

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Polytechnique



Département de Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier

Système de rationalisation du couple chargement-transport dans
la Carrière de Chouf Amar M'Sila.

HANAFI Moncef Walid

SEDIRI Karima

Sous la direction de : M. Sami YAHYAOUI Docteur

Présenté et soutenue publiquement le : 21/06/2018

Composition du Jury :

| | | | |
|--------------------|--------------------------------|------------|-----|
| Président | M .Mohamed Aguid BACHAR ASSED, | Professeur | ENP |
| Promoteur : | M .Sami YAHYAOUI, | MCA | ENP |
| Examineur : | M .Rachid GACEM, | MAA | ENP |

ENP 2018

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Polytechnique



Département de Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier

Système de rationalisation du couple chargement-transport dans
la Carrière de Chouf Amar M'Sila.

HANAFI Moncef Walid

SEDIRI Karima

Sous la direction de : M. Sami YAHYAOUI Docteur

Présenté et soutenue publiquement le : 21/06/2018

Composition du Jury :

Président M .Mohamed Aguid BACHAR ASSED, Professeur ENP

Promoteur : M .Sami YAHYAOUI, MCA ENP

Examineur : M .Rachid GACEM, MAA ENP

ENP 2018

تحدثنا في المذكرات الحالية عن التناغم بين الكومة والحمل ، أيضا تحميل الزوجين ونقلهما.

يتم الاختيار العقلاني لقدرات التحميل والنقل مع معرفة مسبقة بـ: الاحتياطيات في الموارد المعدنية. الخصائص الفيزيائية والمعدنية للمعادن المفيدة. الإنتاج؛ التضاريس. مجموعة من الأجهزة المتاحة في السوق أو داخل الشركة. إن انتظار الشاحنات أمام المجارف هو ظاهرة تقلل من الإنتاج ولهذا طرحنا مفهوم الطابور من أجل حساب الأداء وتحديد خصائص النظام معترفًا بظاهرة الانتظار من أجل المساعدة المديرين في صنع القرار. يقترح نظام التوزيع كوسيلة فعالة لتنظيم العمل ، والاستخدام الأمثل لوسائل الإنتاج وتحسين الإنتاج. الكلمة الرئيسية: عقلاني ، تحميل ، نقل ، قائمة انتظار ، تفريق.

Abstract

In the present memoir we spoke about the harmonization between the heap and the load but also the couple loading and transport.

The rational choice of loading and transport capacities is made with a prior knowledge of: Reserves in mineral resources; Physico-mechanical and mineral properties of useful minerals; Production; Topography; Range of machines available on the market or within the company.

On operating levels the means of transport are served by the loading equipment. The means of transport of these levels must ensure the continuous operation of the loading machines in the rather difficult mining conditions and for this the setting up a couple load and well combined transport necessary

The waiting of the trucks in front of the shovels is a phenomenon which decreases the production and for this we introduced the notion of queue in order to calculate the performances and to determine the characteristics of the system admitting the phenomenon of waiting in order to help managers in their decision-making.

The dispatching system is proposed as an effective means for the organization of work, the best use of the means of production and the improvement of production.

Keyword: rational, loading, transport, queue, dispatching.

Résumé :

Dans le mémoire présent on a parlé de l'harmonisation entre le tas et le chargement mais aussi du couple chargement et transport.

Le choix rationnel des capacités de chargement et transport se fait avec une connaissance préalable de: Réserves en ressources minérales; Propriétés physico-mécaniques et minérales des minéraux utiles; Production; Topographie; Gamme des engins disponible sur le marché ou au sein de l'entreprise.

Sur les niveaux d'exploitation les moyens de transport sont desservis par les engins de chargement. Les moyens de transport de ces niveaux doivent assurer le fonctionnement continu des engins de chargement dans les conditions minières assez difficiles et pour cela la mise en place un couple chargement et transport bien combiné nécessaire

L'attente des camions devant les pelles est un phénomène qui diminue la production et pour cela on a introduit la notion de file d'attente afin de calculer les performances et de déterminer les caractéristiques du système admettant le phénomène d'attente afin d'aider les gestionnaires dans leurs prises de décisions.

Le système dispatching est proposé comme un moyen efficace pour l'organisation du travail, la meilleure utilisation des moyens de production et l'amélioration de la production.

Mot clé : rationnel, chargement, transport, file d'attente, dispatching

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail à :

Ma très chère mère et à mon très cher père.

A mon frère.

A toute ma famille.

A tous mes amis et toute ma promotion.

A tous mes professeurs.

A tous ceux qui de loin ou de près n'ont

Pas cessé de m'apporter leur soutien

Pendant mes années d'études.

Walid

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail à :

Ma très chère mère et à mon très cher père.

A mon frère et ma sœur.

A toute ma famille.

A tous mes amis et toute ma promotion.

A tous mes professeurs.

A tous ceux qui de loin ou de près n'ont

Pas cessé de m'apporter leur soutien

Pendant mes années d'études.

Karima

REMERCIEMENT

Nous tenons tout d'abord à remercier Dieu le tout puissant, qui nous a donné la force et la patience d'accomplir ce modeste travail.

Nous remercions également:

Notre encadreur Mr. YAHYAOUI Sami. Pour ses conseils,
ses orientations et son aide durant l'encadrement.

Les membres du jury Mr. BACHAR ASSED Mohamed Aguid et Mr. GACEM
qui avait la bienveillance d'évaluer et critiquer ce travail.

Tous les responsables et personnels de la Cimenterie Lafarge de Hammam Dalaâ (M'Sila).

Tous les enseignants du département de Génie Minier
pour leur dévouement et disponibilité.

A tout merci

Sommaire

Liste des tableaux

Liste des figures

| | |
|--|----|
| Introduction générale :..... | 14 |
| Chapitre 1..... | 15 |
| 1-Aperçu général sur la carrière et sa situation géographique :..... | 16 |
| 1-1. Généralités sur l'entreprise..... | 17 |
| 1-2. Historique :..... | 17 |
| 2. Situation géographique :..... | 19 |
| 2-2. Situation morphologique et infrastructure :..... | 19 |
| 2-3.Climat de la région :..... | 21 |
| 2-4.Pluviométrie :..... | 22 |
| 2-5.Température :..... | 22 |
| 2-6.Vents :..... | 22 |
| 3-Partie géologie :..... | 24 |
| 3-1. Géologie régionale..... | 24 |
| 3-2.GEOLOGIE DU GISEMENT..... | 25 |
| 3-2.1. Les travaux de recherche..... | 25 |
| 3-2.2. Structure du gisement..... | 25 |
| 2.3 Lithologie et stratigraphie..... | 26 |
| 3-4.CARACTERISTIQUES QUALITATIVES DE LA MATIERE..... | 28 |
| 3-4.1 Composition chimique..... | 28 |
| 3-5 RESERVES..... | 32 |
| Chapitre 4..... | 25 |
| Chapitre 4 : L'exploitation et ses indices technologiques..... | 38 |
| 4 .1.Introduction :..... | 38 |
| 4 .2. Travaux d'ouverture du gisement :..... | 38 |
| 4 .2.1. Généralités sur les tranchées..... | 38 |
| 4 .3. Méthode d'exploitation..... | 43 |
| 4 .3.1: Généralité..... | 43 |
| 4 .3.2: Choix de la méthode d'exploitation..... | 43 |
| 4 .3.3: Le système d'exploitation à ciel ouvert :..... | 44 |
| 4 .3.4 : Calcul des indices de la méthode d'exploitation..... | 47 |
| 4 .4. Travaux de préparation de la roche à l'extraction :..... | 49 |
| 4.4.1. Travaux de forage et de tir :..... | 49 |

| | |
|---|-----|
| 4.4.2. Les travaux de forage des trous de mine : | 57 |
| 4.5: chargement et transport | 65 |
| 4.5.1: Introduction : | 65 |
| 4.5.2: Chargement de la masse rocheuse : | 65 |
| 4.5.3 : Transport | 83 |
| Chapitre 5..... | 39 |
| 5- Traitement mécanique | 95 |
| 5- 1 -Concassage | 95 |
| 5- 1 -1. Préparation mécanique : | 96 |
| 5- 1 -2- La fragmentation : | 97 |
| 5- 1 -3-Principe de fonctionnement : | 97 |
| 6. Partie spéciale : | 99 |
| 6.1.Harmonisation : | 99 |
| 6.1.1.L'influence de la forme et de la granulométrie du tas sur le travail de la chargeuse | 99 |
| 6.1.2.L'influence de l'irrégularité de la plate-forme de travail sur le rendement de la chargeuse : | 101 |
| 6.1.3. L'influence du type de la roche sur le choix de moyen de chargement : | 102 |
| 6.2.Couple chargement / transport : | 103 |
| ❖ Les scénarios d'un système de chargement et transport..... | 104 |
| 6.3.théorie de files d'attente : | 106 |
| 6.3.1.Introduction aux files d'attente | 106 |
| 6.3.2.Origine de la théorie des files d'attentes | 107 |
| 6.3.3-.Notations et définitions générales..... | 107 |
| 6.3.4. Modèle de Files d'attente | 107 |
| 6.3.5- Le comportement d'une file d'attente | 110 |
| 6.3.6.Application de la théorie des files d'attente dans la carrière | 114 |
| 6.4. Le dispatching : | 121 |
| 6.4.1 Les différents types de dispatching : | 122 |
| 6.4.2 LES INFORMATIONS DES ACTIVITES JOURNALIES DE LA MINE A CIEL OUVERT : | 126 |
| 6.4.3. LE SUIVI DU TRAVAIL DES ENGINs : | 133 |
| 6.4.4 LA GESTION D'UN DISPATCH..... | 137 |
| 6.5. Conclusion : | 139 |
| 7. Aspect environnemental | 142 |
| 7.1. Impacts de l'exploitation à ciel ouvert sur l'environnement | 142 |
| 7.1.1. Impact sur l'eau | 142 |
| 7.1.2. Impact biologique..... | 142 |

| | |
|---|-----|
| 7.1.3. Impact sur le paysage | 143 |
| 7.1.4. Impact sur l'atmosphère | 143 |
| 7.1.5. Le bruit | 143 |
| 7.1.6. Impact lies aux vibrations | 144 |
| 7.1.7. Réduction de l'impact lié aux poussières : | 144 |
| Chapitre 8 | 143 |
| 8- Hygiène et sécurité | 146 |
| Chapitre 9 | 147 |
| 9- Conclusion Générale : | 148 |
| BIBLIOGRAPHIE | 149 |
| X- Bibliographie | 150 |

Liste des tableaux

Chapitre III :

| | |
|---|----|
| Tableau III.4. 1: La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C1..... | 28 |
| Tableau III.4. 2: La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C2..... | 29 |
| Tableau III.4. 3 : La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C3..... | 30 |
| Tableau III.4. 4 : La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour toutes les couches | 31 |

Chapitre IV :

| | |
|--|----|
| Tableau IV.4 1:Dépendance de la productivité des excavateurs de 8 m3 avec la granulométrie des roches abattues (Livre exploitation des carrières, KOVALENKO) | 52 |
| Tableau IV.4 2:Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC. | 54 |
| Tableau IV.4 3:Caractéristiques techniques du marteau perforateur de la sondeuse. | 55 |
| Tableau IV.4 4 : les caractéristiques des explosifs utilisés | 64 |
| Tableau IV.4 5: les types d'explosifs utilisés dans l'exploitation à ciel ouvert. | 65 |
| Tableau IV.5. 1:caractéristiques techniques de la chargeuse. | 78 |
| Tableau IV.5. 2:le temps de cycle de la chargeuse. | 80 |
| Tableau IV.5. 3Calcul du temps de cycle des camions. | 92 |
| Tableau IV.5. 4 : Calcul du nombre de camions nécessaire..... | 93 |

Chapitre V :

| | |
|--|----|
| Tableau V.1. 1Caractéristiques techniques du concasseur..... | 95 |
| Tableau V.1. 2Influence de la dimension des blocs du tas sur la capacité de remplissage (Kr) du godet..... | 99 |

Chapitre VI :

| | |
|---|-----|
| Tableau VI.1. 1: Influence de la productivité des excavateurs de 8m ³ par la granulométrie des roches abattues. | 99 |
| Tableau VI.1. 2: Influence de la dimension des blocs du tas sur le coefficient de foisonnement..... | 100 |
| Tableau VI.1. 3 : Le rendement de la chargeuse en fonction de la dimension des morceaux. | 100 |
| Tableau VI.3. 1: Le temps d'arrivée des dumpers à la chargeuse..... | 115 |
| Tableau VI.3. 2: le temps de chargement..... | 117 |
| Tableau VI.3. 3: le temps de chargement des camions. | 120 |

Liste des figures

Chapitre I :

| | | |
|---|---|----|
| Figure I. 1: Carrière de Chouf Ammar | Figure I. 2: Concasseur primaire | 16 |
| Figure I. 3 : Services et administration. | Figure I. 4: Services et administration. | 17 |

Chapitre II :

| | |
|---|----|
| Figure II.2. 1 : Situation géographique et infrastructure. | 21 |
|---|----|

Chapitre III :

| | |
|--|----|
| Figure III.1. 1 : Carte géologique régionale. | 24 |
| Figure III.1. 2: Plan structural schématisé montrant les failles et les secteurs | 25 |

| | |
|--|----|
| Figure III.5. 1 : .a. MNT de la topographie actualisée | 33 |
|--|----|

| | |
|---|----|
| Figure III.5. 2 : Fosse virtuelle et plancher d'exploitation (mur C3). | 34 |
|---|----|

| | |
|--|----|
| Figure III.5. 3: Intersection du solide représentant la matière avec le MNT du plancher d'exploitation | 34 |
|--|----|

| | |
|--|----|
| Figure III.5. 4: Solide final représentant les réserves exploitables. | 35 |
|--|----|

Chapitre IV :

| | |
|--|----|
| Figure IV.2 1 : creusement de la demi-tranchée d'accès. | 40 |
|--|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.2 2 : évacuation des déblais | 40 |
|--|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.2 3 : état final de la tranchée..... | 41 |
|--|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.3 1 : Figure qui schématise l'angle du talus et paramètres du gradin. | 45 |
|--|----|

| | |
|---|----|
| Figure IV.3 2 : La largeur de la plate-forme du travail. | 47 |
|---|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.3 3 : Vue de l'avancement des travaux d'exploitation dans la carrière de Chouf-Amar..... | 49 |
|--|----|

| | |
|---|----|
| Figure IV.4. 1 : La Sondeuse ATLAS COPCO. | 54 |
|---|----|

| | |
|---|----|
| Figure IV.4. 2: Schéma des paramètres de plan de tir. | 59 |
|---|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.5. 1: schéma explicatif sur le mode de travail en butte et en fouille..... | 67 |
|--|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.5. 2 : schéma qui montre les dimensions de travail de la pelle mécanique. | 68 |
|--|----|

| | |
|---|------------------------------------|
| Figure IV.5. 3: schéma qui montre les dimensions de travail de la dragline. ... | Erreur ! Signet non défini. |
|---|------------------------------------|

| | |
|--|----|
| Figure IV.5. 4: schémas des dimensions d'une chargeuse sur châssis à pneus articulé de marque LIEBHERR. | 71 |
|--|----|

| | |
|---|------------------------------------|
| Figure IV.5. 5 : Schémas des dimensions d'une chargeuse sur châssis à pneus articulé de marque CATERPILLAR..... | Erreur ! Signet non défini. |
|---|------------------------------------|

| | |
|--|----|
| Figure IV.5. 6: Schématisation des paramètres du chantier de travail de la chargeuse. | 72 |
|--|----|

| | |
|---|----|
| Figure IV.5. 7 : Chargement du tas des roches. | 76 |
|---|----|

| | |
|--|----|
| Figure IV.5. 8: Chargement de roches dans la carrière..... | 76 |
|--|----|

| | |
|---|----|
| Figure IV.5. 9 : chargeuse CATERPILLAR 990. | 77 |
| Figure IV.5. 10:Graphe : variation du temps de cycle de la chargeuse en fonction des temps de chargement du godet, de la marche, du déversement | 81 |
| Figure IV.5. 11 :Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de manœuvre. | 81 |
| Figure IV.5. 12: Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de déversement..... | 82 |
| Figure IV.5. 13: Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de manœuvre. | 83 |
| Figure IV.5. 14 : dumper CATERPILLAR 775E. | 85 |
| Figure IV.5. 15:l'élargissement de la chaussée suivant le rayon de courbure. | 91 |
| Figure IV.5. 16 : Largeur de voie de transport. | 91 |

Chapitre V :

| | |
|---|----|
| Figure V.1. 1:Vue générale du concasseur..... | 95 |
| Figure V.1. 2: Coupe transversale du concasseur. | 96 |

| | |
|--|-----|
| Figure VI.1. 1:.graphe du rendement de la chargeuse en fonction de la dimension des morceaux. | 100 |
| Figure VI.1. 2: Schéma des opérations d'exploitation possible pour les roches dures. | 102 |
| Figure VI.1. 3: schéma des opérations d'exploitation possible pour les roches tendre. | 103 |

| | |
|--|-----|
| Figure VI.2. 1: Schéma du scénario 1. | 104 |
| Figure VI.2. 2: Schéma du scénario 2. | 105 |
| Figure VI.2. 3:Schéma du scénario 3. | 105 |
| Figure VI.2. 4: Schéma du 2ème scénario 3..... | 106 |

| | |
|---|-----|
| Figure VI.3. 1: Structure générale d'un système de file d'attente..... | 108 |
| Figure VI.3. 2: Système de file d'attente avec un serveur unique..... | 109 |
| Figure VI.3. 3: Système de file d'attente à serveurs parallèles..... | 109 |
| Figure VI.3. 4: Système de file d'attente à S serveurs en série..... | 110 |
| Figure VI.3. 5: Le temps d'arrivée des dumpers à la chargeuse..... | 111 |
| Figure VI.3. 6: les constituants du système..... | 114 |
| Figure VI.3. 7: Graphe des instants d'arrivées..... | 116 |
| Figure VI.3. 8: Graphe du temps de chargement..... | 118 |
| Figure VI.3. 9: Structure générale d'un système de file d'attente M/M/1..... | 119 |
| Figure VI.3. 10: les paramètres de performance d'un système de file d'attente..... | 119 |
| | |
| Figure VI.4. 1: Image qui montre l'ordinateur et ses périphériques au centre de dispatche..... | 124 |
| Figure VI.4. 2: Image d'un appareil de radio..... | 124 |
| Figure VI.4. 3: Image qui montre l'appareil de radio et l'interface de transmission embarqué dans l'engin..... | 125 |
| Figure VI.4. 4: schéma de localisation et identification des engins et télécommunication entre l'ordinateur et l'engin..... | 126 |
| Figure VI.4. 5: Suivi du rendement de la production par le logiciel de dispatching de LOGIMINE..... | 127 |
| Figure VI.4. 6: plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE) pour l'affectation des tâches à l'engin..... | 128 |
| Figure VI.4. 7: affectation de tâche aux engins sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE)..... | 129 |
| Figure VI.4. 8: Envoi de la tâche affectée à l'engin sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE)..... | 129 |
| Figure VI.4. 9: La messagerie d'alerte sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE)..... | 130 |
| Figure VI.4. 10: La messagerie d'alerte sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE)..... | 132 |
| Figure VI.4. 12: fiche du rendement d'un engin sur le logiciel de dispatching LOGIMINE..... | 136 |
| Figure VI.4. 13: Rapport détaillé sur la production et la maintenance..... | 138 |
| Figure VI.4. 15: Rapport graphique fait le logiciel de dispatching..... | 139 |

Introduction générale :

L'industrie minière joue un rôle prépondérant dans l'économie nationale. La valorisation des ressources minières a été de tout temps un besoin vital pour la survie et le confort de l'homme. Les produits miniers bruts ou transformés demeurent de plus en plus indispensables dans toute la sphère de la vie matérielle et pratique des nations, des populations, de la biodiversité, de l'environnement et ainsi que pour la recherche scientifique et technique.

