d'un cycle de chargement ; Tc = 38.7 s

– K_f : coefficient de foisonnement =1.3

$$Q_{\text{exp}(p)} = \frac{3600 \times 9 \times 0,9 \times 0,5 \times 8}{.38,7 \times 1,3}$$

$$Q_{\text{exp}(p)} = 2318.42 \text{ m}^3/\text{p}$$

b) calcule du rendement d'exploitation par jour $Q_{\text{exp}/j}$:

$$Q_{\text{exp}/j} = Q_{\text{exp}/p} \times N_p$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 2318.42 \times 2$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 4636.84 (\text{m}^3/\text{j})$$

c) calcule du rendement d'exploitation par an $Q_{\text{exp}/\text{an}}$:

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = Q_{\text{exp}/j} \times N_j \quad (\text{m}^3/\text{an})$$

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = 4636.84 \times 248$$

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = 1149936.32 (\text{m}^3/\text{an})$$

Tableau IV 4 : chronométrages de la durée de cycle de chargement par pelle hydraulique

N°	Chargement du godet (sec)	Déplacement du godet (sec)	Déchargement du godet (sec)	Retour au point initial (sec)	Temps de cycle (sec)
01	14	5	4	7	30
02	13	4	5	6	28
03	15	6	3	5	29
04	16	5	4	5	30
05	13	5	3	6	27
06	13	4	3	7	27
07	14	6	5	6	31
08	14	4	4	5	27
09	15	6	3	6	30
10	16	5	3	5	29
Moy	14.3	5	3.7	5.8	28.8

IV-1-7 CALCULE DES RENDEMENTS D'EXPLOITATION DE LA PELLE HYDRAULIQUE CAT375

d) calcule de rendement d'exploitation par poste : Q_{exp} .

Q_{exp} : est déterminée par la formule suivante :

$$Q_{exp} = \frac{3600 \cdot E \cdot Kr \cdot Tp \cdot Ku}{Tc \cdot Kf} \cdot m^3/p$$

- E : capacité du godet E = 4.2 m³ (voir tableau N° IV 2).
- Kr : coefficient de remplissage du godet, Kr = 0,9.
- Tp : durée d'un poste de travail de la chargeuse Tp = 8h.
- Ku : coefficient d'utilisation ; Ku = 0,7-0,9.on prend Ku = 0.3
- Tc : durée d'un cycle de chargement ; Tc = 28.8 s
- Kf : coefficient de foisonnement =1.3

$$Q_{\text{exp}(p)} = \frac{3600 \times 4.2 \times 0.9 \times 0.3 \times 8}{.28.8 \times 1.3}$$

$$Q_{\text{exp}(p)} = 872.3 \text{ m}^3/\text{p}$$

e) calcule du rendement d'exploitation par jour $Q_{\text{exp}/j}$:

$$Q_{\text{exp}/j} = Q_{\text{exp}/p} \times N_p$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 872.3 \times 2$$

$$Q_{\text{exp}/j} = 1744.6 \text{ (m}^3/\text{j)}$$

f) calcule du rendement d'exploitation par an $Q_{\text{exp}/\text{an}}$:

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = Q_{\text{exp}/j} \times N_j \quad (\text{m}^3/\text{an})$$

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = 1744.6 \times 248$$

$$Q_{\text{exp}/\text{an}} = 432660.8 \text{ (m}^3/\text{an)}$$

IV-2-TRANSPORT

IV-2-1 GENERALITES SUR LE TRANSPORT DANS LES MINES A CIEL OUVERT :

IV-2-1-INTRODUCTION :

Un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30÷70% (Kovalenko, 1974).

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc.

Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

Dans les exploitations à ciel ouvert contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des fosses minières. La grande efficacité du transport sur roue des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport.

Les mines à ciel ouvert posent généralement le problème de transport très particulier et cela pour plusieurs raisons :

- Les fonds des carrières et les points de déchargement des produits se déplacent de manière continue dans les limites de la carrière et des terrils ou remblais en minerais. Ce qui demande les ripages (déplacements latéraux et périodiques) des voies ferrées ainsi que la reconstruction et l'entretien des routes
- Les pentes considérables qu'il faut gravir en passant d'un gradin à l'autre dans un espace assez limité.
- Un grand tonnage à déplacer.

D'une façon générale, on distingue les types et les modes de transport : les types de transport déterminent l'itinéraire du matériel roulant, c'est ainsi que le transport du minerai et du stérile peut se faire soit par les mêmes voies (transport dit du type concentré), soit par des voies différentes (transport dit du type séparé ou dispersé). Le mode de transport détermine les caractéristiques de fonctionnement des principaux moyens de transport, ainsi on distingue :

- Les transports continus (bande transporteuse, transport hydraulique, transport aérien par câble...)
- Le transport discontinu cyclique (locomotive et wagons, camions et engins dérivés des camions, grues à câbles)

IV-2-1-2 TRANSPORT PAR CAMIONS :

Le transport par camion est le plus répandu dans les carrières contemporaines. Il est rationnel de l'appliquer lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières, et l'exploitation sélective.

- Le transport par camion offre les avantages suivants :
 - la souplesse d'utilisation permettant de s'adapter à tous les types d'exploitation pour n'importe quelle profondeur et structure du gisement.
 - la grande capacité de transport.
 - Diminution du rayon de braquage.
 - Possibilité de surmonter les pentes admissibles
 - Manœuvrabilité simple.

IV-2-2 ETUDE DE PROCESSUS DE TRANSPORT AU NIVEAU DE LA CARRIERE

Dans la carrière du Hamam Sidi Elhadje le type de camion utilise pour le transport de la matière est Caterpillar 775G de 42,23 m³ de capacité de benne pour le transport du minerai et de stérile.

Tableau IV 5 : Caractéristiques techniques de camion CAT 775G

N°	Caractéristiques techniques	Symbole	Valeur	Unité
1	CATERPILLAR775G	*	*	*
2	Puissance de volant moteur : Nette (SAE)	N	572	Kw
3	Capacité de la benne	V_b	42,23	m^3
4	Charge utile nominale	V_{ut}	64	T
5	Vitesse maximale en charge	V_{tr}	66.9	Km/h
6	Rayon de braquage maximal	R_b	23,5	M
7	Largeur hors tout	l_h	5,01	M
8	Hauteur hors tout	H_t	9,27	M
9	Charge utile maximal autorisée	V_{max}	76.7	T
10	Longueur du camion	L_h	10,15	M



Figure IV 3 : Camion CAT 775G

Tableau IV 6 : chronométrages de la durée de cycle de camion

Camion	Charge	Aller (min)	Attente (min)	Man (min)	Décharge (min)	Retour (min)	Attente (min)	Man (min)	Totale (min)
CAT775G-1	2.2	8	4	0.36	0.63	5.53	1.2	0.4	22,32
CAT775G-1	3	8.2	9	0.3	0.66	5.3	0	0.46	26,92
CAT775G-1	2.7	8.02	2	0.32	0.62	5.4	1	0.4	20,46
CAT775G-2	2.8	8.1	15	0.4	0.66	5.1	1.5	0.39	33,95
CAT775G-2	2.6	8.6	2	0.35	0.63	5.2	0.9	0.35	20,63
CAT775G-2	3	8	6	0.32	0.64	5.2	0	0.4	23,56
CAT775G-3	2.4	8.1	2	0.33	0.6	5.6	0.5	0.41	19,34
CAT775G-3	3	8.2	1	0.3	0.66	5.41	0	0.42	18,99
CAT775G-3	2.5	8.11	11	0.32	0.59	5.43	0.6	0.42	28,97
CAT775G-4	3	8.2	6	0.36	0.58	5.5	0	0.39	24,03
CAT775G-4	2.8	8	4	0.34	0.65	5.61	2	0.38	23,78
CAT775G-4	2.9	8.3	12	0.32	0.6	5.34	1	0.41	30,87
CAT775G-5	2.7	8.23	5	0.4	0.61	5.44	0.5	0.45	23,37
CAT775G-5	2.8	8.02	0	0.38	0.64	5.32	0	0.4	17,36
CAT775G-5	2.8	8.1	13	0.37	0.62	5.56	0.7	0.41	31,56
MOYEN	2,74668	8,11453	8,16133	0,340344	0,62062	5,395396	0,66	0,404024	24,458175

31,56

Tableau IV 7 : Caractéristiques techniques de camion CAT 770G

24,458

N°	Caractéristiques techniques	Symbole	Valeur	Unité
1	CATERPILLAR770G	*	*	*
2	Puissance de volant moteur : Nette (SAE)	N	384	Kw
3	Capacité de la benne	V _b	25.2	m ³
4	Charge utile	V _{ut}	38.64	T
5	Vitesse maximale en charge	V _{tr}	73.5	Km/h
6	Largeur hors tout	I _h	4.78	M
7	Hauteur hors tout	H _t	8.25	M
8	Longueur du camion	L _h	8.79	M

Dans notre stage en remarque que le camion CAT 770G faire 10 cycle par post pendant

15 jour ,pour cela en prenez cette valeur comme une valeur optimal.

IV-2-3 CALCUL DE RENDEMENT POSTIER DE CAMIONS CAT

770G

Le rendement des camions par poste de travail se déterminé par la formule suivante :

$$Rc/p_1 = Ncy \times G. ; m^3/p$$

Où :

Ncy : nombre de cycle du camion ; cycle/post

G : capacité de benne =25.2 (voir tableau N° IV 6)

$$Rc/p_1 = 10 \times 25.2$$

$$Rc/p_1 = 252 m^3/post$$

IV-2-4 CALCUL DE RENDEMENT POSTIER DES CAMIONS CAT

775G

Le rendement des camions par poste de travail se déterminé par la formule suivante :

$$Rc/p_2 = Ncy \times G. ; m^3/p$$

Où:

Ncy : nombre de cycle du camion ; cycle/heure.