Parmi les processus principaux de l'exploitation des carrières on trouve le chargement et le transport qui influent considérablement sur le coût technique de l'extraction avec un taux de 40 à 60%.

Nous avons procédé à un stage expérimental de vingt-deux jours dans le but d'analyser, estimer et rationaliser les équipements miniers en l'occurrence la relation de couple chargement-transport dans la cimenterie de Lafarge à M'Sila.

Pour traiter notre sujet on a structuré notre travail de la manière suivante :

Chapitre 1 : aperçu général sur la carrière

Chapitre2 : La situation géographique de la carrière.

Chapitre3 : Géologie régionale et locale.

Chapitre 4 : Exploitation et ses indices technologiques

Chapitre 5 : Traitement (mécanique)

Chapitre 6 : Partie spéciale

Chapitre 7: Aspect environnemental

Chapitre 8 : Hygiène et sécurité

Chapitre 9 : conclusion générale

Chapitre 1

Aperçu général sur la carrière

1-Aperçu général sur la carrière et sa situation géographique :

Introduction :

Dans le but de l'élaboration du projet appelé Cimenterie de M'sila, en 2003 CETIM Boumerdès a fait l'étude des gisements de différentes concentrations .On distingue parmi ces gisements les plus riches comme (Chouf Amar, El Goutaia) et les moins concentrés (Bir Madhi Est, Bir Madhi Ouest).

Le site minier est constitué de :

La carrière : c'est la zone de l'exploitation minière à ciel ouvert par des moyens mécaniques et abatage à l'explosif.

La zone du premier traitement : elle comprend de puissants concasseurs pour le concassage du calcaire et de l'argile qui sont utilisés pour toutes les carrières et non seulement celle de Chouf Amar.

Les ateliers : Ils sont destinés pour la réparation et la maintenance des engins de la carrière.

Les bureaux : Situés aussi dans l'enceinte de l'usine, ils comprennent les principaux services liés à l'exploitation des carrières



Figure I. 1: Carrière de Chouf Ammar



Figure I. 2: Concasseur primaire



Figure I. 3 : Services et administration.

Figure I. 4: Services et administration.

La cimenterie est implantée à proximité du gisement de Chouf Ammar qui présente la source principale de matière riche en CaO.

La matière extraite du gisement de Chouf Ammar compose un pourcentage de [75 – 80] du mélange cru, le reste étant composé d'une matière alumineuse (Argile), siliceuse (Sable) et ferrugineuse (Minerai de fer).

1-1. Généralités sur l'entreprise

La société Spa Lafarge Ciment de Msila à laquelle appartient la carrière Chouf Ammar opérée par Lafarge qui est un groupe industriel français, leader mondial du ciment, le groupe est présent dans trois activités principales : Ciments (LCM, CILAS...), plâtre (COLPA), granulats et béton (LBA).

LCM exploite la Cimenterie de M'sila qui a une capacité de 5 (MT/an) de ciment gris, pour alimenter l'usine, LCM dispose de six carrières des matières premières : calcaire (Chouf Amar, Debil, El Goutaia), argile (Bir Madhi) et gypse (Chaiba -W.Biskra)

Notre stage a été effectué dans la calcaire Chouf Amar.

1-2. Historique :

Les travaux d'exploitation des calcaires ont commencés en 2003 à la carrière Chouf Ammar, dont la capacité de production est environ de 4 600 000 tonnes par an.

Avant le début d'exploitation l'évaluation des réserves totales est estimée à 232 millions de tonnes avec une durée de vie totale de 60 ans.

Il est obligatoire d'évaluer les réserves restantes de la carrière Chouf Amar car cela est nécessaire pour l'avenir de cimenterie Hammam Dalaa.

La planification de la cimenterie de M'sila est basée principalement sur les prévisions d'amélioration des techniques d'exploitation et d'optimisation de la qualité des produits pour mieux servir les besoins du marché algérien du bâtiment et de la construction, en plus du fait que certaines parties des dépôts calcaires étant incluses dans le gisement aient été exploitées,

la production varie d'une année à une autre selon les objectifs de société et la demande des clients.

Chapitre 2

Situation géographique

2. Situation géographique :

2-1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 (km) au Sud-Est de la capitale Alger, elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arreridj au Nord, Batna à l'Est, Biskra au Sud-Est, Djelfa et Médéa à l'Ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 (km²), elle comprend des aires géographiques varies, massif des Bibans et monts du Hodna au Nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas Saharien dans sa partie méridionale, la localité de Hammam Dalaa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins Nord celle-ci a la lisière occidentale de la chaîne du Hodna, plus précisément a 50 (km) au Sud de la localité d'El M'hir et 25 (km) au Nord-Ouest du chef-lieu.



Figure II. 1:Image de la situation de la carrière de Chouf Amar (Image avec Google Earth).

2-2. Situation morphologique et infrastructure :

Il est situé à 08 km au Sud-est de Hammam Dalaa au lieu dit Chouf Amar, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA), il est circonscrit dans un polygone ABCDE dont les coordonnées Lambert, d'après la feuille n° 140 et 141 au 1/50 000 (Fig II-7), sont les suivants.

Tableau II.2. 1 Coordonnees Lambert de gisement de Chouf Amar [1].

| Coordonnées | A | B | C | D | E |
|----------------------------|---------|---------|---------|---------|---------|
| X | 658,435 | 659,220 | 659,650 | 659,725 | 658,500 |
| Y | 290,485 | 290,290 | 289,965 | 289,000 | 288,955 |
| Superficie totale : 159 ha | | | | | |

Morphologiquement, le gisement de Chouf Amar fait partie d'un vase massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'angle de pendage de 10° a 15° (SNE -NSW -N75° et SSE - N 170 +).

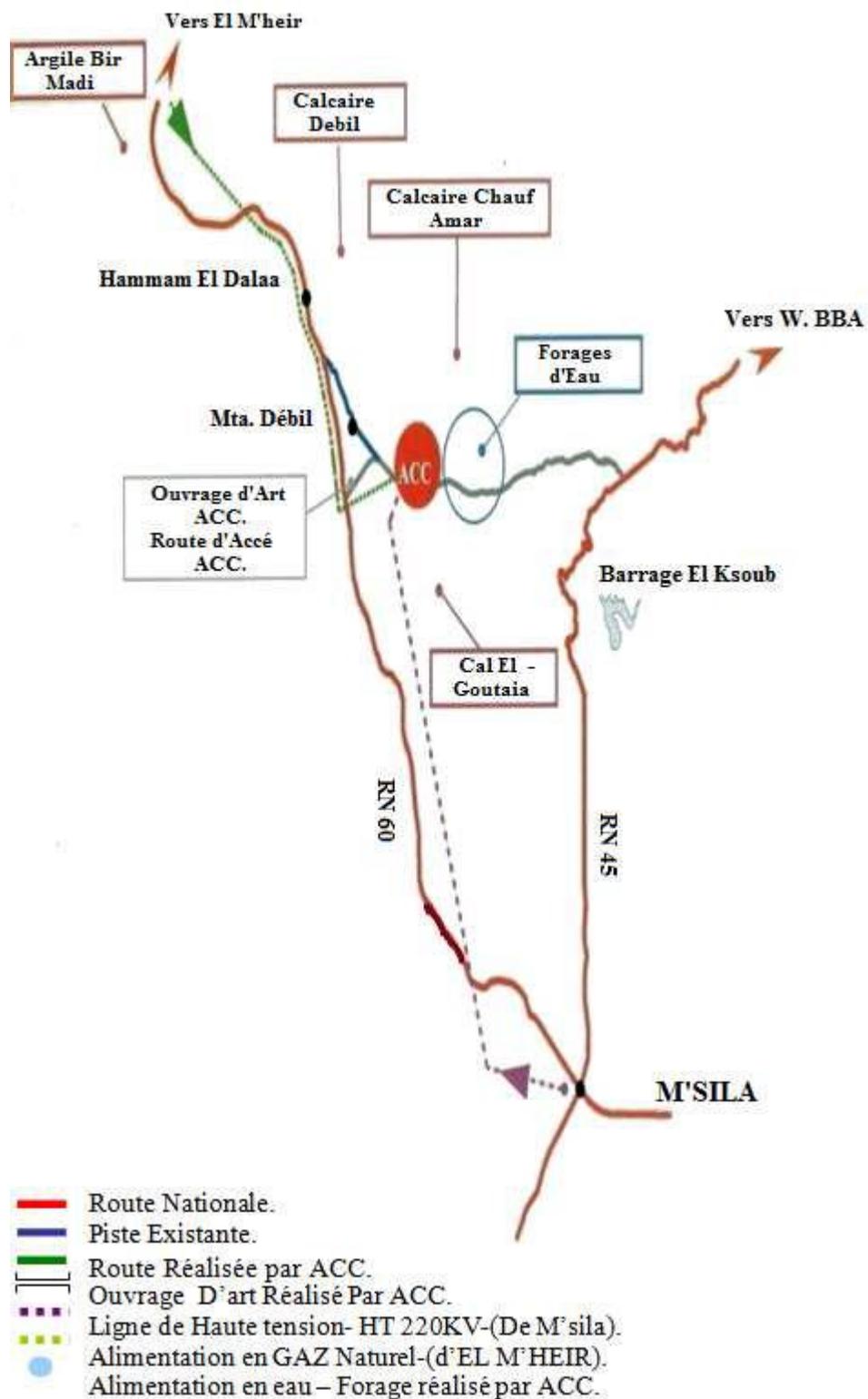


Figure II.2. 1: Situation géographique et infrastructure.

2-3. Climat de la région :

La région est soumise à un climat continental, sec et aride à semi-aride à forts écarts de température et fortement dominé par des influences désertiques, ceci est nettement défini par des données météorologiques enregistrées durant les dix dernières années (1989 – 1999) sur la station de M'sila située à 25 km de la région d'étude et dont les coordonnées sont les suivantes.

Tableau II.2.2 : Coordonnées géographiques de la région d'étude.

| M'sila | Coordonnées |
|-----------|-------------|
| Longitude | 04°30' E |
| Latitude | 35°40' N |
| Altitude | 441 (m) |

2-4.Pluviométrie :

Les moyennes mensuelles et annuelles des précipitations en (mm), (annees : 1989 à 1999 / source : ONM – Dar el Baidha) sont données que rarement des pluies d'origine méditerranéenne, qui se heurtent a l'écran forme par les chaines telliennes, le cumul annuel des précipitations moyennes est de 257 (mm).

La moyenne mensuelle annuelle de 21,4 (mm) traduit la faiblesse des précipitations atmosphériques sur la région, en effet des pluies débutent en automne avec une moyenne de 29,3 (mm), baissent en hiver, de moyenne avec 22,5 (mm), se relèvent légèrement au printemps avec une moyenne de 25,6 (mm) atteignant une moyenne de 8,2 (mm) en été.

Pour la région de Hammam Dalaa proprement dite, faute de station météorologique locale, le volume des précipitations doit être revu légèrement a la hausse compte tenu de son contexte géographique.

2-5.Température :

Par application de la méthode d'extrapolation mise au point par SELTZER, qui se base sur une diminution de la temperature minimale de 0,4 °C et maximale de 0,7 °C pour une élévation de 100 (m) les températures qui séviraient au lieu d'implantation du site d'usine de débit dont l'altitude est de 671 (m), sont données que des températures varient entre 0,4 °C pour des minimales et de 40 maximales que des climats sévissant dans la région de tempéré de type continental.

2-6.Vents :

D'après la répartition fréquentielle et les roses des vents mensuelles et annuelles correspondantes, on peut déduire que les vents dominant sont de direction Nord / Nord-ouest, les vents sont généralement calmes et soufflent avec une intensité moyenne annuelle enregistrée de 3,9 (m/s).

Chapitre 3

Géologie régionale, locale et caractérisation du terrain

3-Partie géologie :

3-1. Géologie régionale

La région du site fait partie du versant méridional des monts du Hodna, eux même compris dans l'Atlas tellien. Sur le plan géologique, la région est constituée de formations sédimentaires du secondaire et du tertiaire gisant sous forme monoclinale avec un pendage général vers le Sud. Les principales formations observées dans la région du site sont du plus ancien au plus récent :

- Crétacé inférieur : Les formations du crétacé qui affleurent au Sud du site sont composées essentiellement de calcaires et dolomies du Barrémo-Aptien et de dolomies, grès et argiles de l'Albien;
- Miocène inférieur : Il débute par une série continentale de marnes grises puis par des grès alternant avec des marnes et argiles. A la base se dispose une série essentiellement marneuse avec des grès et des calcaires à algues et huitres;

Du point de vue tectonique, la région à une structure simple avec des couches pendant uniformément vers le Sud sous un angle de 10 à 20°. La tectonique disjonctive est peu développée au niveau du site.

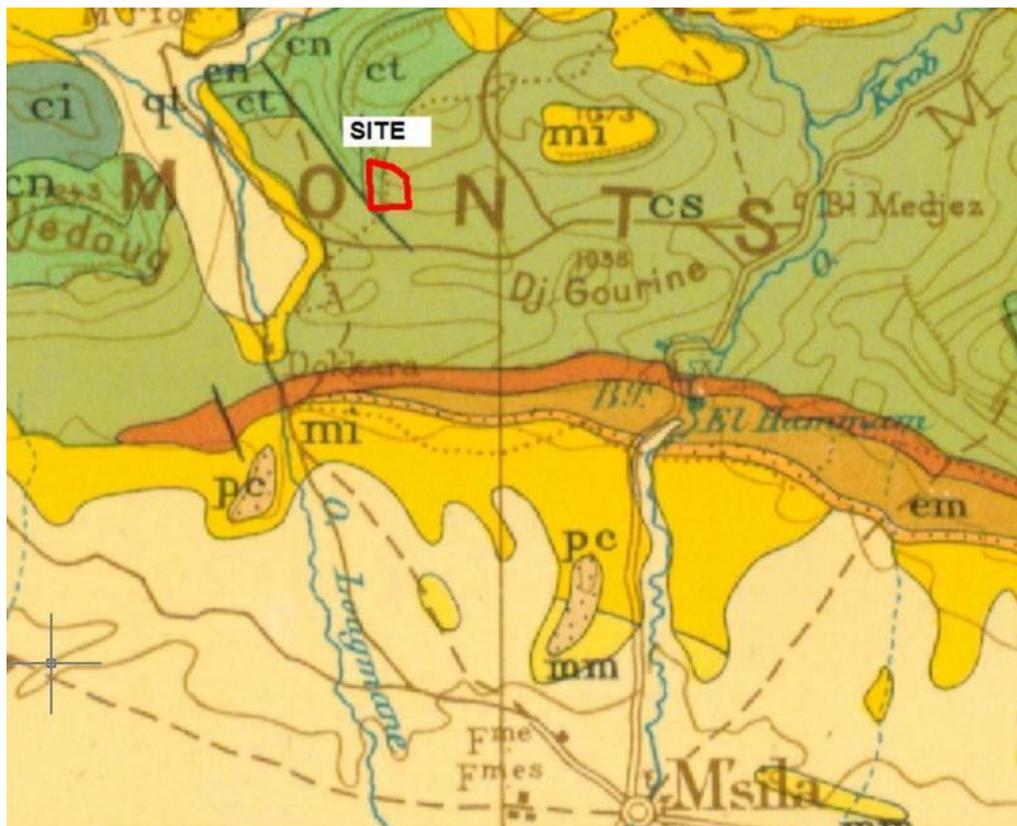


Figure III.1. 1 : Carte géologique régionale.

A noter que, du fait de la conjugaison du pendage des couches conforme à la pente topographique et l'existence de couches marno-argileuses jouant le rôle de « couches savon», d'importants glissements de terrain ont eu lieu dans la carrière.

2.3 Lithologie et stratigraphie

Le gisement est composé d'une formation marno-calcaire du crétacé supérieur (emsherien) reposant sur une puissante assise franchement marneuse (dénommée C4). La formation utile débute par une couche de calcaires assez bien individualisée (Couche N° 3 ou C3) puis une série représentée par une alternance de bancs allant des calcaires à des marnes couches (Couche N°1 ou C1 et Couche N°2 ou C2). Les caractéristiques de ces trois couches qui forment la matière utile sont décrites ci-dessous :

Couche 1 (C1) :

Elle forme la partie supérieure de la formation utile. Conventionnellement, sa limite inférieure est fixée au toit d'une couche marneuse repérable dans tous les sondages (sauf Ex-A1, A2 et Ex-B.1). Sa puissance maximale atteint 44.9 m (E.2). En moyenne, sur l'ensemble du gisement, la puissance est de 23.9m. Actuellement, elle est largement entamée par les travaux d'exploitation sur tout le gisement.

Couche N°2 (C2) :

Elle git sous la couche C1 et sa limite inférieure est fixée au toit de la couche franchement calcaire C3. Sa puissance atteint 40 m (C.6). En moyenne, sur l'ensemble du gisement, son épaisseur est de 29.6 m.

Couche N°3 (C3) :

Elle forme la partie inférieure et sa limite inférieure est fixée au toit de la série marneuse inférieure (couche C4). Sa puissance varie de 9.2 m (Ex.A1) à 20.8 m (C.2) mais cette dernière valeur pourrait être due aux failles qui affectent cette zone car en moyenne, sur l'ensemble du gisement, la puissance n'est que de 16.05 m.