Le nombre de cycle du camion se déterminée par la formule suivante :

$$N_{cy} = \frac{T_p \times K_u}{T_c} ; \text{cycle/poste}$$

Où :

Tp : durée d'un poste de travail ; Tp = 8h = 480 min.

Tc : durée d'un cycle du camion ; lors le stage pratique le temps d'un cycle moyen est de 33 min.

Ku : coefficient d'utilisation ; Ku = 0.7 – 0.9. On prend Ku = 0.8

Donc :

$$N_{cy} = \frac{480 \times 0.8}{19.92} \approx 19 \text{ cycle/poste}$$

G : capacité de la benne ; G = 42,23 m³ (voir tableau N° IV 5)

Donc :

$$Rc/p_2 = 12 \times 42.23 = 506.76 m^3/p.$$

IV-2-5 CALCUL DU RENDEMENT POSTIER TOTAL DES CAMIONS CAT 775G

Le rendement total d'exploitation est calculé suivant le nombre des camions existant dans la mine :

$$R_{\text{exp-tot2}} = N_{\text{camion}} * R_c / p_2 ; \text{ m}^3/\text{p}$$

Où :

N_{camion} : nombre de camion on service ; $N_{\text{camion}}=5$ camions.

Donc :

$$R_{\text{exp-tot2}} = 5 * 506.76 = 2533.8 \text{ m}^3/\text{P}$$

IV-2-6 CALCUL DU RENDEMENT POSTIER TOTAL DES CAMIONS

$$R_{\text{exp-tot}} = R_{\text{exp-tot2}} + R_c / p_1$$

$$R_{\text{exp-tot}} = 2533.8 + 252$$

$$R_{\text{exp-tot}} = 2785.8 \text{ m}^3/\text{P}$$

CHAPTER V
V-PARTIE SPECIAL

CHAPITER V

V-PARTIE SPECIAL

V-1 INTRODUCTION

Les processus de chargement et de transport revêtent une grande importance dans une mine à ciel ouvert, étant donné que les dépenses liées à ces deux processus peuvent absorber jusqu'à 70% du budget.

Dans le cadre de l'optimisation de l'extraction dans la carrière, le but de ce travail est d'optimiser les processus de chargement et de transport, l'optimisation de ce dernier (chargement et transport), peut passer par la minimisation du temps d'attente des camions ou des pelles, mais cette optimisation est plus complexe.

Dans un tel contexte, la gestion efficace de l'utilisation d'un ensemble d'équipement minier (chargement et transport), devient un facteur important dans le fonctionnement général de la mine.

Une des méthodes les plus fiables et réelles du calcul de la performance et du nombre optimal de camions dans la flotte est celle basée sur la théorie des files d'attente. Elle prend en considération le caractère aléatoire du temps de cycle du camion et de son chargement.[3]

V-2 OPTIMISATION DU PROCESSUS DE CHARGEMENT ET DE TRANSPORT A L'AIDE DE LA THEORIE DES FILES D'ATTENTE

La théorie des files d'attente fait partie de la théorie de la probabilité. Un système pouvant être décrit par cette théorie est composé de serveurs (un ou plusieurs) et de clients arrivant au service (figures 1 et 2). Les clients forment les files d'attente en attendant le service ou disparaissent du système sans être servis. Le temps de service ainsi que la fréquence des arrivées de clients au service sont les variables aléatoires. Cependant, leur moyenne et leur fonction de distribution doivent être connues. En général, les systèmes traités par cette théorie sont divisés en deux groupes (Gnedenko and König, 1983; König et al., 1985) :

- systèmes ouverts : le flux des clients arrivant au service est généré à l'extérieur du système ;

- systèmes fermés : les clients arrivant au service circulent dans le même système. Il n'y a pas de client de l'extérieur. Ces systèmes sont applicables aux systèmes analysés dans l'industrie minière, surtout pour le système pelle(s) – camions.

Les recherches (Gnedenko and König, 1983; König et al., 1985) ont démontré que l'arrivée des clients au service se fait de manière stochastique indépendante et elle représente souvent un événement de Poisson (la distribution de temps entre les arrivées est exponentielle).[5]

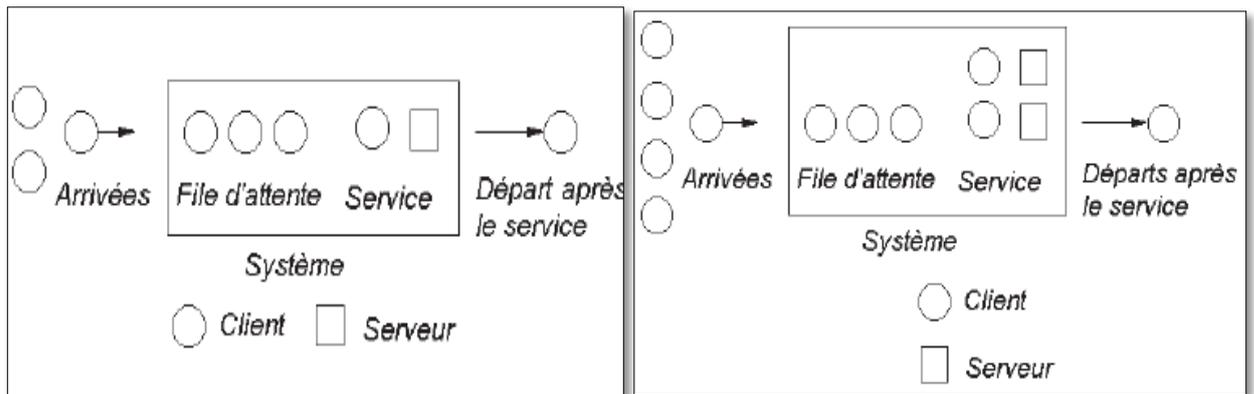


Figure v 1 : Le système des files d'attente avec un serveur. **Figure v 2 :** Le système des files d'attente avec plusieurs serveurs.

V-3 APPLICATION DE LA THEORIE ET METHODES DE CALCUL

Dans notre étude théorique, nous présentons la méthode en étudiant le phénomène d'attente, en élaborant le système d'attente dans un seul point de service

Lorsque l'on applique la théorie des files d'attente dans l'industrie minière à l'analyse du système pelle(s) – camions, on définit les pelles comme serveurs et les camions comme clients arrivant au service. Alors, L'excavateur ou chargeuse avec les camions fixés auprès de celui-ci peuvent être envisagés comme le système de file d'attente qui peut être dans k situations, où $k = 0, 1, 2, 3, 4, \dots, n$.

Dans notre cas, n est le nombre des camions desservant l'engin de chargement. Ces situations correspondent aux états suivants :

- 0 : tous les camions en activité, donc en déplacement ou au déchargement.
- 1 : un camion se trouve pour le chargement, et les autres $(n-1)$ se trouvent en activité.
- 2 : deux camions se trouvent près du lieu de chargement, et les autres $(n-2)$ sont en activité ; ...etc.

Chacun de $k = n+1$ situations peut-être exprimé par la formule suivante :

$$P_k = \frac{n!}{(n-k)!} \cdot \left(\frac{\lambda}{\gamma}\right)^k \cdot p_0 ; \quad (1)$$

Où :

P_0 : probabilité de la situation quand tous les camions sont en retard du parcours et du déchargement, autrement dit, P_0 correspondant à la probabilité des arrêts de l'engin de chargement.

λ : l'intensité d'accès des moyens de transport (camions) vers le lieu de chargement ;
heure qui déterminée par l'expression suivante :

$$\lambda = \frac{1}{t_c + t_{mc} + \frac{l}{v_{moy}} + t_d + t_{md}} ;$$

Où :

t_c : durée de chargement ;

t_{mc} : dures des manœuvres lors du chargement ;

t_d : durée de déchargement ;

t_{md} : durée des manœuvres lors du déchargement ;

l : distance de parcours ;

v_{moy} : vitesse moyenne ;

L'intensité de chargement est déterminée par l'expression suivante :

$$\gamma = \frac{1}{t_{chmoy}} ;$$

Où :

$t_{ch.moy}$ = durée moyenne de chargement, heure ;

Dans cette méthode, la particularité réside dans la manière de déterminer les normes de rendement des engins en introduisant dans les calculs le coefficient de temps morts de chaque engin entrant dans le complexe.

Le coefficient de temps mort de l'engin de chargement est donné par l'expression suivante :

$$K_e = \frac{1}{1 + \sum_{k=1}^n \frac{n!}{(n-k)!} \times \left(\frac{\lambda}{\lambda}\right)^{ki}} ; \quad (2)$$

Le coefficient de temps morts de l'engin de transport (camion) est donné par l'expression suivante :

$$K_c = \frac{\sum_{k=2}^n (k-1) \cdot P_k}{n} \quad (3)$$

D'après cette méthode nous pouvons établir la dépendance d'utilisation suivante :

Lors de la diminution du temps mort de l'excavateur ou la chargeuse (l'engin de chargement) et l'accroissement du nombre de camions qui desservent l'engin de chargement, et au contraire lors de la diminution des camions, augmente son temps mort, mais diminue les temps morts des camions qui attendent au point de chargement.

En conclusion, nous pouvons dire, que, si l'accroissement du nombre de camions diminue considérablement le temps mort de l'engin de chargement, elle provoque l'augmentation des frais sommairess des temps morts des engins.

En tant que données initiales pour l'utilisation de la méthode ci-dessus pour calculer le nombre optimal de camions, nous avons utilisé des données sur le fonctionnement de l'équipement à la carrière de Hammam Sidi Elhadj.