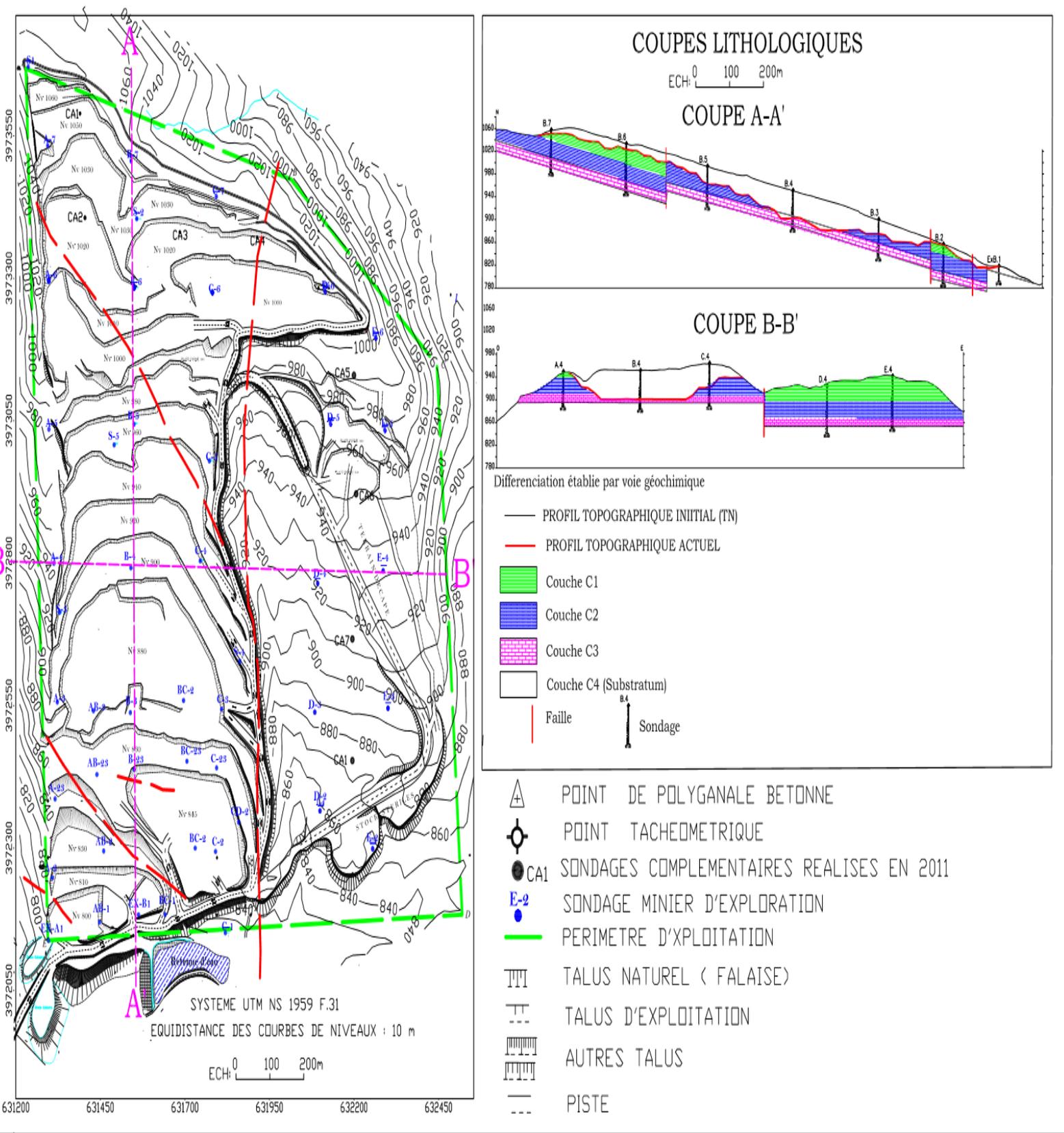


Figure II.3. 1:Figure II.3. 2Coupe lithologique

3-4.CARACTERISTIQUES QUALITATIVES DE LA MATIERE

3-4.1 Composition chimique

La composition chimique et les paramètres statistiques généraux sont donnés dans le tableaux ci-dessous par couches et secteurs. Les calculs ont été effectués sur les analyses brutes. Les moyennes sont systématiquement pondérées par les longueurs des échantillons.(n=nombre d'échantillons, V=Coefficient de variation en %).

Couche C1

Tableau III.4. 1: La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C1.

| Elément | Sect. | n | Min | Max | Moy | Sigma | V% |
|--------------------------------|-------|-----|-------|-------|-------|-------|--------|
| PF | 1 | 45 | 20.88 | 43.00 | 40.22 | 3.84 | 9.54 |
| | 2 | 122 | 15.66 | 43.54 | 38.81 | 7.62 | 19.64 |
| | 1+2 | 167 | 15.66 | 43.54 | 39.13 | 6.85 | 17.51 |
| SiO ₂ | 1 | 45 | 1.29 | 36.00 | 5.73 | 6.30 | 109.99 |
| | 2 | 122 | 0.73 | 48.51 | 7.08 | 10.63 | 150.18 |
| | 1+2 | 167 | 0.73 | 48.51 | 6.77 | 9.68 | 142.97 |
| Al ₂ O ₃ | 1 | 45 | 0.39 | 15.48 | 2.01 | 2.57 | 127.80 |
| | 2 | 122 | 0.36 | 17.29 | 2.97 | 4.76 | 160.45 |
| | 1+2 | 167 | 0.36 | 17.29 | 2.74 | 4.31 | 157.02 |
| Fe ₂ O ₃ | 1 | 45 | 0.48 | 4.57 | 1.12 | 0.70 | 62.89 |
| | 2 | 122 | 0.36 | 9.82 | 1.46 | 1.82 | 124.21 |
| | 1+2 | 167 | 0.36 | 9.82 | 1.38 | 1.60 | 116.03 |
| CaO | 1 | 45 | 19.00 | 52.85 | 48.59 | 6.11 | 12.58 |
| | 2 | 122 | 8.20 | 54.02 | 47.09 | 10.91 | 23.17 |
| | 1+2 | 167 | 8.20 | 54.02 | 47.43 | 9.87 | 20.82 |
| MgO | 1 | 45 | 0.59 | 2.66 | 1.25 | 0.47 | 37.50 |
| | 2 | 122 | 0.36 | 2.61 | 1.14 | 0.48 | 42.21 |
| | 1+2 | 167 | 0.36 | 2.66 | 1.16 | 0.47 | 40.77 |
| SO ₃ | 1 | 45 | 0.07 | 1.19 | 0.53 | 0.33 | 62.25 |
| | 2 | 122 | 0.07 | 3.84 | 0.82 | 0.90 | 109.50 |
| | 1+2 | 167 | 0.07 | 3.84 | 0.76 | 0.81 | 106.88 |
| K ₂ O | 1 | 45 | 0.04 | 1.36 | 0.20 | 0.24 | 119.30 |
| | 2 | 122 | 0.02 | 2.24 | 0.30 | 0.51 | 169.02 |
| | 1+2 | 167 | 0.02 | 2.24 | 0.28 | 0.45 | 163.79 |
| Na ₂ O | 1 | 45 | 0.00 | 0.20 | 0.11 | 0.08 | 69.67 |
| | 2 | 122 | 0.01 | 0.21 | 0.08 | 0.08 | 102.94 |
| | 1+2 | 167 | 0.00 | 0.21 | 0.08 | 0.08 | 93.56 |
| Cl | 1 | 45 | 0.009 | 0.055 | 0.018 | 0.010 | 54.23 |
| | 2 | 122 | 0.004 | 0.134 | 0.018 | 0.017 | 93.39 |
| | 1+2 | 167 | 0.004 | 0.134 | 0.018 | 0.015 | 84.09 |
| CO ₃ | 1 | 45 | 32.72 | 96.30 | 88.99 | 10.94 | 12.29 |
| | 2 | 122 | 15.18 | 98.19 | 85.96 | 20.04 | 23.31 |
| | 1+2 | 167 | 15.18 | 98.19 | 86.66 | 18.11 | 20.90 |

Couche C2

Tableau III.4. 2: La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C2.

| Var | Sect. | n | Min | Max | Moy | Sigma | V% |
|--------------------------------|-------|-----|-------|-------|-------|-------|--------|
| PF | 1 | 83 | 27.69 | 41.13 | 38.54 | 3.23 | 8.38 |
| | 2 | 124 | 25.73 | 42.00 | 38.16 | 3.68 | 9.64 |
| | 1+2 | 207 | 25.73 | 42.00 | 38.31 | 3.50 | 9.14 |
| SiO ₂ | 1 | 83 | 3.44 | 21.88 | 7.18 | 4.77 | 66.44 |
| | 2 | 124 | 2.21 | 25.48 | 7.60 | 5.11 | 67.28 |
| | 1+2 | 207 | 2.21 | 25.48 | 7.44 | 4.97 | 66.80 |
| Al ₂ O ₃ | 1 | 83 | 1.21 | 9.55 | 2.95 | 1.96 | 66.52 |
| | 2 | 124 | 0.67 | 11.32 | 3.17 | 2.19 | 69.10 |
| | 1+2 | 207 | 0.67 | 11.32 | 3.09 | 2.10 | 68.07 |
| Fe ₂ O ₃ | 1 | 83 | 0.81 | 3.53 | 1.32 | 0.67 | 50.56 |
| | 2 | 124 | 0.73 | 4.18 | 1.40 | 0.76 | 54.56 |
| | 1+2 | 207 | 0.73 | 4.18 | 1.37 | 0.73 | 53.05 |
| CaO | 1 | 83 | 30.00 | 51.07 | 46.91 | 5.14 | 10.95 |
| | 2 | 124 | 25.22 | 52.17 | 46.49 | 5.59 | 12.02 |
| | 1+2 | 207 | 25.22 | 52.17 | 46.65 | 5.40 | 11.58 |
| MgO | 1 | 83 | 0.77 | 3.25 | 1.06 | 0.53 | 49.41 |
| | 2 | 124 | 0.68 | 4.04 | 1.12 | 0.59 | 52.62 |
| | 1+2 | 207 | 0.68 | 4.04 | 1.10 | 0.56 | 51.33 |
| SO ₃ | 1 | 83 | 0.13 | 2.96 | 1.12 | 0.46 | 40.77 |
| | 2 | 124 | 0.11 | 3.15 | 1.13 | 0.51 | 44.96 |
| | 1+2 | 207 | 0.11 | 3.15 | 1.13 | 0.49 | 43.29 |
| K ₂ O | 1 | 83 | 0.13 | 1.04 | 0.39 | 0.21 | 53.50 |
| | 2 | 124 | 0.09 | 1.26 | 0.42 | 0.23 | 55.13 |
| | 1+2 | 207 | 0.09 | 1.26 | 0.41 | 0.22 | 54.47 |
| Na ₂ O | 1 | 83 | 0.00 | 0.21 | 0.12 | 0.07 | 57.01 |
| | 2 | 124 | 0.01 | 0.20 | 0.09 | 0.08 | 85.01 |
| | 1+2 | 207 | 0.00 | 0.21 | 0.10 | 0.08 | 73.01 |
| CL | 1 | 83 | 0.004 | 0.330 | 0.017 | 0.036 | 204.79 |
| | 2 | 124 | 0.008 | 0.041 | 0.018 | 0.007 | 39.81 |
| | 1+2 | 207 | 0.004 | 0.330 | 0.018 | 0.023 | 132.58 |
| CO ₃ | 1 | 83 | 59.61 | 92.51 | 85.62 | 8.27 | 9.66 |
| | 2 | 124 | 52.82 | 95.65 | 85.18 | 9.21 | 10.82 |
| | 1+2 | 207 | 52.82 | 95.65 | 85.35 | 8.83 | 10.34 |

Couche C3

Tableau III.4. 3 : La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour la couche C3.

| Var | Sect. | n | Min | Max | Moy | Sigma | V% |
|--------------------------------|-------|-----|-------|-------|-------|-------|-------|
| PF | 1 | 48 | 38.04 | 42.86 | 41.79 | 0.80 | 1.91 |
| | 2 | 56 | 37.96 | 42.40 | 41.59 | 0.70 | 1.69 |
| | 1+2 | 104 | 37.96 | 42.86 | 41.68 | 0.75 | 1.81 |
| SiO ₂ | 1 | 48 | 1.44 | 6.83 | 2.89 | 1.03 | 35.81 |
| | 2 | 56 | 1.73 | 8.24 | 3.06 | 1.00 | 32.63 |
| | 1+2 | 104 | 1.44 | 8.24 | 2.98 | 1.02 | 34.06 |
| Al ₂ O ₃ | 1 | 48 | 0.65 | 2.62 | 1.29 | 0.38 | 29.25 |
| | 2 | 56 | 0.90 | 3.57 | 1.41 | 0.39 | 27.43 |
| | 1+2 | 104 | 0.65 | 3.57 | 1.36 | 0.39 | 28.46 |
| Fe ₂ O ₃ | 1 | 48 | 0.60 | 1.44 | 0.80 | 0.13 | 16.57 |
| | 2 | 56 | 0.68 | 1.34 | 0.80 | 0.10 | 11.96 |
| | 1+2 | 104 | 0.60 | 1.44 | 0.80 | 0.11 | 14.19 |
| CaO | 1 | 48 | 47.67 | 53.50 | 51.60 | 1.11 | 2.14 |
| | 2 | 56 | 46.20 | 52.90 | 51.34 | 1.02 | 1.99 |
| | 1+2 | 104 | 46.20 | 53.50 | 51.46 | 1.07 | 2.07 |
| MgO | 1 | 48 | 0.52 | 1.04 | 0.81 | 0.12 | 14.64 |
| | 2 | 56 | 0.52 | 1.06 | 0.86 | 0.09 | 10.94 |
| | 1+2 | 104 | 0.52 | 1.06 | 0.83 | 0.11 | 13.12 |
| SO ₃ | 1 | 48 | 0.06 | 1.68 | 0.37 | 0.28 | 75.43 |
| | 2 | 56 | 0.11 | 1.26 | 0.45 | 0.21 | 46.04 |
| | 1+2 | 104 | 0.06 | 1.68 | 0.41 | 0.25 | 59.29 |
| K ₂ O | 1 | 48 | 0.07 | 0.39 | 0.15 | 0.06 | 39.60 |
| | 2 | 56 | 0.10 | 0.47 | 0.16 | 0.06 | 34.43 |
| | 1+2 | 104 | 0.07 | 0.47 | 0.16 | 0.06 | 36.77 |
| Na ₂ O | 1 | 48 | 0.01 | 0.21 | 0.12 | 0.08 | 64.92 |
| | 2 | 56 | 0.01 | 0.21 | 0.09 | 0.08 | 95.97 |
| | 1+2 | 104 | 0.01 | 0.21 | 0.10 | 0.08 | 80.69 |
| CL | 1 | 48 | 0.007 | 0.042 | 0.019 | 0.007 | 39.52 |
| | 2 | 56 | 0.010 | 0.041 | 0.018 | 0.008 | 41.21 |
| | 1+2 | 104 | 0.007 | 0.042 | 0.018 | 0.007 | 40.20 |
| CO ₃ | 1 | 48 | 86.72 | 96.94 | 93.45 | 2.33 | 2.49 |
| | 2 | 56 | 84.20 | 95.76 | 93.10 | 1.94 | 2.09 |
| | 1+2 | 104 | 84.20 | 96.94 | 93.26 | 2.13 | 2.28 |

Couches C1+C2+C3

Tableau III.4. 4 : La composition chimique et les paramètres statistiques généraux selon les secteurs pour toutes les couches .

| Var | Sect. | N | Min | Max | Moy | Sigma | V% |
|--------------------------------|-------|-----|-------|-------|-------|-------|---------|
| PF | 1 | 176 | 20.88 | 43.00 | 39.92 | 3.43 | 8.59 |
| | 2 | 302 | 15.66 | 43.54 | 39.14 | 5.62 | 14.35 |
| | 1+2 | 478 | 15.66 | 43.54 | 39.41 | 4.95 | 12.55 |
| SiO ₂ | 1 | 176 | 1.29 | 36.00 | 5.53 | 5.14 | 92.97 |
| | 2 | 302 | 0.73 | 48.51 | 6.44 | 7.82 | 121.51 |
| | 1+2 | 478 | 0.73 | 48.51 | 6.12 | 6.97 | 113.94 |
| Al ₂ O ₃ | 1 | 176 | 0.39 | 15.48 | 2.23 | 2.08 | 93.46 |
| | 2 | 302 | 0.36 | 17.29 | 2.72 | 3.44 | 126.59 |
| | 1+2 | 478 | 0.36 | 17.29 | 2.55 | 3.03 | 118.86 |
| Fe ₂ O ₃ | 1 | 176 | 0.48 | 4.57 | 1.11 | 0.65 | 58.39 |
| | 2 | 302 | 0.36 | 9.82 | 1.30 | 1.29 | 99.82 |
| | 1+2 | 478 | 0.36 | 9.82 | 1.23 | 1.11 | 89.81 |
| CaO | 1 | 176 | 19.00 | 53.50 | 48.74 | 5.33 | 10.95 |
| | 2 | 302 | 8.20 | 54.02 | 47.74 | 8.14 | 17.05 |
| | 1+2 | 478 | 8.20 | 54.02 | 48.09 | 7.26 | 15.09 |
| MgO | 1 | 176 | 0.52 | 3.25 | 1.02 | 0.46 | 45.04 |
| | 2 | 302 | 0.36 | 4.04 | 1.07 | 0.50 | 46.92 |
| | 1+2 | 478 | 0.36 | 4.04 | 1.05 | 0.49 | 46.25 |
| SO ₃ | 1 | 176 | 0.06 | 2.96 | 0.75 | 0.54 | 70.96 |
| | 2 | 302 | 0.07 | 3.84 | 0.87 | 0.72 | 83.32 |
| | 1+2 | 478 | 0.06 | 3.84 | 0.83 | 0.66 | 80.18 |
| K ₂ O | 1 | 176 | 0.04 | 1.36 | 0.27 | 0.23 | 83.31 |
| | 2 | 302 | 0.02 | 2.24 | 0.32 | 0.37 | 116.27 |
| | 1+2 | 478 | 0.02 | 2.24 | 0.30 | 0.33 | 107.71 |
| Na ₂ O | 1 | 176 | 0.00 | 0.21 | 0.12 | 0.07 | 61.94 |
| | 2 | 302 | 0.01 | 0.21 | 0.08 | 0.08 | 93.60 |
| | 1+2 | 478 | 0.00 | 0.21 | 0.10 | 0.08 | 81.14 |
| CL | 1 | 176 | 0.004 | 0.330 | 0.018 | 0.025 | 139.657 |
| | 2 | 302 | 0.004 | 0.134 | 0.018 | 0.012 | 66.659 |
| | 1+2 | 478 | 0.004 | 0.330 | 0.018 | 0.018 | 100.606 |
| CO ₃ | 1 | 176 | 32.72 | 96.94 | 88.80 | 9.002 | 10.14 |
| | 2 | 302 | 15.18 | 98.19 | 87.15 | 14.57 | 16.71 |
| | 1+2 | 478 | 15.18 | 98.19 | 87.73 | 12.84 | 14.63 |

L'étude des valeurs des tableaux précédents appelle les commentaires suivants faits lors de l'exploration détaillée et confirmés par les travaux d'exploitation entamés depuis plus d'une dizaine d'années:

- La couche C3 se différencie clairement des couches C1 et C2. Son titre en CaCO₃ est plus élevé et plus régulier, sa teneur en SO₃ est nettement plus basse. Elle ne comporte, en moyenne, aucun élément nuisible en teneurs supérieures aux normes admises. La matière de cette couche constitue une excellente matière première surdosée mais elle est pénalisée par sa position sous-jacente à la couche C2 qui présente de mauvaises caractéristiques en particulier pour sa teneur en SO₃.

- La couche C1 qui affleure sur la majorité de la surface du gisement présente des caractéristiques qualitatives moins bonne que celles de la couche C3 mais meilleures que celles de C2. Les écarts restent relativement élevés à cause de la nature lithologique consistant en alternances de bancs calcaires et marno-calcaires. Comparativement, le secteur 1 (West) présente une matière qualitativement meilleure que celle du Secteur 2 (Est). Le taux en CaO est plus élevé et la teneur en SO₃ plus basse. En moyenne, sur le secteur 1, le taux moyen en SO₃ (0.53%) est largement inférieur à la limite admise (0.80%). Concernant le Secteur 2, la couche est plus puissante et présente un taux en CaO plus bas avec, corrélativement une teneur en SO₃ plus élevée (0.82%), dépassant de peu la limite admise. La partie supérieure de la couche présente des taux en chlore prohibitifs et cette partie a donc été considérée comme recouvrement stérile et a été pratiquement décapée.