Le nombre optimal de camions est déterminé après plusieurs calculs des deux fonctions définies par les formules (2 et 3) en variant le nombre de camions dans le système. (L'ensemble de ces calculs sont effectuées à l'aide de logiciel Microsoft Excel.)

Pour la première dépendance qui définit par la formule (2), on observe qu'avec l'augmentation du nombre de camion, le coefficient de temps mort (**Ke**) de l'engin de chargement diminue, voir la figure (**Fig V3**) [4]

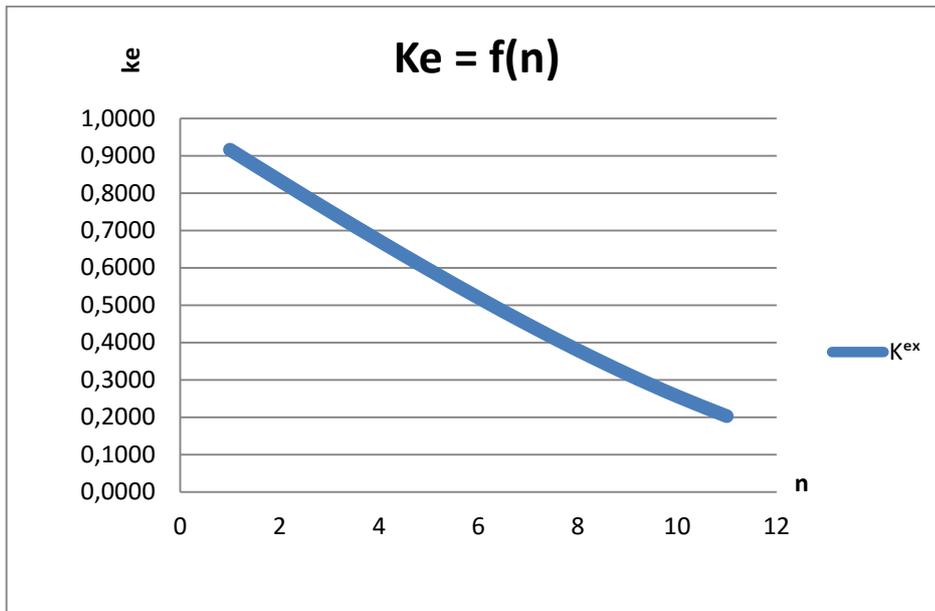


Figure V 3 : dépendance de k_e en fonction de (n) ($k_e = f(n)$)

Pour la deuxième dépendance qui définit par la formule (3), on observe qu'avec l'augmentation du nombre de camion, le coefficient de temps mort (**Kc**) de l'engin de transport augmente, voir la figure (**Fig V 4**)

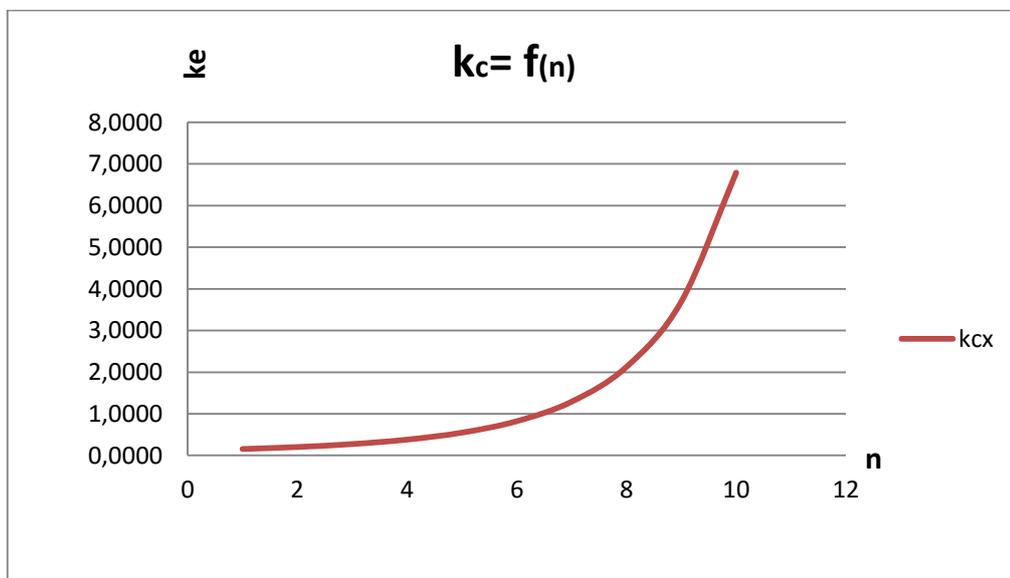


Figure V 4 : dépendance de k_c en fonction de (n) ($k_c = f(n)$)

Ensuite, la première dépendance (**Ke**) à combiner avec la deuxième (**Kc**), et l'intersection de ces derniers, nous pouvons établir un nombre optimal de moyens de transport qu'il faut affecter à l'engin de chargement et assurant un coefficient optimal

de temps mort de l'ensemble des deux processus. (camion- pelle). Voir la figure (Figure V 5)

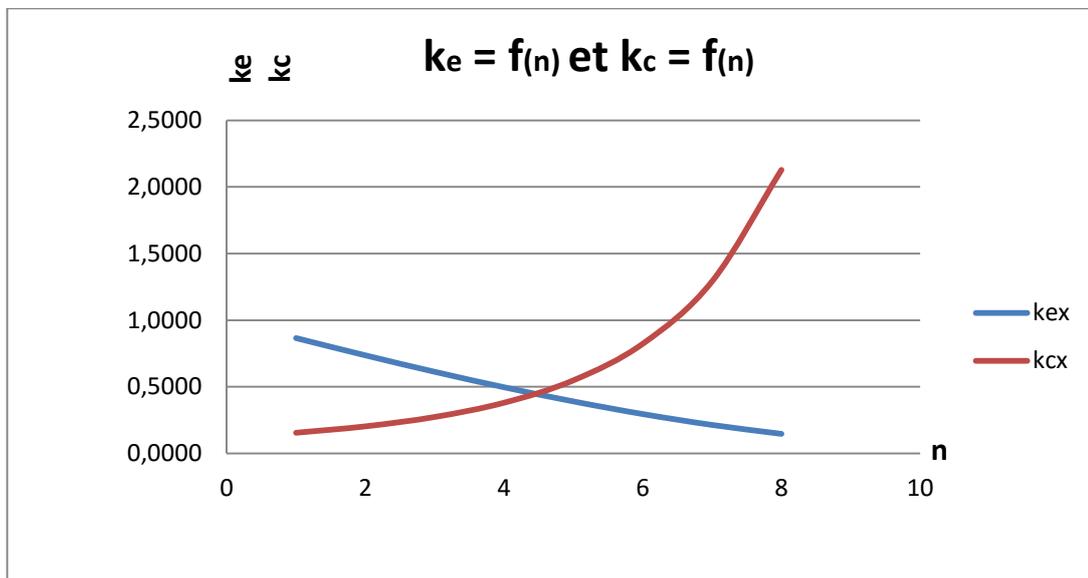


Figure V 5 : dépendance de variation des valeurs de ke et kc en fonction de (n).

On dispose maintenant des valeurs exactes pour le calcul du coefficient d'utilisation de la chargeuse ainsi que le facteur d'utilisation des camions :

Coefficient d'utilisation de la chargeuse :

$$K_{ue} = 1 - K_e ; \quad (4)$$

Coefficient d'utilisation de la chargeuse :

$$K_{uc} = 1 - K_c ; \quad (5)$$

Où :

K_e, K_c — les coefficients du temps mort de la pelle (K_e) et du camion (K_c) sont calculés selon les formules (2) et (3) respectivement.

En tenant compte de nouvelles valeurs des coefficients d'utilisation des engins de chargement et de transport, nous pouvons déterminer les rendements d'exploitation de l'équipement.

Le rendement d'exploitation de l'engin de chargement est le suivant :

$$R_e = \frac{3600 \cdot E \cdot K_r \cdot K_{u.e} \cdot (T_p - t_{re})}{K_f \cdot t_{cy,e}} ; m^3/p \quad (6)$$

Le rendement d'exploitation de l'engin de transport (camion) est :

$$R_c = \frac{60.G.K_g.K_{uc}.(T_p - t_c)}{t_{cy.c}} \quad ; \text{ t/p} \quad (7)$$

Où :

E : capacité du godet de l'engin de chargement (chargeur, excavateur) ; m³

t_{cy.e} : durée moyenne statistique d'un cycle de chargement ; sec.

K_r : coefficient de remplissage du godet ;

T_p : durée d'un poste ; heure.

t_{re,t_{rc}} : durée des pauses réglementées pour l'engin de chargement et de transport ; heures.

K_g : coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion.

t_{cy.c} : durée moyenne statistique d'un parcours ; minute

k_{u.e} : coefficient d'utilisation de l'engin de chargement, à cause de l'attente, de l'accès des camions pour le chargement.

K_{u.c} : coefficient d'utilisation du camion, à cause de l'attente au chargement.

G : capacité de charge de la benne du camion ; t.

Le tableau (V 1) représente les résultats du calcul du coefficient d'utilisations des moyens de chargement et de transport on fonction des coefficients des temps morts de ces derniers, ce qui nous permet de calculer ses rendements, en tenant compte de la distance de transport de 2100m et les résultats des observations de chronométrage des deux processus présentées dans le tableauV1 et d'après les observations enregistrées durant le cycle de production.