- La couche C2 se caractérise par un taux en SO₃ élevé aussi bien en moyenne (1.13%) que dans les sondages. Contrairement aux deux autres couches, elle ne peut pas être utilisée seule. Un ajout destiné à abaisser le taux en SO₃ est nécessaire.

En général, l'utilisation de la matière de ce gisement pour la production de ciment nécessite l'ajout d'une matière calcaire pure dénuée d'éléments nuisibles afin d'augmenter le titre en CaO et diminuer la teneur en SO₃ et Cl du mélange cru. Cet ajout provient des gisements de Debil et El Goutaia.

3-5 RESERVES

Les réserves exploitables restantes ont été calculées par modélisation 3D à l'aide du logiciel Surpac 6.51. Pour cela, la procédure suivante a été appliquée :

- la topographie du gisement actualisée à juillet 2015 a été modélisée sous forme d'un MNT (Modèle Numérique de Terrain ou DTM : Digital Terrain Model).

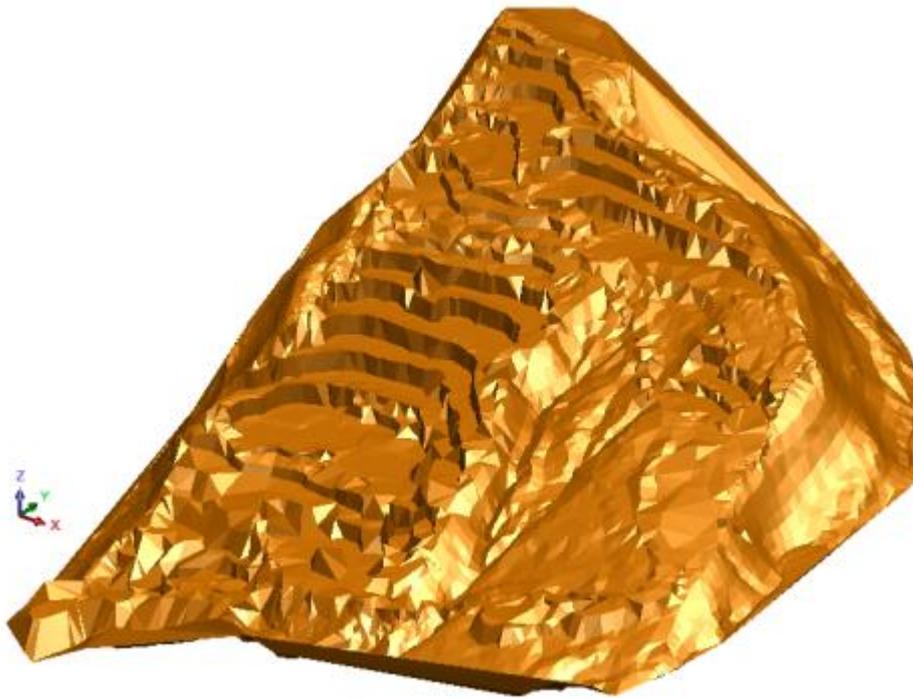


Figure III.5. 1 : .a. MNT de la topographie actualisée

- Afin de prendre des limites réalistes intégrant les talus et les banquettes, un MNT correspondant à une fosse virtuelle a été généré d'une manière ascendante depuis le niveau de base +740 m avec les paramètres suivants : Hauteur gradins : 15 m ; Angle de talus : 80° ; Largeur banquette : 5 m. Ce modèle a cependant un plancher horizontal à +740 m alors que le plancher d'exploitation correspond à des plans inclinés disjoints par les failles. Ce plancher réel incliné est modélisé par un MNT d'après les altitudes du mur de la couche C3 la plus profonde dans tous les secteurs.

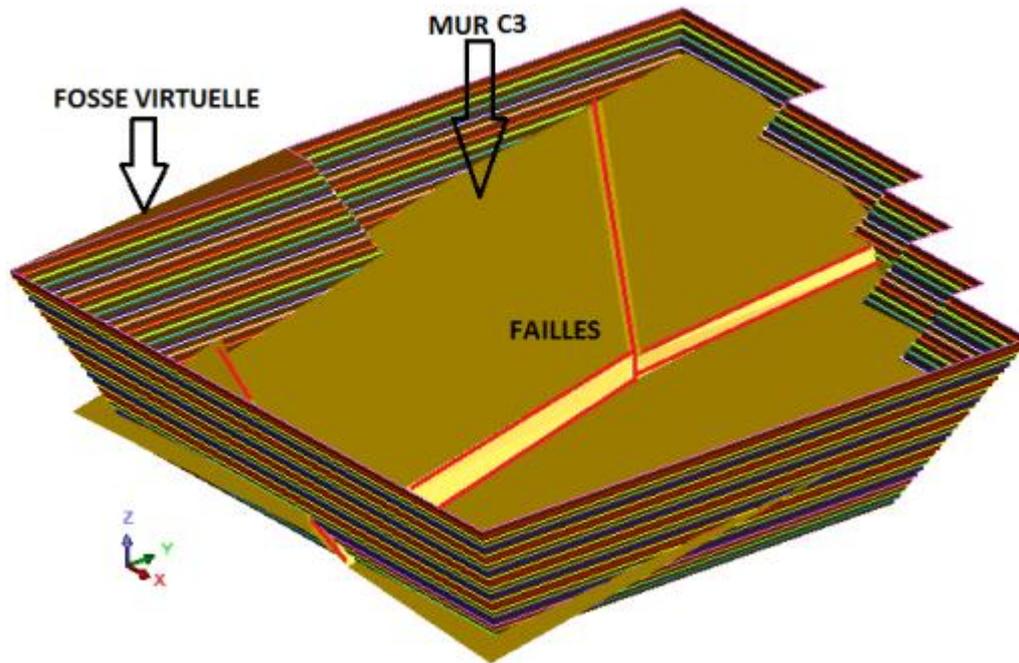


Figure III.5. 2 :Fosse virtuelle et plancher d'exploitation (mur C3).

- Un premier traitement consistant à générer un solide en intersectant le MNT de la topographie et celui du mur de la couche inférieure C3 a été effectué. Le volume de ce solide correspond à la matière totale y compris celle située sur les talus. C'est l'équivalent de réserves dites « géologiques ».

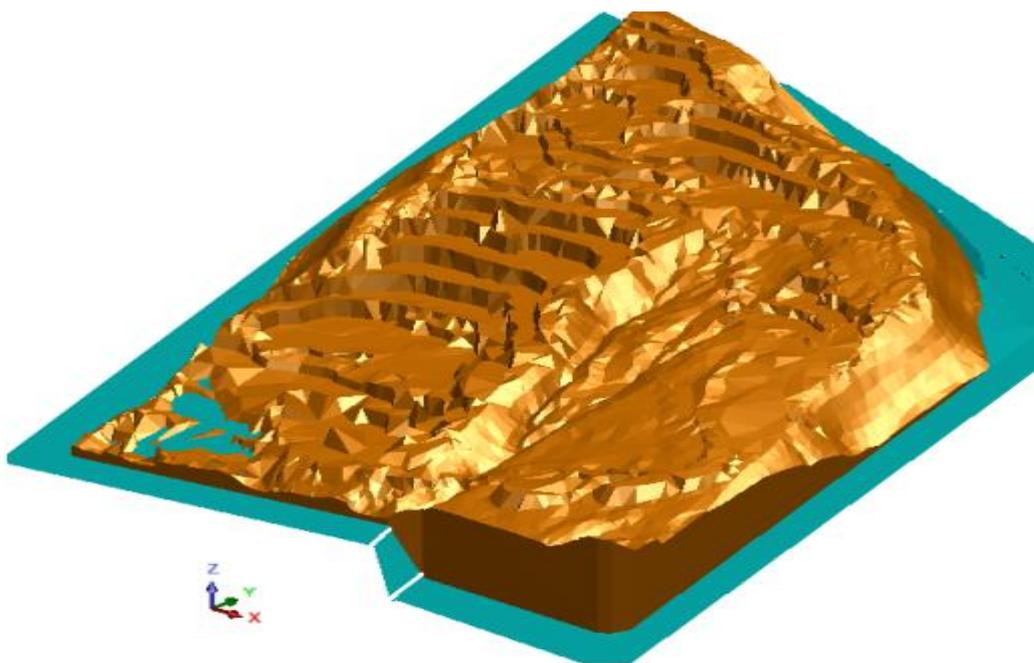


Figure III.5. 3: Intersection du solide représentant la matière avec le MNT du plancher d'exploitation

- Afin de ne retenir que les réserves réellement exploitables, on intersecté ensuite ce solide avec le MNT de la fosse virtuelle. Toute la matière située au niveau des talus est ainsi supprimée. Le volume du nouveau solide correspond aux réserves exploitables.

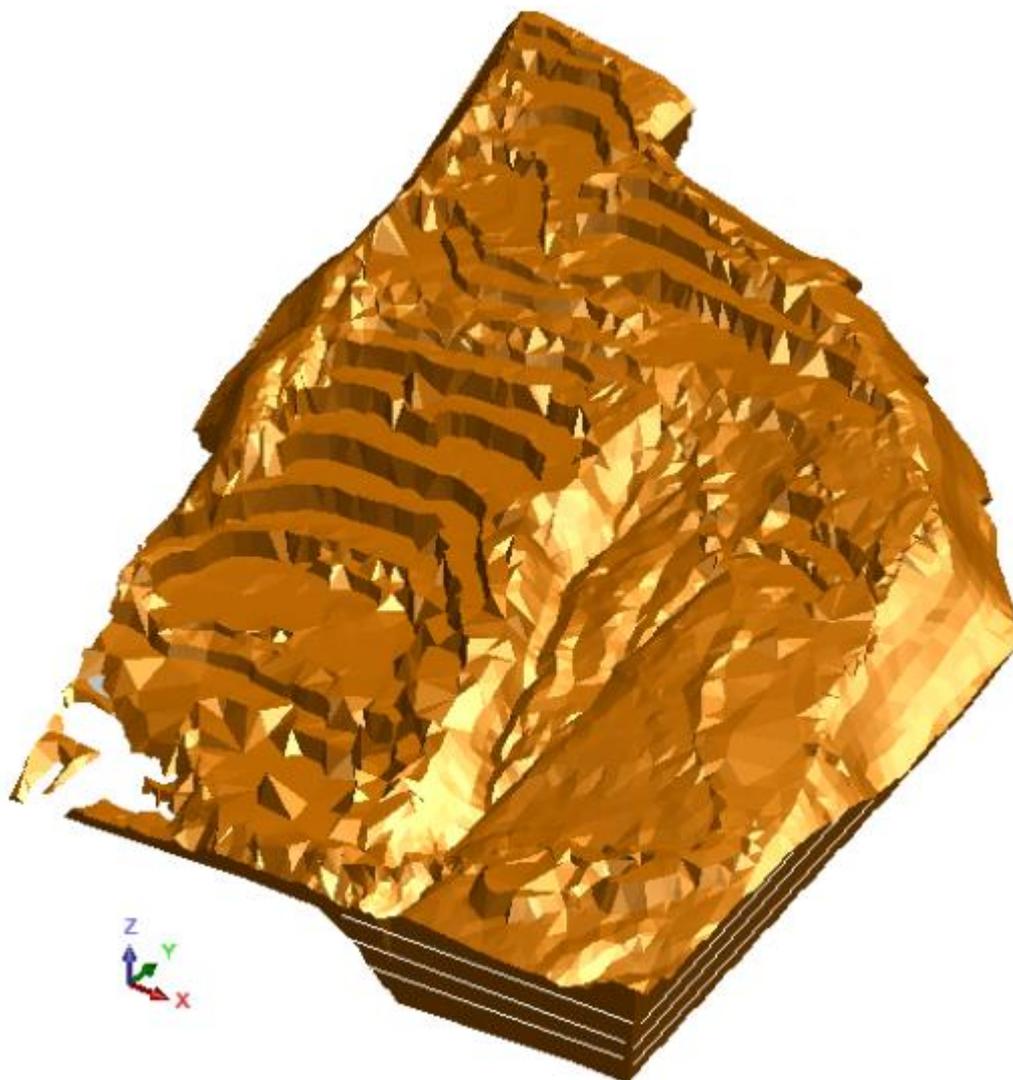


Figure III.5. 4: Solide final représentant les réserves exploitables.

Les résultats du calcul des réserves exploitables par niveaux sont reportés dans le tableau ci-dessous.

Tableau III.5. 1 :Des résultats du calcul des réserves exploitables par niveaux.

| NIVEAU (m) | VOLUME (m³) | TONNAGE (PV=2.55T/m³) |
|-----------------------|-----------------------------------|---|
| 740 | 59 194 | 150 945 |
| 755 | 545 410 | 1 390 796 |
| 770 | 1 216 124 | 3 101 116 |
| 785 | 2 027 020 | 5 168 901 |
| 800 | 3 184 281 | 8 119 917 |
| 815 | 4 756 614 | 12 129 366 |
| 830 | 6 116 799 | 15 597 837 |
| 845 | 6 173 970 | 15 743 624 |
| 860 | 6 035 572 | 15 390 709 |
| 875 | 5 657 548 | 14 426 747 |
| 890 | 5 320 689 | 13 567 757 |
| 905 | 5 273 479 | 13 447 371 |
| 920 | 5 371 433 | 13 697 154 |
| 935 | 5 417 894 | 13 815 630 |
| 950 | 5 321 814 | 13 570 626 |
| 965 | 5 258 009 | 13 407 923 |
| 980 | 5 223 173 | 13 319 091 |
| 995 | 4 503 421 | 11 483 724 |
| 1010 | 3 198 839 | 8 157 039 |
| 1025 | 1 690 318 | 4 310 311 |
| 1040 | 747 682 | 1 906 589 |
| 1055 | 248 525 | 633 739 |
| TOTAL | 83 347 808 | 212 536 910 |

A Noter que la procédure appliquée est conforme à celle définie par l'étude de modélisation géométrique (et en blocs 3d) réalisée par l'auteur en 2011 (disponible auprès de LCM).

L'actualisation a consisté essentiellement en mise à jour du MNT de la topographie. La différence entre cette étude et la présente est d'environ 20 MT soit une production annuelle de 5 MT de matière première ce qui très proche de la réalité.

Chapitre 4

Exploitation et ses indices technologiques

Chapitre 4 : L'exploitation et ses indices technologiques

4.1.Introduction :

- La phase d'exploitation en elle-même est subordonnée de la préparation du site, celle-ci consiste initialement (dans le cas d'une zone forestière) à déboiser, raser la végétation ; ensuite, défricher et décaper la couche vive végétale à transférer dans les alentours pour servir à la restauration de l'aspect environnemental lors de la clôture et la fermeture définitive d'une mine ou d'une carrière.

4.2. Travaux d'ouverture du gisement :

4.2.1. Généralités sur les tranchées :

Dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert l'ouverture des gisements se fait généralement par tranchées ou demi-tranché.

La tranchée est un creusement dans le sol causé par l'enlèvement de matériaux dont la profondeur dépasse la largeur de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales, pentées et horizontale ensuite.

On distingue deux types de tranchées selon leur destination :

- Les tranchées ou demi-tranchées principales qui donnent l'accès au gisement ;
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation. Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai.

4.2.2. Choix du mode d'ouverture de gisement:

Le mode d'ouverture du gisement adopté doit assurer la minimisation non seulement des frais de transport des stériles et des minerais mais aussi le volume des travaux de creusement, ce mode dépend de :

- Des réserves exploitables du gisement et des dimensions du champ de la carrière et de la géométrie du G.M.U.
- De la méthode d'exploitation à prévoir
- Du relief de la surface du sol.
- Des propriétés physico-mécaniques, géo-mécanique et technologiques des roches comme (la densité, la masse volumique, porosité, humidité, absorption, résistance à la compression, à la traction et au cisaillement, élasticité, degrés de saturation, le module de Young etc.)
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la mécanisation adoptée.

4.2.2.1 : Critères de choix de mode d'ouverture de CHOUF AMAR

L'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs miniers, géologiques et économiques, on distingue parmi ces facteurs :

A : Topographie de la surface

B : facteurs géologiques

- ✚ La profondeur du gisement ;
- ✚ la puissance
- ✚ le pendage du gisement
- ✚ les dimensions du gisement

C : facteurs économiques

- ✚ dépenses capitales de la construction de la carrière

D. Facteurs technico-miniers

- ✚ productivité de la carrière
- ✚ durée de service de la carrière
- ✚ moyens de mécanisation et sécurité de travail

4.2.2.2 : L'ouverture du gisement de Chouf Amar :

Comme le gisement de Chouf Amar à M'sila est situé dans un relief montagneux, alors l'accès devrait se faire par demi tranchée d'accès à partir du haut vers le bas. Mais, comme la politique de l'entreprise au début était d'exploiter le maximum pour réaliser le profit le plus vite possible, l'accès de la carrière de Chouf Amar, s'est fait du bas (niveau 768m) vers le haut (niveau 1000m).

On utilise les tracés en forme de spirale dans la carrière montagneuse. Ce choix dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau, et de la demi-tranchée.

Ensuite pour réaliser le premier front de taille, il est nécessaire de creuser la Tranchée de découpage, ces tranchées permettent de réaliser un front initial dans chaque niveau d'exploitation, en fonction du nombre de gradins dont la somme des hauteurs est égale à la profondeur finale de la carrière.

Les travaux de creusement de la demi-tranchée d'accès ont commencé à partir du niveau de base de la carrière à 780 m. Sa réalisation se fait par les travaux de forage et de tir qui présente un ensemble de prestations visant à forer des trous de profondeur varie de 1 jusqu'à 5 m dans la couche dont le pendage égale à 75° suivant un « plan de tir » après on y introduit les explosifs afin de réaliser un tir qui permettra la fragmentation de la roche. Enfin les déblais sont évacués par un bulldozer. Les travaux continuent jusqu'à l'atteinte d'une largeur de 13 m.

Illustration des étapes de creusement par schéma :

Etape 1

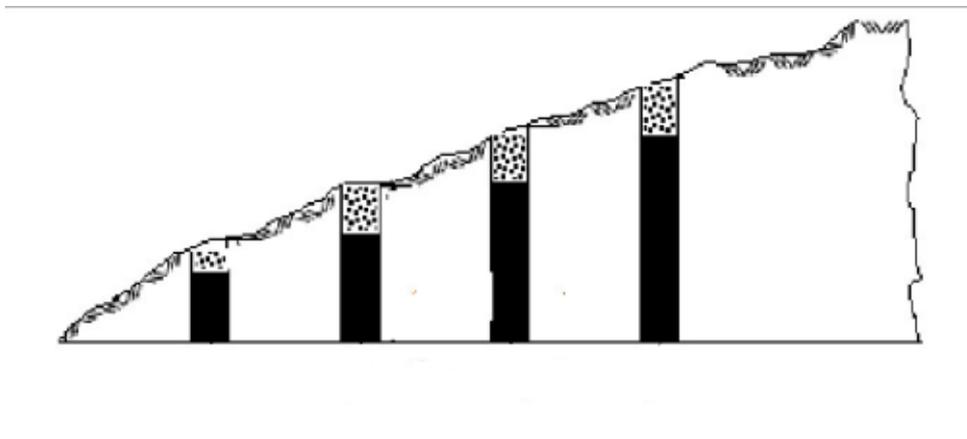


Figure IV.2 1 : creusement de la demi-tranchée d'accès.