Tableau V 1 : résultats du calcul du coefficient d'utilisations

n	K _{ex}	k _{cx}	k _{ue}	k _{uc}	Re(m ³ /post)	Rc(t/post)
1	0,8657	0,1552	0,1343	0,8448	484,3449	258,3737
2	0,7361	0,2033	0,2639	0,7967	951,7395	338,4496
3	0,6126	0,2739	0,3874	0,7261	1397,135	455,983
4	0,4968	0,3807	0,5032	0,6193	1814,761	633,7814
5	0,3904	0,5486	0,6096	0,4514	2198,486	913,2978
6	0,2954	0,823	0,7046	0,177	2541,098	1370,113
7	0,2139	1,2913	0,7861	-0,2913	2835,023	2149,729
8	0,147	2,128	0,853	-1,128	3076,293	3542,65

En remarque que la valeur optimal des camions est 5 camions ,puisque la valeur de kue et la valeur de kuc sont les meilleurs (l'utilisation maximal de couple chargement et transport).

CHAPITRE VI

LA SECURITE DES TRAVAUX

MINIERS

CHAPITRE VI

LA SECURITE DES TRAVAUX MINIERES

VI-1 GENERALITES

Les accidents de travail et les problèmes qui en découlent ont des conséquences négatives sur les plans financier et humain.

La sécurité minière a pour but l'amélioration des conditions de travail et à leur sécurisation.

La sécurité de travail consiste à créer des conditions saines et sans dangers afin de sauvegarder la santé des travailleurs et préserver les équipements miniers.

Les mesures de sécurité agissent sur deux plans :

- ✓ Prévention contre les accidents de travail (A.T) ;
- ✓ Prévention contre les maladies professionnelles (M.P).

La prévention contre les A.T et les M.P consiste à éliminer le risque de dysfonctionnement du système < homme-travail >, pour cela une connaissance précise des aptitudes physiologiques de l'homme et nécessaires d'une part est d'autre part, il faut éliminer les facteurs accidentogènes liés au travail lui-même.

VI-2 LUTTE CONTRE LES ACCIDENTS

VI-2-1 CLASSIFICATION DES ACCIDENTS

Ils sont principalement classés en fonction des facteurs :

- ✓ Selon la catégorie de l'industrie ;
- ✓ Selon les suites et durées d'incapacité du travail ;
- ✓ Selon la cause elle-même. .[5]

VI-2-2 CAUSES DES ACCIDENTS

Un accident de travail est un événement matériel à caractère soudain et violent qui provient d'une cause extérieure pendant de travail. En outre s'ajoutent les maladies professionnelles qui sont les conséquences de :

- ✓ L'atmosphère nuisible dans les lieux du travail ;
- ✓ L'agent physique (bruits, chaleurs, vibrations,.....etc).

Dans la plus part des cas, on classe les causes d'accident en :

- ✓ Causes technologiques dues à l'imperfection du matériel ou à sa mauvaise exploitation ;
- ✓ Causes à caractère organisationnel dues à l'inobservation de la réglementation. .[5]

VI-3 CONSIGNES DE SECURITE

La mine doit avoir une ambulance pour le transport de blessés en cas d'accident de travail et un médecin de travail permanent pour les ouvriers durant le travail et pour les premiers soins en cas d'accidents.

Le port des casques, des chaussures de sécurité, des oreillettes de protection et de tampons est obligatoire. .[5]

VI-3-1 MESURES DE PROTECTION CONTRE L'ELECTROCUTION

Les moyens de protection individuelle :

- ✓ Bottes en caoutchouc ;
- ✓ Perche isolante ;
- ✓ Tapis isolants ;
- ✓ Pince isolante sous fusible ;
- ✓ Lunette de protection lors de la soudure à l'arc électrique. .[5]

VI-3-2 MESURES LORS DE LA MANIPULATION DES EXPLOSIFS

9-3-2-1 STOCKAGE DES EXPLOSIFS

Abandonner les explosifs dans un endroit sans surveillance est interdit, ces derniers doivent être stockés dans un lieu qui répond réglementairement aux services des mines.

Les dépôts des explosifs doivent être :

- ✓ Des dépôts souterrains ;
- ✓ Etanches à l'eau des intempéries ;
- ✓ Bien aérés ;
- ✓ à haute surveillance continue ;
- ✓ les amorces ordinaires ainsi que les détonateurs électriques doivent être stockés dans un lieu à part. .

VI-3-2-2 TRANSPORT DES EXPLOSIFS

Les explosifs ainsi que les détonateurs ne peuvent être transportés en aucun cas dans les mêmes caisses.

Le transport des explosifs vers le front de travail ne peut être effectué qu'après la fin des travaux de forage et après avoir retiré les sondeuses.

Avant le tir, les dispositions à prendre sont :

- ✓ l'évacuation des équipements miniers sur une distance sécurisée ;
- ✓ l'évacuation de tout le personnel à l'exception du bout feu devant exécuter le tir ;
- ✓ l'alerte au moyen d'une sirène ;
- ✓ la surveillance de toutes les issues sur des distances de sécurité en montrant des fanions rouges. .

VI-4 SECURITE AU NIVEAU DE LA CARRIERE DE HAMMAM

SIDI ELHADJE

VI-4-1 Sécurité individuelle :

Le personnel de la carrière sera doté d'équipement de sécurité (casque de protection, bottes et gants) ainsi que de masques anti-poussières et de chaussures de sécurité.

Seuls les personnes ayant une formation spéciale et en possession d'un document approprié sont autorisées à conduire les engins et à exécuter les tirs.

Il sera interdit au personnel de s'approcher des bords des gradins et d'abandonner les engins avec moteur en marche lors des travaux de réparations et d'entretien.

Les engins doivent être bien freinés.

Il sera interdit aux personnels de se livrer à toute opération sous lame, godet ou benne sans que les précautions indispensables soient prises au préalable.

Le personnel doit savoir manier les extincteurs et les premiers secours médicaux. . .[5]

VI-4-2 Sécurité collective :

Les travaux de chargement et de déchargement doivent se faire sur une aire horizontale. Les conducteurs d'engins devront se soumettre aux consignes :

Il faudrait qu'un coup de klaxon signifie arrêt.

Il faudrait que deux coups de klaxon signifient départ.

Après l'opération forage, les trous de mines seront obligatoirement fermés par des moyens convenables. Le transport et déchargement des matières explosives sont entourés de consignes spéciales de sécurité. Durant le chargement des trous et de la mise à feu, l'accès au chantier doit être formellement interdit aux personnes n'étant pas désignées.

Dans le cas d'un trou raté, il y a lieu de forer un ou deux trous distants l'un de l'autre de 01 mètre, l'explosion de ces derniers finira l'opération. . .[5]

VI-4-3 Sécurité des travaux de chargement :

Lors des travaux de manutention, l'opérateur de l'engin est obligé de klaxonner avec chaque fois un signal de fin de chargement de la matière.

La plate forme de chargement doit être assez spacieuse pour permettre aux engins des manœuvres faciles et une longue durée de vie de ces derniers. . .[5]

VI-4-4 Sécurité des travaux de transport :

Le chauffeur doit respecter les règles de conduite.

L'excès de vitesse est interdit . . . [5]

Conclusion générale

Conclusion générale

La mécanisation est une stratégie importante dans la conception et l'exécution des mines modernes.

Des objectifs de la mécanisation de mine sont variés, mais comprennent typiquement la sûreté améliorée, les conditions et la productivité de travail, et une réduction en coûts directs d'exploitation.

Afin de maximiser la production, il est possible de mécaniser les opérations et automatiser les équipements, les systèmes et les procédés.

Les processus de chargement et de transport c'est le maillon principale dans la mécanisation des processus d'exploitation minière revêtent une grande importance dans une mine à ciel ouvert, étant donné que les dépenses liées à ces deux processus peuvent absorber jusqu'à 70% du budget.

En recommandation finale, nous suggérons qu'avec le complexe de la mécanisation existant actuellement au niveau de la carrière de Hammam Sidi Elhadj, nous pouvons après une utilisation rationnelle, et une affectation adéquate, assurer une production en calcaire supérieure à celle programmée

D'apprêt notre étude en peut dire que le choix de matérielle de chargement et de transport dans le cas de carrière de Hammam Sidi Elhadje.

Lors de l'opération de chargement et de transport dans le cas de carrière de « Hammam Sidi Elhadj » les engins utilisé sont : 5 camion CAT 775G et 1 camion CAT 770, chargeuse CAT 990H et pelle CAT 375

Selon notre calcule il faut réduit le nombre de camion (la suppression de camion CAT 770) et utilisé la chargeuse CAT 990H seulement dans la plupart des cas de chargement. On signale aussi que après la progression des travaux d'exploitation la distance de transport sera variée et par conséquent le temps de cycle sera variée donc le nombre des moyennes de transport affectés sera aussi variée, pour cela on applique le théorème de file d'attente pour le choix du nombre optimal de camion en fonction de la variation de distance.

L'optimisation de la productivité d'un ensemble de moyens de transport et de chargement peut passer par la minimisation du temps d'attente des camions ou des pelles à la maximisation de la production.

Références Bibliographiques

Référence bibliographique

[1] RAPPORT D'EXPLORATION GEOLOGIQUE DE CARRIER DE
HAMMAM SIDI ELHADJE

[2] PLAN DEVELOPPEMENT GISEMENT H S E CILAS VERSION
FINALE

[3] Optimisation des systèmes pelles–camions en utilisant la théorie des
files d’attente D. Komljenovic, Hydro-Québec, Bécancour, Québec
J. Paraszczak and K. Fytas, Université Laval, Sainte-Foy,
Québec

[4] Mémoire de fin d’étude en vue de l’obtention d’un diplôme de Master

Thème : Structure de la mécanisation complexe gisement du phosphate
de Djebel Onk. Tébessa (Cas de Kef Essennoun)

Réalisé par : BOUKHELOUF. Idriss ABDELLAOUI. Moulet Imane

Encadré par : Mr. DEBBOUZ Mokhtar Université Larbi Tebessi – Tébessa

[5] ETUDE DANGERS SPA CILAS.