Etape 2 :

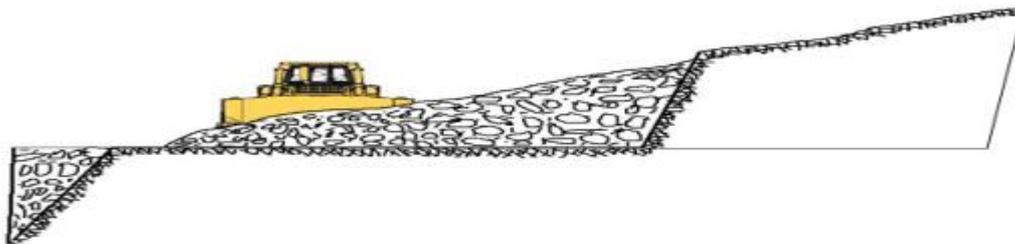


Figure IV.2 2 : évacuation des déblais

Etape 3 :

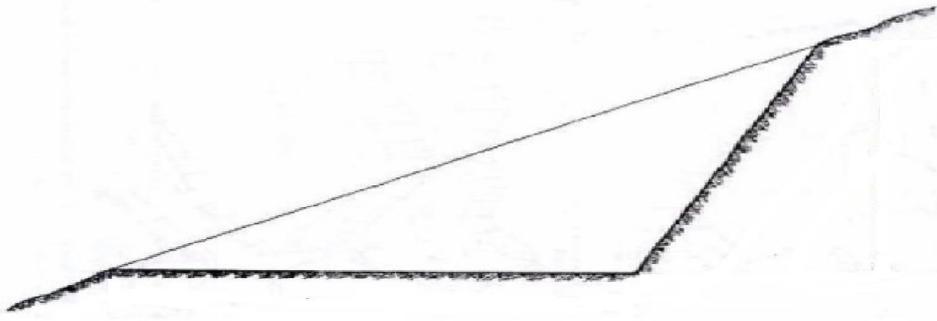


Figure IV.2 3 : état final de la tranchée.

4 .2.2.3: Paramètre de la demi-tranchée d'accès :

- ✚ La longueur estimée est de 2500 m.
- ✚ La largeur entre 10 m et 20 m.
- ✚ La pente entre 10° et 12°.

A / Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès

La largeur de la demi-tranchée d'accès dépend du nombre de voies de transport et de la dimension des camions .Dans notre cas, il existe deux voies de transport, la largeur est déterminée suivant la formule au-dessous :

$$b=2n+2B+m ; (m)$$

- n : le bas-côté (l'accotement).....n=1m
- B : largeur du camionB=4,73m
- m : distance de croisementm=1,5m
- Donc : $b=2.1+2(4,73) +1,5=13 m$

B : La longueur de la demi-tranchée

La longueur de la demi-tranchée dans la carrière est de 2 500 (m).

C : La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès

Généralement le type de transport utilisé détermine la pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès, dans le cas de transport par camion la pente varie de 10 à 12%.

Dans la carrière de Chouf -Amar, la pente est de l'ordre de 12°.

D : angle de bord de la demi-tranchée d'accès.

L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physique et mécanique des roches, on trouve principalement la durite.

Etant donné que la dureté du calcaire de la carrière de Chouf -Amar $f=10$ alors l'angle de bord de la demi tranchée d'accès approprié égale à $\alpha_d = 70^\circ$.

E : Volume de la demi-tranchée d'accès.

Il est déterminé par la formule suivante :

$$V_d = \frac{b^2 \cdot \sin \alpha_d \cdot \sin \beta_f \cdot L}{2 \cdot \sin(\alpha_d - \beta_f)} ; (m^3)$$

- b : largeur de la demi-tranchée d'accès b=13m
- α_d : Angle de bord de la demi-tranchée d'accès égale à 70°
- β_f : L'angle du flanc de coteau est égal à 12°
- L : longueur de la demi tranchée d'accès L=2500m

$$V_{d=} = \frac{13^2 \cdot \sin(70^\circ) \cdot \sin 12^\circ \cdot 2500}{2 \cdot \sin(70 - 12)} = 46332,86 \text{ m}^3$$

4 .2.2.4: Paramètre de la demi-tranchée de découpages :

A : la largeur de la tranchée de découpage :

Elle est déterminée suivant la formule :

$$b_{d\acute{e}c} = 2(R_b + 0,5B + m)$$

- R_b : rayon de braquage du camion $R_b=9,2m$
- B : largeur du camion..... B= 4,73m
- m : le bas-côté (l'accotement).....m=1m

Donc : $b_{d\acute{e}c} = 2(9,2 + 0,5 \cdot 4,73) = 25,13m$

B : la longueur de tranchée de découpage

Sa valeur est : L =400 m

C : L'angle de bord de la demi-tranchée de découpage :

L'angle de bord de la demi-tranchée de découpage est égale à l'angle de talus de gradin de la carrière : $\alpha_{dec}=72^\circ$

D : Volume de la demi-tranchée de découpage

Il est déterminé par la formule suivante :

$$V_d = \frac{b_{dec}^2 \cdot \sin \alpha_d \cdot \sin \beta_f \cdot L}{2 \cdot \sin(\alpha_d - \beta_f)}$$

b_{dec} : largeur de la tranchée de découpage $b_{dec} = 25,13$ m.

α_{dec} : Angle de bord de la tranchée de découpage $\alpha_{dec} = 72^\circ$

L : longueur de tranchée de découpage L = 400m

Ainsi: $V_{dec} = \frac{25^2 \cdot \sin 72^\circ \cdot \sin 12^\circ \cdot 400}{2 \sin(72 - 12^\circ)} = 27415,89 m^3$

4 .3. Méthode d'exploitation.

4 .3.1: Généralité :

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisations des travaux de découverte et d'extraction du minerai dans un ordre bien déterminé. Autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

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

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

Avant de procéder à l'exploitation à ciel ouvert d'un gisement, il convient d'exécuter et de déterminer les éléments du processus d'exploitation du gisement suivants :

- ✚ le contour de la carrière et ses éléments
- ✚ le plan topographique
- ✚ les réserves géologiques exploitables
- ✚ la durée de vie de la carrière et la production annuelle et le programme de l'exploitation
- ✚ le sens de progression des travaux miniers

4 .3.2: Choix de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation choisie dans la carrière de Chouf Amar se fera en partant du bas à partir du niveau 800 m jusqu'au sommet (niveau 1060m) par des gradins de hauteur varie de 15 jusqu'à 20 m, c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir

a deux bords exploitables, la première est dans la partie EST de la carrière et la deuxième dans la partie OUEST, le développement des travaux d'extraction est orienté vers le NORD.

4.3.3: Le système d'exploitation à ciel ouvert :

Les systèmes d'exploitations, étant l'ordre déterminé d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble déterminé des travaux miniers préparatoires, de découverte et d'extraction des minerais utiles. Dans les conditions d'une carrière donnée, le système d'exploitation envisagé doit assurer l'abattage en sécurité, économiquement rentable et complète des réserves de teneur exploitable tout en permettant le respect des mesures de défense de l'environnement.

4.3.3.1 : classification des systèmes d'exploitation :

Il existe plusieurs classifications dont la plus utilisée est celle de RJEVESKY. L'académicien RJEVESKY, propose une classification qui contient compte les indices suivantes :

- Disposition du front du travail dans le plan.
- Le nombre de bord exploitable de la carrière.
- Disposition des terrils par rapport au champ de la carrière.
- Direction de progression des travaux.
- Le mode de transport (continu, ou cyclique « interrompu »).

4.3.3.2 : Eléments du système d'exploitation :

Il existe plusieurs systèmes d'exploitation caractérisés par des éléments communs dont font partie :

- Le gradin.
- l'angle du talus des gradins.
- largeur de la plate-forme de travail.
- paramètres du plan de tir.
- longueur et sens du front du travail. ils sont en fait commandés par la nature du gisement et dans une très large mesure, par les engins de déblaiement et de transport.
- Les bermes de transport et de sécurité

❖ Le gradin :

La façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié. Un gradin se compose essentiellement de trois plans, deux de ces plans sont horizontaux, le plus élevé formant la plate-forme supérieure (sommet du gradin). Et le plus bas sa plate-forme inférieure (le pied ou place).

Le troisième est vertical ou légèrement incliné par rapport à la verticale, et forme le talus ou le front du gradin.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présentant les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement.
- La production journalière est plus élevée.
- Le déroulement des travaux est amélioré.
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux.

Le prix de revient se trouve diminué.

a. Hauteur du gradin.

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

Dans la carrière de Chouf Amar la hauteur du gradin varie entre (15 et 20m).

A partir de niveau 800 m jusqu'à 945 m la hauteur des gradins est de l'ordre de 15m, a partir de ce niveau jusqu'au sommet (niveau 1060) la hauteur des gradins est de l'ordre de 20m.

b.l'angle du talus des gradins :

Pour les gradins du calcaire les calculs de stabilité donne un angle du talus de liquidation de 60° à 70° et de 78° à 85° pour celui en exploitation.

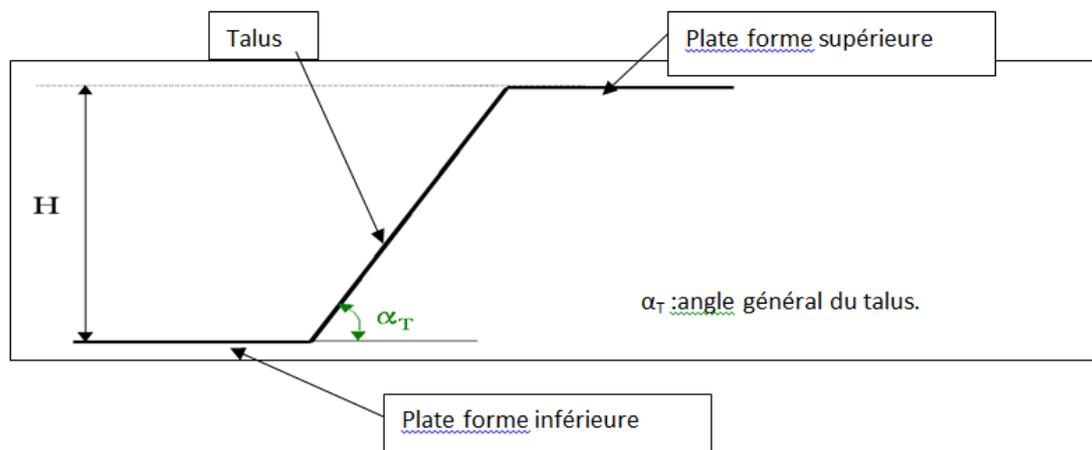


Figure IV.3 1 : Figure qui schématise l'angle du talus et paramètres du gradin.

❖ Largeur d'enlèvement.

Lors du choix de la largeur d'enlèvement, on prend en considération :

- Les propriétés des roches
- Le mode d'abattage des roches

- Le type et les dimensions des engins de chargement

Lors de l'exploitation de roches dures avec l'abattage à l'explosif la largeur d'enlèvement se détermine par la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) \times b; m$$

Où

- w : La ligne de moindre résistance
 $W = 3,75m$; (paramètre existant dans la carrière)
- n : Nombre de rangées ; $n=1$ rangées
- b : Distance entre 2 rangées successives ; $b = 0$ m
lors de une seule rangée, on a $A=W$; (m)

Donc :

$$A=3,75 \text{ m}$$

❖ la plate-forme de travail :

La plate-forme de travail est caractérisée par sa largeur et sa superficie.

a. La largeur de la plate-forme de travail.

Elle est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions des tas des roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Lors de l'abattage des roches par explosif, et le transport par camion la largeur de plate-forme de travail est déterminée par la formule suivante :

$$B = A + X + C + T + Ba + Z ; (m)$$

Où ;

A : c'est la largeur d'enlèvement $A=3,75m$ (paramètre existant dans la carrière)

X : largeur réduite du tas des roches abattus ; (m)

$$X = A \left(2k_f \frac{Hg}{Ht} - 1 \right) ; (m)$$

Où :

k_f : coefficient de foisonnement des roches dans le tas.

on prend : $k_f = 3$ (pour les roches de dureté égale à 10)

H_g, H_t : sont respectivement la hauteur de gradin et du tas des roches abattus

$$H_t = (0,5 \div 0,6) H_g = 0,6 \cdot 20 = 12m$$

$$H_g = 20m$$

$$X = 33,75m$$

C : distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport $T(C=1 \div 3m)$, dans le cas de la carrière de Chouf Amar $C=3m$

T : largeur de la bande de transport (chaussée) ; (m)

T=13m (voire chapitre transport)

Ba : largeur de la bande auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations axillaires ; (m)Ba=3÷8m

Dans le cas de la carrière de Chouf Amar Ba= 8m

Z : largeur de prisme d'éboulement ;(m)

Z=4m(en fonction de la dureté des roches et la hauteur de gradin)

Donc la largeur de plate-forme de travail est égale : $B=3,75+33,75+3+13+8+4=65,5m$

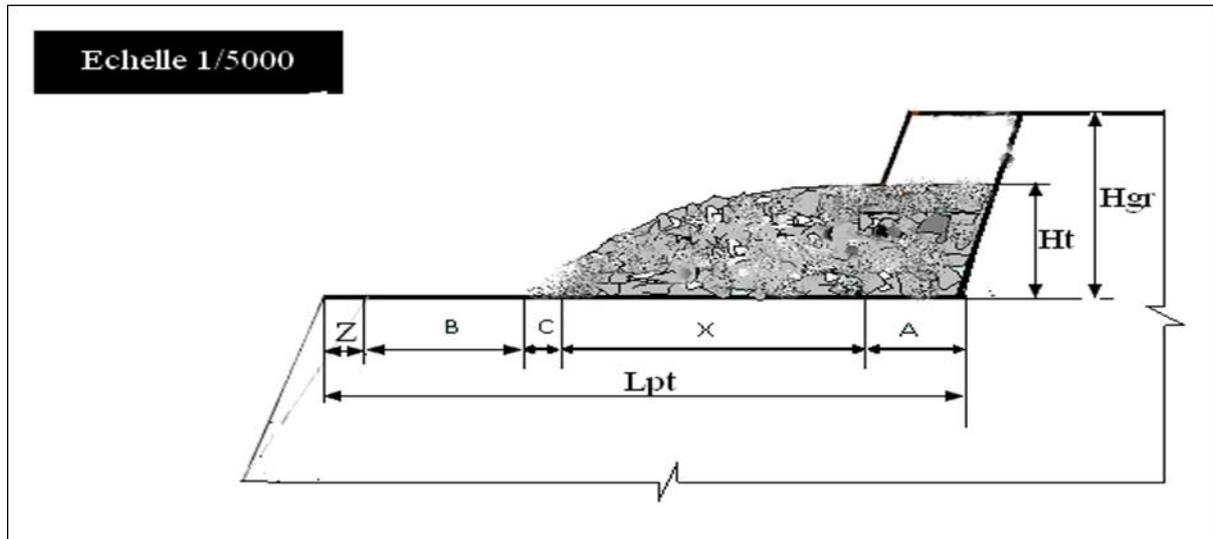


Figure IV.3 2 : La largeur de la plate-forme du travail.

b. superficie de la plate-forme de travail :

La superficie de la plate-forme de travail doit être en conformité avec les paramètres géométriques des engins miniers y travaillant (diamètre de braquage du camion et aussi celui de la chargeuse, et pour faciliter l'écoulement libre des eaux il est préférable de l'incliner de 1%.

4.3.4 : Calcul des indices de la méthode d'exploitation.

4.3.4.1 : Vitesse d'avancement du chantier.

$$V_{ch}^a = \frac{Q_j}{A \times Hgr} ; m / jour$$

Où :

➤ Q_j : La production journalière de la carrière : $Q_j = 6037,73m^3 / jour$

Donc : $V_{ch}^a = \frac{6037,73}{3,75 \cdot 20} = 80,50m / jour$

4.3.4.2 : Temps d'extraction du bloc.

$$T_{ex}^b = \frac{L_b}{V_{ch}^a}; \text{ jour}$$

Où :

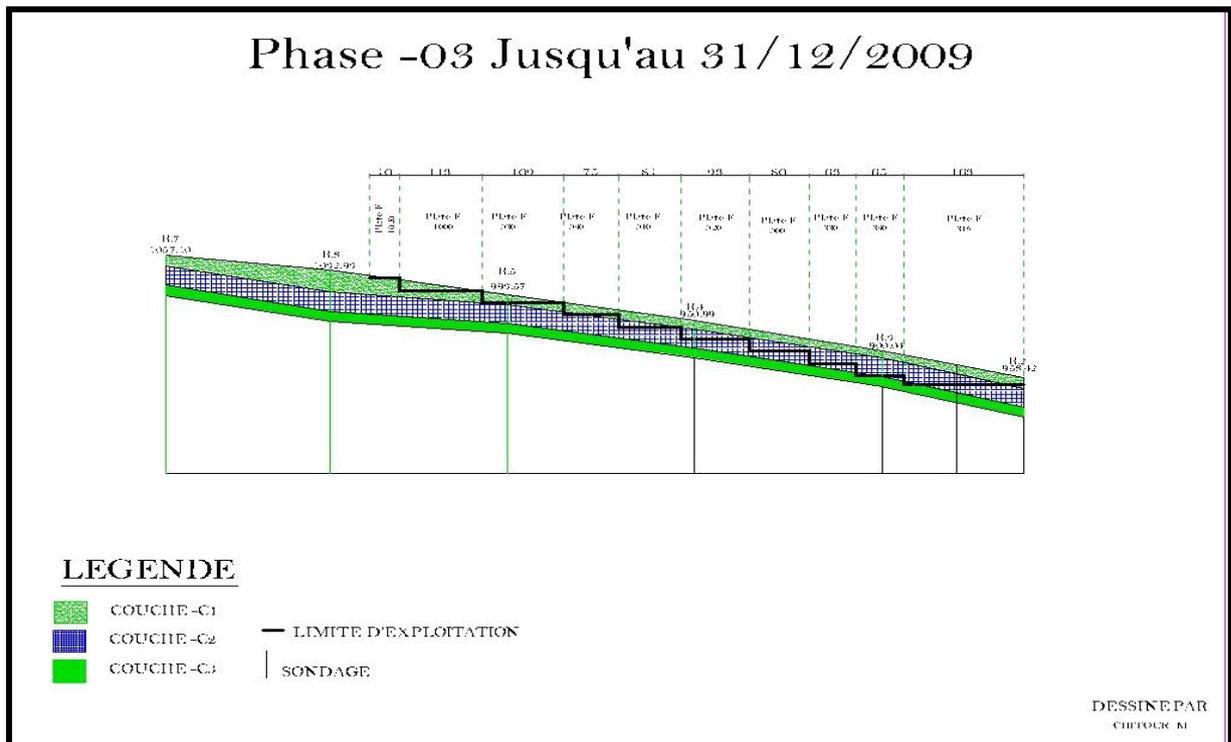
L_b : Longueur du bloc qui varie selon le nombre des trous dans une rangée et par volée .

Dans le cas ou le nombre de trou de **31 trous** dans une rangé et la distance entre les trou qu'est egale a **4 m** dans la langede de bloc est egale a **124m** .

$$\text{Donc : } T_{ex}^b = \frac{124}{80,50} = 1,55 \approx 2 \text{ jour}$$

4.3.4.3 : L'avancement annuel de la carrière

$$A_{car} = \frac{p_{an}}{L_f \times N_{GR} \times H_{gr}} = \frac{1538461,53}{437 \times 7 \times 20} = 37 \text{ mlan}$$



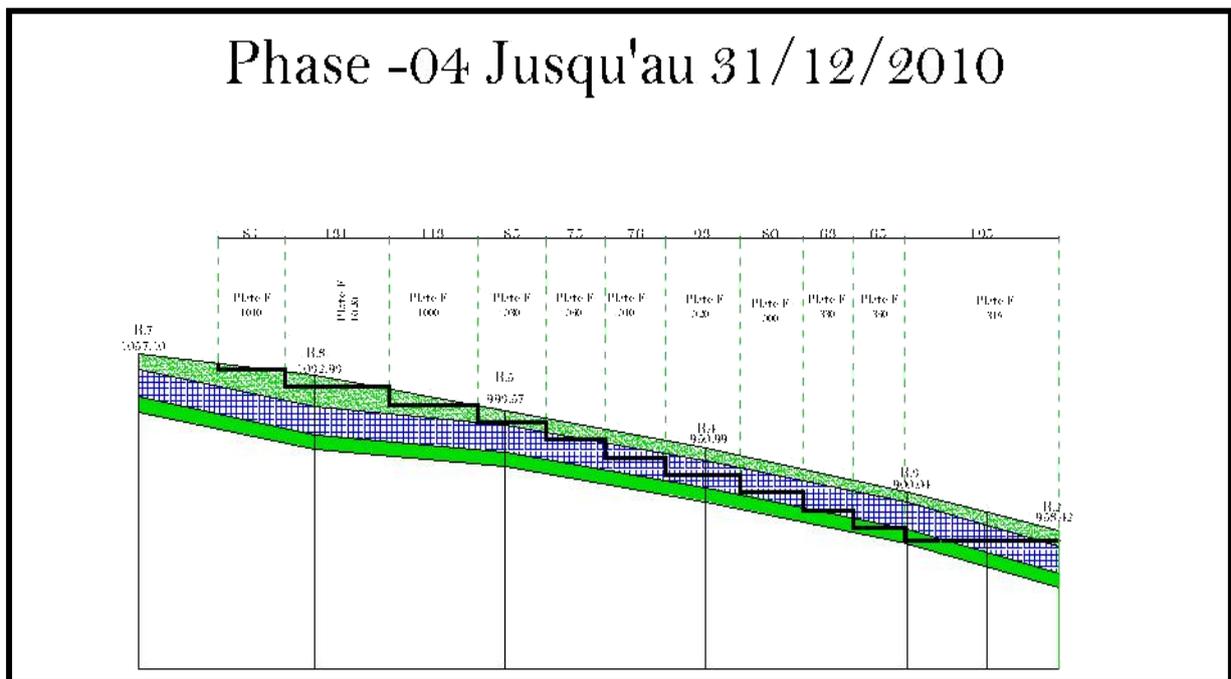


Figure IV.3 3 : Vue de l'avancement des travaux d'exploitation dans la carrière de Chouf-Amar.

4.4. Travaux de préparation de la roche à l'extraction :

4.4.1. Travaux de forage et de tir :

1. Généralités sur les méthodes de préparation des roches à l'abattage :

Le maillon initial des processus technologiques lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction, la qualité de cette dernière prédétermine, en grande partie, le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Dans la plupart des cas, la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

Vu la dureté de la roche du calcaire qui forme le gisement de la carrière de Chouf Amar qui atteint sur l'échelle de Protodiakonov une valeur égale à 10, on applique la méthode de préparation des roches par des travaux de forage et de tir qui est la plus répandue parmi les autres méthodes connues.

Dans la pratique, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanisé.
- L'abattage hydro-mécanisé.
- L'abattage par ripage.
- L'abattage par explosif.

Aussi, il est important de souligner que **le cout d'abattage représente une partie considérable** du cout total de l'exploitation minière à ciel ouvert.

2. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir :

Il est à noter que les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

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

Aussi, parmi les exigences technologiques aux travaux de forage et de tir, on a une dimension maximale admissible des blocs de roche abattue à déterminer en fonctions des paramètres des engins miniers de chargement, de transport et de traitement :

selon le volume du godet de l'excavateur (E):

$$D_m \leq 0,75\sqrt{E}, (m)$$

Ou :

D_m : dimension moyenne du morceau abattu,(m).

E : capacité du godet de la chargeuse : $E=8,8m^3$ (voire chargement).

$$D_m \leq 0,75\sqrt{8,8} = 2,22m$$

selon le volume de la benne de l'engin de transport (V) :

$$D_m \leq 0,5\sqrt{V}, (m)$$

Ou :

V : volume de la benne du camion : $V=36m^3$

$$D_m \leq 0,5\sqrt{36} = 3m$$

suivant les dimension du concasseur (b)

$$D_m \leq [0.75 ; 0.85]*b , (m)$$

Ou :

b : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur (à marteau) ou de la trémie :

$$B=2 m.$$

$$D_m \leq [0.75 ; 0.85]*b$$

$$D_m \leq 0,8.2 = 1,63m$$

De la largeur de la bande du convoyeur (B_C):

$$D_m \leq 0.5 B_C + 0.1$$

NB : Dans l'usine de la cimenterie de M'Sila, on utilise comme premier engins de traitement le concasseur à marteau.

Alors, la blocometries abattus ayant $D_m \leq 1,63m$ peuvent être chargés, transportés et concassés ;

La blocometries ayant $D_m > 1,63m$ sont considérés comme étant blocs hors gabarit et feront l'objet de débitage secondaire.

On essaye d'avoir une granulométrie régulière des roches abattue pour exclure au maximum la présence des hors gabaries. La présence de ces derniers encombre la plate-forme de travail, freine le travail des engins de chargement et de transport, et augmente les temps morts ainsi que les dépenses supplémentaire car elle exige un débitage secondaire. L'irrégularité des pieds de gradin complique elle aussi le processus d'excavation et augmente son cycle.

Mais, il s'avère qu'il y a d'autre exigence. Le rendement des engins d'extraction (excavateur a godet, chargeuse, etc.) diminue par les difficultés de pénétration des pièces travaillantes des engins d'extraction (son godet) et cette difficulté augmente lorsque le volume des roches abattues est grand.

Outre cela, plus la dimension de la fraction des roches abattue du tas est relativement grande plus le compactage des roches dans leurs récipients diminue, donc le rendement de l'engin de chargement et de transport diminue. Dans ce cas le coefficient d'excavation (K_{ex}) diminue. A présent, il existe des travaux d'optimisation des travaux de forage et de tir tel que les modèles de **LANGEFOR** et de **KUZ-RAM** qui ont donné des résultats acceptables voire positifs en matière de fragmentation des roches et de réduction du taux de blocs hors gabarits dans les volées fragmentées.

Le coefficient d'excavation est égal à :

$$K_{ex} = \frac{K_r}{K_f} = \frac{V_g}{E * K_F}$$

Où :

K_r : Coefficient de remplissage du godet par la roche fragmentée ;

K_f : Coefficient de foisonnement des roches ;

V_g : Volume du godet rempli par la roche ;

E : Capacité géométrique du godet ;

Les valeurs réelles du coefficient d'excavation pour les roches dures en fonction des dimensions des roches sont présentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau IV.4 1: Dépendance de la productivité des excavateurs de 8 m³ avec la granulométrie des roches abattues (Livre exploitation des carrières, KOVALENKO)

| Granulométrie de la masse minière, mm | Coefficient d'excavation | Rendement de l'excavateur m ³ /h |
|---------------------------------------|--------------------------|---|
| 500÷550 | 0.5÷0.6 | 250÷350 |
| 450÷500 | 0.6÷0.7 | 350÷380 |
| 350÷450 | 0.7÷0.8 | 380÷460 |
| 300÷350 | 0.8÷0.85 | 460÷520 |
| 250÷300 | Plus de 0.85 | 520÷600 |

Le tas répondant à des exigences pour assurer la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard.

3. Méthodes du forage des trous (et leur appréciation technologique) :

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion. Le choix du matériel de forage dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont les suivants : Nature du terrain (propriétés physique et mécanique des roches) ; Diamètre, profondeur et inclinaison des trous.

Parmi les engins de foration utilisés on peut citer :

- ✓ perforatrices à percussion;
- ✓ perforatrices rotatives;
- ✓ perforatrices à rotation et percussion;

A. Perforatrice à percutante : Ce sont les plus ancienne, moins utilisé actuellement. Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques ou hydropneumatique. On peut trouver ces deux mécanismes de percussion mentionnées ci-dessous :

- **Percussion par abattage au câble :** Elle fonctionne à l'aide d'une barre de poids en moyenne de 0.2 à 3 t qui suspendu à un câble qui par intermédiaire d'un treuil la soulève à une hauteur approximative de 0.45 à 1.2m et puis la laisse tomber au fond des trous ou elle brise la roche. Pour le nettoyage du trou on utilise périodiquement par outil spécial. La vitesse de foration est de 2 à 3 m/poste dans les roches très dures et de 15 à 30 m/poste dans les roches tendre.
- **Percussion à l'air comprimé :** La destruction des roches lors du forage par percussion à l'air comprimé s'effectue à l'aide d'un marteau pneumatique. L'air comprimé venant par la tige de forage provoque le mouvement alternatif du piston- frappeur sur la queue de la couronne. La fréquence de frappe varie de 2000 à 2500 frappe par minute. En frappant, la couronne tourne avec la tige à l'aide du dispositif se trouvant à la surface. Les débris de forage sont évacués à l'aide de l'air comprimé.

B. Perforatrice rotative: Elle a un rendement optimum dans les roches tendres. Leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. On cite les modes de perforation suivant de ces sondeuses:

- **Perforation par taille :** le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le pourtour de la couronne, appelés drag bits.
- **Perforation par abrasion :** Cette perforation est effectuée à l'aide d'une couronne diamanté, généralement utilisée dans le creusement des puits et le sondage.
- **Perforation par rupture :** Généralement Utilisée dans les forages pétroliers.

C. Perforatrice roto-percutante :

L'énergie est utilisée pour 80% dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Son actionnement est hydraulico-pneumatique ou pneumatique et le diamètre de leur sondage va de 20mm à 50mm. La perforatrice comprend un marteau qui descend au fond du trou est destiné pour les roches dures (de 10 à 20 d'après l'échelle de Protodiakonov).

La vitesse de forage, avec des couronnes des 50 mm, qui est deux à trois fois supérieure à celle de la perforatrice à percussion, est la suivante :

- Calcaire tendre3.00 à 3.6m/mn.
- Calcaire dur..... 1.50 à 2.00m/mn.
- Granit.....0.90m/mm.

La perforation a fond de trous :

Elles exécutent des trous plus grands et plus profonds (0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne. L'unique inconvénient de ces modèles réside dans leur faible vitesse de forage, mais on commerce à le surmonter.

Dans la carrière de Chouf Amar, le mode de forage existant c'est le forage rotopercutant. et ce, en relation avec les données du gisement :[**Dureté f** en moyenne égale à **10, $\gamma = 2.67 \text{ t/m}^3$** , **fissuration élevée, Hauteurs de gradin** qui peuvent arriver jusqu'à **20m** , **Diamètre de trou** généralement de l'ordre de **110 mm**].

Les caractéristiques techniques de la sondeuse rotopercutante utilisée dans la carrière de Chouf Amar, de type **ATLAS COPCO ROC L6**. Il est signalé que la sondeuse **ATLAS COPCO** est la plus utilisé car elle est plus performante que le chariot de forage. Elle est utilisée pour la formation des trous verticaux ainsi bien qu'incliné dans une plate-forme de travail bien nivelée. Les caractéristiques techniques de cette foreuse sont représentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau IV.4 2:Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC.

| | |
|-----------------------------|----------------|
| Marque. | ATLAS. COPCO |
| Type. | ROCL6 – 44 |
| Type de moteur | CAT C10 |
| Puissance du moteur | R72 KW |
| Diamètre du trou | (110 ÷ 125) mm |
| Direction de forage | (60°-90°) |
| Vitesse de rotation | 25 ÷ 80 tr/mn |
| Vitesse de déplacement | 3,4 km/h |
| Consommation d'air comprimé | 5 bars |
| Profondeur max de forge | 40 m |
| Poids | 18,5 t |



Figure IV.4. 1 : La Sondeuse ATLAS COPCO.

Tableau IV.4 3:Caractéristiques techniques du marteau perforateur de la sondeuse.

| | |
|----------------------------------|-----------------|
| Type de marteau | Roto percussion |
| Energie d'une percussion | L'air |
| Nombre de coups par minute | 1800 coups/mn |
| Diamètre du tillant | (110 ÷ 125) mm |
| Coefficient de dureté | 3 ÷ 20 |
| Vitesse de rotation | 25 ÷ 80 tr/mn |
| Force de poussée | 10 kN |

4. Rendement d'une sondeuse :

Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail peut être déterminé par le nombre des trous, suivant la relation suivante :

$$R_f = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Où:

T : temps réel d'un poste.

T_f: temps de réalisation d'un trou.

k_u: coefficient d'utilisation de la sondeuse.

Le rendement de la sondeuse peut aussi se déterminer d'après la formule suivante :

$$R_p = R_t \times T \times K_u$$

R_t : rendement technique de la sondeuse ;

T : la durée du poste ;

K_u : coefficient d'utilisation du matériel durant le poste pour le forage ;

Calcul du coefficient d'utilisation :

Coefficient d'utilisation effective (K_{UE})

C'est le rapport entre les heures d'utilisation effective de l'engin et les heures de mise a disposition (Ce sont les heures pendant lesquelles les engins sont mis a la disposition du service)

$$K_{UE} = \frac{HUE}{HMD} \times 100 \square (\%).$$

Ou :

HMD : C'est l'heure de mise en disposition. Ce sont les heures pendant lesquelles les engins sont mis à la disposition de la division de l'exploitation.

HUE : Ce sont les heures effectivement prestées par les engins affectées à l'exploitation.

Coefficient d'utilisation absolu (K_{UA}) :

C'est le produit des coefficients de mise à disposition et d'utilisation effective.

$$K_{UA} = CMD * K_{UE} = \frac{HMD}{HP} \times \frac{HUE}{HMD} = \frac{HUE}{HP};$$

CMD : c'est le coefficient de mise à disposition ; $CMD = \frac{HMD}{HP}$

HP : **Heure de travail possible** (le total d'heures possibles dans une période donnée soit durant un poste, une journée,...);

Ainsi, le coefficient d'utilisation absolu est le rapport entre les heures d'utilisation effective de l'engin et les heures possibles (théorique) pendant une période de référence considérée.

Plus simple, l'heure d'utilisation effective représente ici le temps réel d'un poste et l'heure de travail possible représente dans notre cas la durée d'un poste. C'est-à-dire le coefficient d'utilisation peut être donné par la formule suivant :

$$K_u = \frac{T_r}{T_p}$$

Tel que :

T_p : la durée d'un poste ;

T_r : temps réel d'un poste ;

5. Nombre de sondeuse nécessaire pour un quantité de production déterminé :

Le nombre de sondeuses nécessaires pour la carrière est donné par :

$$N = \frac{Q \times K_r}{R_p \times n_p \times n_j \times V \times \gamma}$$

Ou :

Q : est la production de la carrière, t/an ;

K_r : le coefficient de réserve (K_r= 1.2 ÷ 1.25) ;

n_p : le nombre de jours ouvrables par années ;

V : le rendement au mètre foré (m³) ;

γ : le poids volumétrique des roches, t/m³.

4.4.2. Les travaux de forage des trous de mine :

1. Généralités sur les explosifs :

On appelle explosif un mélange de substance chimique qui sous l'effet d'une influence extérieure se transforme en d'autres combinaisons chimique avec formation d'une grande quantité de gaz et une quantité importante de chaleur. Cette réaction chimique est très exotherme et très rapide libérant des gaz qui se dilate (leur volume augmente de 8 à 12 fois) avec l'augmentation de la température produisant ainsi un travail mécanique et des ondes de choc. Les caractéristiques d'un explosif sont :

- La masse spécifique qui peut atteindre 0.95 à 1.65 kg/dm³.
- La vitesse de détonation qui varie avec la puissance de l'amorçage et qui peut être de l'ordre de 3000 à 8000 m/s.

On peut caractériser la qualité de l'explosif par la capacité de travail relative (la pression de dénotation) et la brisance.

-La pression de détonation est caractérisée par l'aptitude de l'explosif à provoquer un travail mécanique pour arracher les roches du massif.

-La brisance est l'aptitude d'un explosif à fragmenter les matériaux qui sont dans son voisinage.

Le non amorçage de certain explosif cause des imperfections et raté lors du tir, pour éviter cela il faut déterminer ou bien connaître **la sensibilité** de l'explosif qui est la facilité avec laquelle une explosion peut s'amorcer à l'intérieure d'une masse. La sensibilité caractérise les conditions de propagation de l'explosion entre les explosifs.

2. Paramètres du plan de tir :

Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire et après reconnaissance géologique du terrain. Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres Tels que :

- la hauteur du gradin, (Hg);
- **la profondeur du trou (Ltr);**
- **la sous-foration (LS ou Sf);**
- **l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β);**

- **la ligne de moindre résistance** (résistance au pied de gradin), (W) ;
- **le diamètre du trou** (d);
- la maille ou le rapport banquettes/écartement entre trous ;
- la maille ou le rapport banquettes/écartement entre trous;
- **la distance entre les trous dans une rangée** (a);
- **la distance entre les trous** (b);
- **la qualité et quantité de la charge**;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

La longueur du trou est déterminé à 'aide de la formule suivante :

$$L = \frac{H}{\sin \beta} + l_s \quad (m)$$

H : Hauteur du gradin, m ;

l_s : Longueur de sous forage, m ;

β : Angle d'inclinaison du trou, en degré ° ;

Le forage par **trous inclinés améliore** la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

En élaborant un trou incliné, le volume de roche se trouvant dans la zone de la bourre (partie du trou sans charge remplie d'un matériau inerte) diminue, et dans cette zone que provient les blocs les plus gros, dans cette dernière ou les roche resserre peu l'effet de l'onde de choc. C'est-à-dire en élaborant des trous inclinés la fragmentation peu se trouver ainsi améliorée. Il contribue aussi à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée.

Le sous-forage sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

La longueur du sous-forage dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance moindre au pied, des propriétés physique et mécanique des roches, etc.

La longueur du sous-forage, pour les trous verticaux, ne dépassent pas un tiers de la ligne de moindre résistance au pied ($l_s < 0.3 \cdot W$). Elle peut diminuer pour les trous inclinés. Elle se détermine par la formule suivante :

$$l_s = K_s \cdot D, \text{ m ;}$$

Où :

K_s : est le coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison du trou.

D : diamètre du trou.

Si on ne fait pas un sous forage la base ne serait pas une surface plane et le pied du gradin ne serait pas horizontale, mais formerait ce qu'on nomme rebord. Si on l'a fait un sous-forage d'une valeur de $0.3W$, il ne se formera pas de rebord, la plateforme sera horizontale, et les opérations se poursuivront au mieux. Si le sous-forage était supérieure à $0.3W$, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratiques n'en étant obtenu.

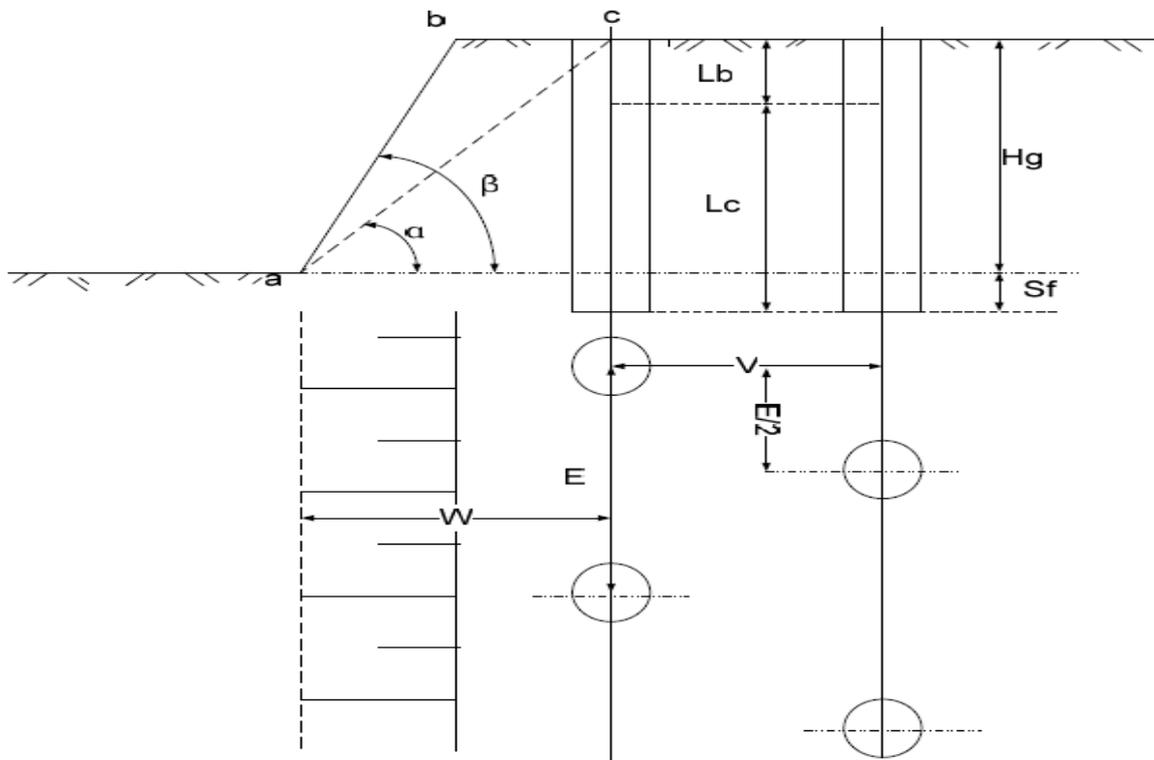


Figure IV.4. 2: Schéma des paramètres de plan de tir.

3. Construction des charges et le calcul de leurs paramètres :

La consommation spécifique :

Consommation spécifique réelle : la consommation spécifique réelle de l'explosif (q_r) est établie après le tir en divisant la quantité consommée de l'explosif sur le volume réel des roches fragmentée de cet explosif. On le détermine en effectuant des tirs successifs en tenant compte que l'expérience pratique soit dans les mêmes conditions.

Comme on a besoin de prévoir la quantité de la charge d'explosif qu'il faut pour abattre un volume de roche, on peut calculer la **consommation spécifique mentales** q_p dans les conditions de la carrière donnée (sur la base de q_r) ou bien calculé sur la base de la consommation spécifique étalon de l'explosif.

$$q_p = q_{et} * K_{ex} * K_f * K_d * K_c * K_v * K_{sd} \quad (\text{g/m}^3)$$

K_{ex} - est le coefficient de transformation de l'explosif étalon à celui utilise dans la carrière ;

K_f - est le coefficient qui tient compte de l'influence de la fissuration du massif de roche ; ($K_f=1.2 \text{ lm}+0.2$ (m)) où : lm est la dimension moyenne du bloc dans le massif.

K_d - coefficient qui tient compte du degré de fragmentation (n) nécessaire dans les conditions données ; pour $n=2$ on a $K_d=0.5/\text{dm}$, où dm est la dimension moyenne nécessaire du morceau de la roche fragmentée.

K_c - coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de charge (c.à.d. de sa forme dans le massif) ;

Pour $D=200\text{mm}$ $K_c=1$; pour $D=100\text{mm}$ K_c sera égale respectivement pour les à tirabilité facile, moyenne et difficile $K_c=0.95\div 1.0$, $K_c=0.85\div 0.9$ et $K_c=0.7\div 0.8$. Pour $D=300\text{mm}$ ces valeurs seront respectivement. $1.05\div 1.1$; $1.2\div 1.25$ et $1.35\div 1.4$.

K_v - coefficient de correction qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée.

Pour une exploitation par petit gradin inférieur ou égale à $15\div 18\text{m}$, la consommation spécifique diminue avec l'augmentation de la hauteur de gradin H (avec diamètre de trou

constant), parce que pour dans cela aide à augmenter la zone de fragmentation réglé. Dans ce

$$\text{cas : } K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H}}$$

Pour une exploitation par hauteur de gradin élevée supérieur à 15÷18m et avec un tir de un à deux rangé, la consommation de la charge d'explosif augmente avec l'augmentation de H car une partie nécessaire pour le déplacement de la masse rocheuse tirée augmente et aussi pour

créer un tas de roches abattues avec une hauteur admissible. Avec cela: $K_v = \sqrt[3]{\frac{H}{15}}$.

K_{s,d}- coefficient qui tient compte de la disposition de la charge et du nombre de surfaces dégagées du massif tiré.

Le réglage du degré de fragmentation se fait par la consommation de l'explosif et par la création des surfaces dégagées après l'explosion de chaque charge. Celle-ci permet de refléter les ondes de traction de ces nouvelles surfaces et contribue à la fragmentation supplémentaire. Avec l'augmentation du nombre de surfaces dégagées accroît le volume de roches fragmentées par l'effort de traction et de déplacement. D'après les essais établi et mentionnée dans le livre de KOVALENCO, il est mentionné que dans le cas de six surfaces dégagées K_{s,d}=1 ; pour cinq surfaces dégagées K_{s,d}=2 ; pour quatre surfaces dégagées K_{s,d}=4 ; pour trois K_{s,d}=6 ; pour deux surfaces dégagées ce qui correspond au tir instantanée d'une rangée et au tir à micro retard de rangées successives K_{s,d}=8 ; pour une surface dégagée K_{s,d}=10.

Le Bourrage :

Le bourrage est effectué pour utiliser complètement l'énergie du tir lors de la fragmentation des roches. La longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir, la projection dangereuse des pierres et la formation d'ondes de choc fortes. D'habitude pour l'estimer (l_b), on utilise la formule suivante :

$$l_b = (20 \div 30) D \text{ (m) ;}$$

Où : D- diamètre des trous.

La ligne de résistance au pied :

La ligne de résistance au pied lors de la disposition verticale des charges est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosif et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. Elle se calcule à l'aide de la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{0.5 p^2 + 4 m q P H L} - 0.75 P}{2 m q H}, \text{ m,}$$

Ou : P- la capacité d'un mètre de trou, Kg/m avec $P=785D^2\Delta$

Δ - densité d'explosif, Kg/dm³

m-Coefficient de rapprochement des trous ;

q- consommation spécifique d'explosif, Kg/dm³

H- hauteur du gradin, m ;

L-longueur du trou, m ;

Ayant calculé W il faut le vérifier d'après les conditions de sécurité su travail :

$$W > H \cot \alpha + C, \text{ m,}$$

Ou :

α -angle du talus du gradin, degré ;

C-distance minimale admissible de l'arête supérieure du gradin jusqu'à l'axe de trou de la première rangée ; ($C \geq 3 \text{ m}$)

Si la distance de **la ligne de résistance au pied W** est très faible, les fissures s'étendront jusqu'à la face libre et ne permettront pas la mise en pression, le souffle et la pression seront augmentés. Par une grande valeur de W provoque une grande résistance au souffle ainsi qu'une mauvaise fragmentation.

La distance ménagée entre les trous :

La distance ménagée entre deux trous d'une même rangée qui porte le nom espacement peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = m w \text{ (m)}$$

La distance entre les rangées de trous (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Pour le schéma à plusieurs rangées en carré

$$b \cong a ;$$

Et pour celui en quinconce :

$$b \cong 0,85 a ;$$

Le nombre de rangées de trous est déterminé par :

- Les éléments de la méthode d'exploitation (largueur de la plateforme de travail) ;
- La réserve nécessaire de la roche abattue ;
- La technologie et l'organisation des travaux miniers.

La quantité de charge dans un trou :

La quantité de charge d'un trou est déterminée par les formules suivantes :

-Pour les trous de la première rangée :

$$Q_{ch(1)} = q \times W \times H \times a \text{ (kg) ;}$$

H- hauteur du gradin (m) ;

-Pour les autres rangées :

$$Q_{ch(n)} = q \times H \times a \times b \text{ (kg);}$$

Ayant calculé la masse des charges d'explosif on peut déduire **la longueur de charge du trou** :

$$l_{ch(1)} = \frac{Q_{ch(1)}}{p}, \text{ (m).}$$

Où :

$l_{ch(1)}$: longueur de charge de la première rangée ;

P : Capacité d'un mètre de trou, kg/m.

La longueur de charge pour les autres rangées est :

$$l_{ch(n)} = \frac{Q_{ch(n)}}{p}, \text{ (m).}$$

Le volume du bloc à tirer qui dépend du rendement de l'engin d'extraction, et de l'organisation du travail, et de l'organisation du travail de forage et de tir, peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$V = N_j \times n_{p.e.} \times R_e$$

Où :

R_e : rendement de l'engin d'extraction, m³/poste ;

$n_{p,e}$: nombre de poste de travail de l'engin d'extraction par jour ;

N_j : intervalle entre les tirs successifs en jours.

➤ **Le choix de l'explosif :**

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adopté à la roche, par exemple pour une roche résistante il faut choisir un explosif de vitesse de détonation élevée. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée.

Le travail demandé à l'explosif est de fournir une bonne fragmentation avec le moins de nuisance à l'environnement proche du point de tir. Il est recommandé que :

- _ La charge de colonne soit un explosif avec une énergie moyenne ou faible ;
- _ La charge de pied soit un explosif avec une énergie important.

Compte tenu des caractéristiques de la roche on utilisait dans la carrière de Chouf Amar deux types d'explosifs la GELANITE (I) et le N18. Mais après dès l'arrêt de distribution de la GENALITE par l'ONEX on utilise à présent L'ANFMIL et le N18. D'après le guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (office national des substances explosives) les caractéristiques d'une unité de ces deux produits sont les suivantes :

1. N18:

- * Diamètre de cartouche de 800 mm;
- * Longueur de cartouche est 35 cm;
- * Poids de cartouche est 2.15kg;

2. ANFOMIL :

-En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Tableau IV.4 4 : les caractéristiques des explosifs utilisés

| Produits | Résistance à l'eau | Densité | Vitesse de détonation | Puissance C.U.P | C.S.E | Volume de gaz(L/Kg) | |
|----------|--------------------|---------|-----------------------|-----------------|-------|---------------------|--|
| N18 | Médiocre | 0,95 | 2500 | 1,16 | 4,5 | ----- | |

| | | | | | | | |
|----------------|----------|------|------|------|---|-----|--|
| ANFOMIL | Médiocre | 0,90 | 3000 | 1,15 | 0 | 975 | |
|----------------|----------|------|------|------|---|-----|--|

Tableau IV.4 5: les types d'explosifs utilisés dans l'exploitation à ciel ouvert.

| Caractéristiques | TEMEX I | Anfomil |
|-------------------------------------|-----------------------|----------------|
| Densité, (g/cm³) | 1.22 | 0.9 |
| Vitesse de détonation, (m/s) | 4500-5000 | 3000 |
| Volume gaz, (l/kg) | / | 975 |
| Energie, (kj/kg) | / | 3803.8 |
| Résistance à l'eau | Très bonne résistance | Médiocre |

4.5: chargement et transport

4.5.1: Introduction :

Dans les mines à ciel ouvert, on utilise un groupe d'engins mobiles dont la mission est non seulement d'excaver les matériaux mais également les transporter jusqu'aux lieux de déversement pour la mise en stock ou bien pour le traitement mécanique non loin du chantier d'exploitation.

4.5.2: Chargement de la masse rocheuse :

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement est basée sur les trois facteurs naturels suivants:

- La matière des roches.
- La méthode d'exploitation.
- La production envisagée.

Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, les engins de chargement définissent le niveau de la production de la carrière, et leurs paramètres techniques influents principalement sur la hauteur des gradins.

Parmi les engins de chargement utilisés dans les mines à ciel ouvert, on distingue deux types fondamentaux **selon leur mode de fonctionnement ou de travail** :

1. Les engins dont les opérations élémentaires d'un cycle complet d'excavation et de chargement se réalisent successive. Ce sont des excavateurs à godet unique (pelle mécanique ou hydraulique, chargeuse frontale, dragline)
 2. Les engins dont le fonctionnement s'effectue d'une manière continue, c'est-à-dire les opérations élémentaires d'un cycle complet d'excavation et de chargement y compris le déplacement se réalisent simultanément. Ce sont des excavateurs à godets multiples (roue-pelle, excavateurs à chaîne à godets).
- a. Suivant l'ordre de prise de gradins, on distingue deux modes d'excavation : globale et sélective.
1. **L'excavation globale** est la plus répandue dans les mines à ciel ouvert et se fait généralement de tel façon que tous les types des roches des chantiers d'exploitation (minerais et stériles) sont excavés et chargés dans le même matériel de transport.
 2. **L'excavation sélective** est généralement utilisée dans les cas particuliers et notamment là où il y a nécessité de séparer les minerais des stériles. Cette excavation se fait par des tranches ou zones détachées.
- b. Selon l'emplacement de l'excavateur et du point de chargement, on distingue trois schémas principaux de travaux d'excavation et de chargement :
1. L'excavateur se trouve au niveau inférieur du gradin à excaver, et est destiné à travailler au-dessus du niveau sur lequel il repose, à ce moment-là, l'excavateur travaille en butte (la pelle mécanique travaille généralement en butte).
 2. L'excavateur et le point de déchargement se trouvent au niveau supérieur du gradin à excaver, et cet engin travaille au-dessous de ce niveau. On dit que l'excavateur travaille en fouille (les draglines travaillent normalement en fouille ainsi que les pelles hydrauliques).
 3. L'excavateur travaille en butte en reposant sur le niveau inférieur ou en fouille sur le niveau supérieur et le point de déchargement se trouve respectivement au niveau supérieur et au niveau inférieur.

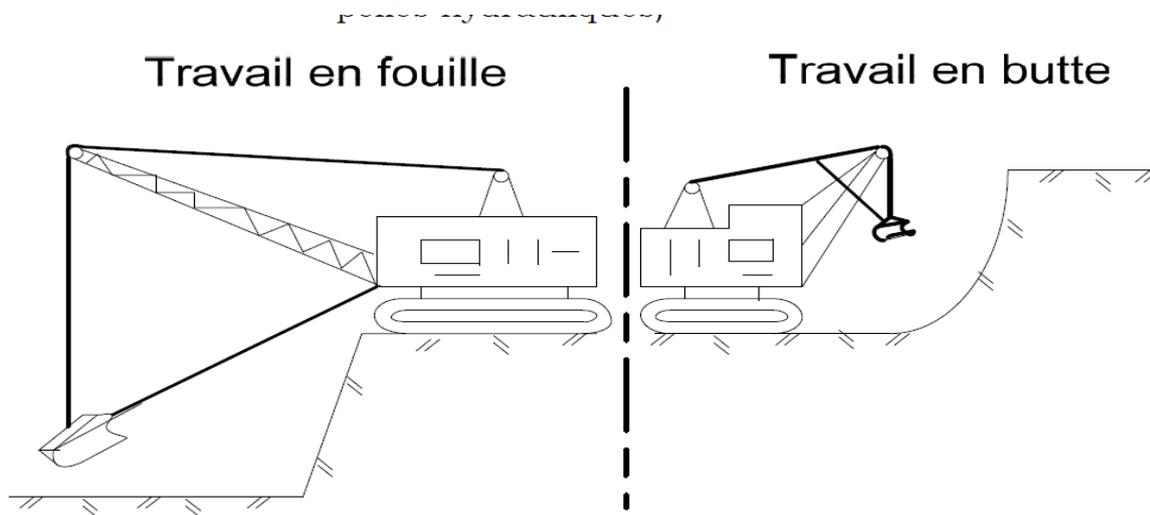


Figure IV.5. 1: schéma explicatif sur le mode de travail en butte et en fouille.

c. Les excavateurs peuvent généralement excaver de deux manières :

1. Soit à partir d'une extrémité de l'enlèvement par chantier latéral. Il s'agit de l'excavation par enlèvement orientée en direction du front du gradin.
2. Soit l'excavation se fait de la cote de talus du gradin par le chantier frontal.

Les excavateurs à godet unique :

Les excavateurs à godet unique sont les plus répons dans les carrières grâce à leur universalité et la possibilité de les utiliser dans les différentes conditions minières technique et même climatique.

Dans les excavateurs à godet unique on cite les pelles mécaniques à câble et hydrauliques, et les draglines.

1. Les pelles mécaniques :

Les pelles mécaniques sont utilisées largement pour l'exploitation des gisements de n'importe quelle dureté des roches. Elles peuvent travailler en butte et en rétro et en fouille.

L'organe de travail de la pelle mécanique à câble est constitué d'un godet, d'un bras et d'une flèche. Le godet est fixé rigidement à l'une des extrémités du bras et ce dernier s'articule avec la flèche.

Les principales dimensions de travail de la pelle mécanique sont déterminées par la longueur de la flèche et celle du bras (stick) ainsi que par la capacité du godet, elles sont les suivantes :

-Rayon de creusement (rayon d'attaque)-Rc

-Hauteur de creusement (d'attaque)- H_c

-Rayon de déversement- R_d

-Hauteur de déversement- H_d

Le rayon de creusement R_c est la distance horizontale entre l'axe de rotation de l'excavateur et le bord d'attaque du godet. On distingue le rayon de creusement minimum qui correspond au rayon du creusement au niveau ou l'excavateur travail. Le rayon de creusement maximum correspond au rayon de creusement qui est réalisé par la position allongée maximum du bras.

La hauteur de creusement H_c est distance verticale entre le niveau de l'emplacement de la pelle et l'arrête du godet.

Le rayon de déversement R_d est la distance horizontale à partir de l'axe de rotation de la cabine jusqu'au milieu du godet en position de déchargement.

La hauteur de déversement H_d est la distance verticale entre le niveau de l'emplacement de l'excavateur et l'arrête inférieure du godet en position de son ouverture.

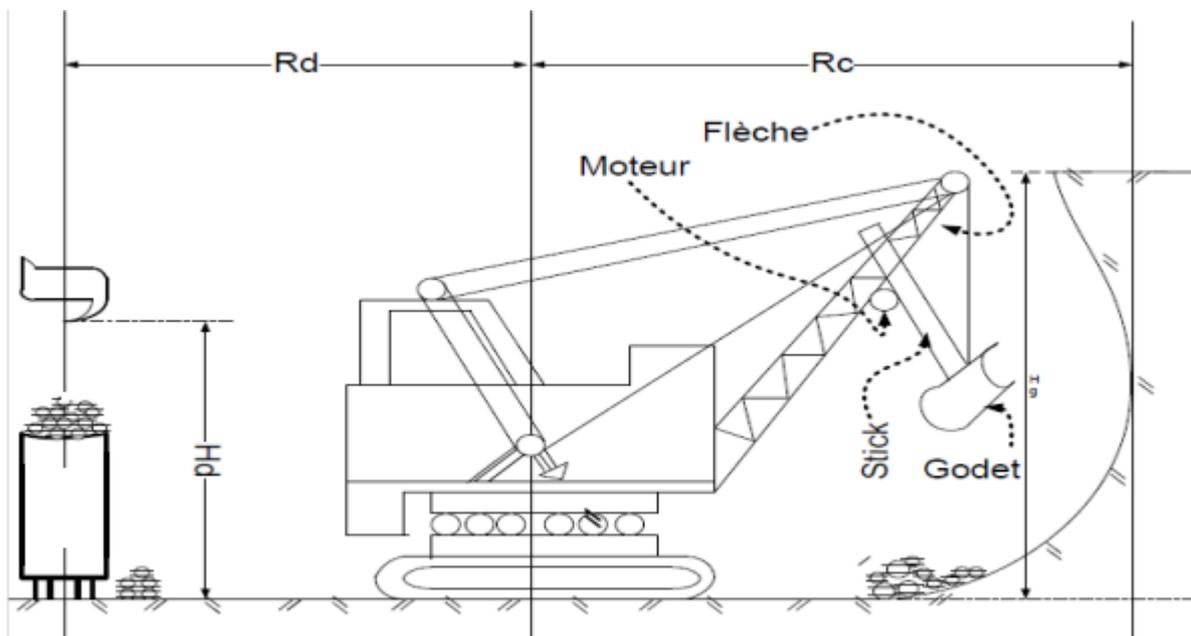


Figure IV.5. 2 : schéma qui montre les dimensions de travail de la pelle mécanique.

Les pelles mécaniques à commande hydraulique possèdent le troisième degré de mouvement qui imprime au godet un effort de cavage puissant et, de ce fait l'affouillement des blocs imbriqués dans le talus formé par les éboulements après minage, permet un remplissage plus rapide et réduit en même temps le cycle de chargement.

De plus les pelles à commande hydraulique permettent un déversement très rapide dans la benne et sans être gêné par les blocs ce qui n'est pas le cas pour une pelle à commande à câble ou les blocs risquent d'être coincés à l'intérieur de godet à trappe.

La pelle hydraulique combine la possibilité de pénétration du godet dans le tas et de sous-cavage, ce qui permet de désagréger le terrain tout en le coupant. Le mouvement de cavage permet d'éliminer les blocs les plus volumineux et réduire ainsi la résistance à la pénétration dans le chargement des blocs de dimensions choisies. D'autre part en permettant le levage et la rotation du godet, elles permettent un chargement complet du godet avec le minimum de mouvement vers le haut.

L'analyse de l'emploi de la pelle hydraulique par rapport aux autres méthodes de chargement (pelle à câble, chargeuse, etc..) permet de constater un rendement supérieur du fait de la rapidité du cycle, de la puissance d'extraction. L'utilisation des pelles hydrauliques s'était étendu au cours des dernières années, car même à rendement égale avec une chargeuse, le coût d'exploitation d'une pelle hydraulique est inférieur cette dernière. Aussi, la polyvalence d'une pelle hydraulique en carrière est très utile lors des temps mort ou d'excès de stock, l'engin peut être utilisé en rétro pour la découverte des stériles ou même en benne preneuse pour les reprises et le chargement du tas.

L'exploitation des gisements des minéraux utiles avec l'utilisation des pelles hydraulique pour l'abattage et chargement des roches permet d'extraire et traiter les produits au meilleurs prix de revient et dans de bonnes conditions de sécurités.

1.1. Schémas technologiques de l'extraction des roches et paramètres du chantier de la pelle mécanique :

Différent type de chantier de travail :

Le chantier est un endroit de travail de l'excavateur. Les dimensions de ce dernier dépendent des paramètres de l'excavateur et des caractéristiques de la roche.

Pour les pelles mécaniques, on distingue trois types de chantiers qui sont : Le chantier latérale, frontale et en cul-de-sac.

Le chantier latéral a des grands avantages qui permettent d'assurer un rendement maximal de la pelle et qui sont : l'angle de giration de l'excavateur pour le déversement est faible (inférieure à 90°) ; l'accès des moyens de transport pour le chargement est favorable et le temps mort du au ripage des communications de transport est minimal.

On utilise souvent **le chantier en cul-de-sac** pour l'excavation des ouvrages miniers en utilisant le transport par camion et par convoyeur. Dans le cas de l'application du transport ferroviaire la pelle remplit les wagons qui sont situés au niveau supérieur.

Pour le chantier frontal on l'utilise généralement pour le transport par camion, car l'angle de giration de l'excavateur est de 120° à 140°. Cela gêne surtout dans le cas du transport ferroviaire parce qu'on doit périodiquement déplacer les rails.

La largeur maximale d'enlevure se détermine par le rayon de creusement minimal de creusement R_{cmin} .

Pour les roches tendres :

Dans un travail par chantier latéral, suivant les conditions du creusement, la largeur de la partie intérieure de l'enlèvement ne doit pas dépasser le rayon de creusement minimal. Dans la partie extérieure du chantier le chargement de la roche se fait par rotation (α) de l'excavateur de 30° à 40° , c.à.d. la largeur de cette partie l_1 varie de $\sin(\alpha) \times R_C$ min ($[0.5 \div 0.7] \times R_C$ min).

Donc la largeur de l'enlèvement pour les roches tendre, pour une bonne efficacité, doit être :

$$A = l_1 + l_2 = R_{C \text{ min}} + (0.5 \div 0.7) \times R_{C \text{ min}} = (1.5 \div 1.7) \times R_{C \text{ min}}.$$

La largeur de chantier en cul-de-sac, et toujours dans le cas des roches tendre est habituellement de $2R_{C \text{ min}}$. Si la largeur de l'enlèvement est inférieure à $2R_{C \text{ min}}$ on vérifie la possibilité de rotation de la pelle et d'installation des moyens de transport dans la tranchée.

Lorsqu'on exploite les roches tendres par chantier latéral à l'aide du transport par chemin de fer, les rails se placent parallèlement au gradin à une distance de 0.8 à 0.9 fois du rayon de déversement maximum ($[0.8 \div 0.9] R_d \text{ max}$).

Pour les roches dures, les valeurs de la largeur de l'enlèvement se déterminent par le même raisonnement sauf que dans ce cas pour le transport par convoyeur, le chargement se fait à l'aide des trémies munie d'un crible à barreaux et peut même nécessiter un concasseur mobile lorsque dans la masse minière prédomine les grosses fractions, et donc les valeurs de la largeur de l'enlèvement peuvent changer.

3. *La chargeuse :*

Dans les carrières les premières chargeuses étaient conçues comme matériel secondaire de manutention. A cause du succès de ces dernières qui résidait dans la commodité et la souplesse de leur emploi, les constructeurs ont augmenté la puissance de leurs moteurs et la capacité des godets, ou on peut trouver actuellement des chargeuses avec des moteurs de 100 à 1000ch et des capacités de godet atteignant plus de 33 m^3 . Cela a permis aux chargeuses de concurrencer fortement les pelles mécaniques dans l'exploitation des gisements à ciel ouvert.

Types de chargeuse :

Si on se réfère aux types les plus courants, on peut classer les chargeuses en deux types :

- Les chargeuses sur chenilles.
- Les chargeuses sur pneus.

Bien qu'il existe plusieurs décisions constructives, les chargeuses se font suivant un seul schéma.

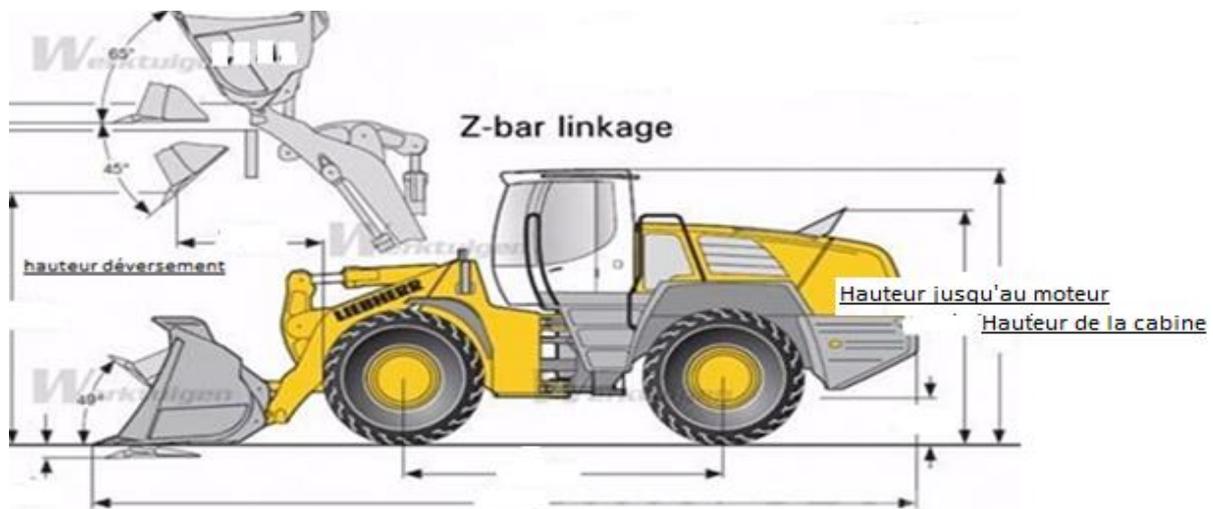


Figure IV.5. 3: schémas des dimensions d'une chargeuse sur châssis à pneus articulée de marque.

Dés deux figures ci-dessus, on peut en tirer quelques paramètres sur les dimensions de travail de la chargeuse comme la hauteur maximum sous charnière de godet et de déversement. Comme la conception et le mode de travail des excavateurs à godet unique sont différents de celle de la chargeuse, dans cette dernière on ne définit pas un rayon de creusement **Rc** et un rayon de déversement **Rd**.

3.1. Les avantages et inconvénients d'une chargeuse sur pneus :

a) Avantage :

- La bonne mobilité de la chargeuse et le rôle d'engins transport considérable qu'elle peut effectuer.
- Vitesse élevée, qui permet d'obtenir une production élevée avec un nombre de cycles réduits.
- Souplesse d'utilisation.

b) Inconvénient :

- Dans certains d'adhérence précaire les roues de la chargeuse s'usent rapidement et cela ajoute des frais supplémentaires dans la maintenance de l'engin. Mais, en il est possible d'adapter des systèmes de chaînes ou de tuiles pour réduire l'usure des pneus et améliorer la pénétration au tas.

3.2. Les avantages et inconvénients d'une chargeuse sur chenilles :

a) Avantage :

- Pression au sol très faible. Le châssis des chargeuses leur permet une excellente assiette et aussi de travailler sur des terrains difficiles.
- Une très bonne adhérence au sol, d'où l'aptitude à monter et descendre en terrains variés et possibilité de balayer d'assez fortes charges.
- Possibilité de tourner pratiquement sur place.
- Effort de traction très important et qui confère une force de pénétration également très importante.

b) Inconvénient :

- Vitesse lente, ce qui diminue considérablement le rendement des chargeuses
- Impossibilité de se déplacer sur la route ou sur les surfaces revêtues (béton en particulier) sans dispositifs spéciaux.

La chargeuse sur pneus possède de grands avantages par comparaison avec la chargeuse sur chenilles. La capacité de se déplacer à une grande vitesse permet de la transférer vite d'un chantier à un autre, elle permet même de faire les travaux de transport. Ce qui n'est pas le cas avec la chargeuse sur chenilles. Le fait que la chargeuse sur pneus peut faire les travaux de transport en plus des travaux d'extraction et de chargement donne à la chargeuse la possibilité de remplacer dans certaines conditions l'excavateur et le camion, ce qui diminue les frais d'exploitation et d'installation.

3.3. Paramètre du chantier de travail de la chargeuse :

La chargeuse attaque le gradin soit par son extrémité, soit du côté du front d'attaque (le mode de travail le plus répandu).

La largeur d'une enlevure est déterminée en tenant compte de la distance de sécurité entre la chargeuse et l'arête inférieure de talus. Cette distance varie entre 1.2 et 1.8 m.

Pratiquement, l'enlevure varie, suivant le modèle la chargeuse frontale, entre 5 et 15 m.

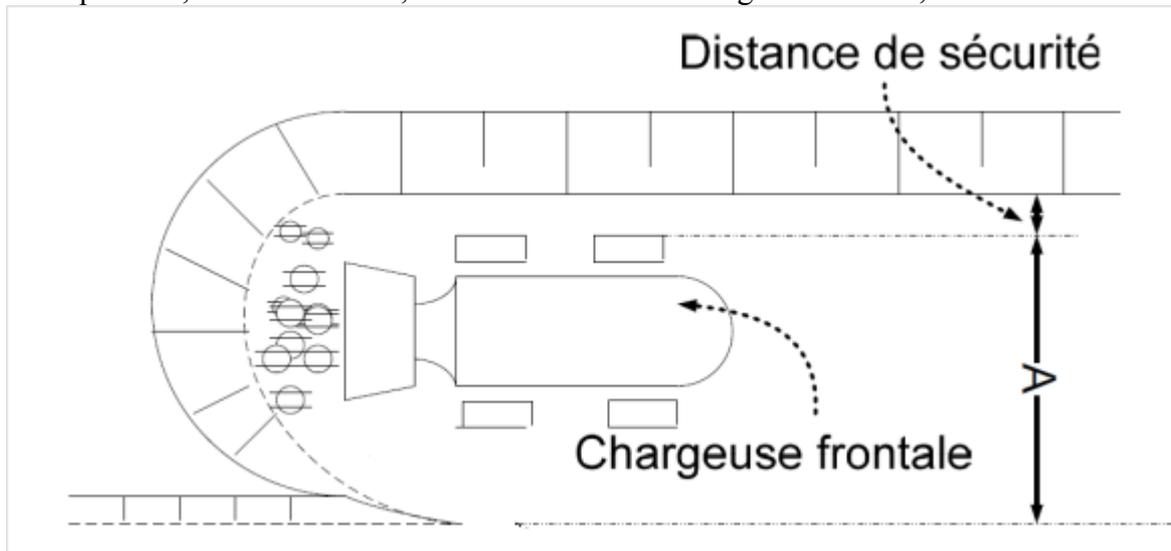


Figure IV.5. 4:Schématisation des paramètres du chantier de travail de la chargeuse.

4. Comparaison entre la chargeuse et les excavateurs à godet unique :

En comparant entre la chargeuse et les excavateurs, on peut mettre en évidence les nombreux avantages de la chargeuse sur les excavateurs :

-Grande capacité du godet par rapport à la masse de la chargeuse qui avec une même capacité de godet que les excavateurs pèse 6 à 8 fois moins.

- Grande vitesse du déplacement de la chargeuse ; elle dépasse de 30 à 90 fois la celle de l'excavateur, ce qui permet d'effectuer avec un seul engin le travail d'excavation, de chargement et de transport.

-Grande manœuvrabilité permettant de faire le chargement dans les conditions gêne ou défavorable pour l'accessibilité des excavateurs.

- Le rendement des chargeuses ne dépend pas de la hauteur du chantier à l'inverse du rendement des excavateurs. Cela est favorable pour l'exploitation des gradins de petite hauteur.

-Possibilité de coordination et affectation du le travail de la chargeuse dans plusieurs carrières distantes de 6km l'une de l'autre.

5. *Notions sur le rendement et les coefficients de disponibilité et d'utilisation des engins de chantier :*

En pratique, il est difficile de déterminer avec précision le rendement général du chantier. De ce fait, lors des calculs du débit ou rendement d'un engin de chantier, il s'avère nécessaire de considérer les coefficients de mise a disposition et d'utilisation effective des engins miniers émanant de différentes classes d'heures au lieu d'utiliser les rendements horaire et général du chantier.

A. Classe d'heures :

Si on prend une période de référence on peut la décomposer en différentes classes d'heures :

1. Heures théoriques ou possibles, HP

Elles représentent le total d'heures possibles dans une période donnée exemple :

Un poste= 8 heures.

Un jour= 24 heures.

Un mois =30 jours= 720 heures

Ces heures sont décomposées en deux classes :

- Les heures d'activité.
- Les heures d'inactivité

2. Heure d'activité, HACT

Elles représentent l'ensemble des heures pendant lesquelles les services d'exploitation et de maintenance sont en activité.

Elles sont décomposées en deux classes principales d'heures :

- Heures de mise à disposition, HMD.
- Heures de maintenance, HM.

5.1. heures de mise à disposition

Ce sont les heures pendant lesquelles les engins sont mis à la Disposition de la division de l'exploitation. Autrement dit, le total d'heures garanties par la division de Maintenance (engin en place près à être utiliser, sans panne) à l'Exploitation pour la réalisation de la production planifiée.

Elles sont décomposées en deux classes d'heures :

- Heures d'utilisation réelle ou effective.
- Heures improductives.

2.1.a) Heures d'utilisation réelle ou effective :

Ce sont les heures effectivement prestées par les engins affectées à l'exploitation.

2.1.b) Heures improductives, HIMP

Ce sont les heures pendant lesquelles les engins qui sont mis à la disposition de l'exploitation ne travaillent pas à la production.

Il s'agit par exemple des heures de :

- _ Changement de poste.
- _ Attente poste.
- _ Minage.
- _ Déplacement des engins d'un chantier à l'autre.
- _ Ravitaillement en carburant.
- _ Visite de la division de maintenance.
- _ Manque du courant ou panne sèche.
- _ Autres arrêts divers indépendants de l'état de l'engin.

2.2 Heures de maintenance, HM

Ce sont les heures pendant lesquelles les engins sont à la disposition de la maintenance.

Il s'agit des heures qui correspondent aux périodes d'entretien, de réparation, de rénovation ou du retard dû aux approvisionnements en pièces de rechanges.

6. Heures d'inactivité, HINACT

Elles représentent les heures pendant lesquelles les engins ne sont sous la responsabilité directe ni de l'exploitation, ni de la maintenance.

Connaissant toutes ces différentes classes d'heures, nous pouvant définir :

- o le coefficient de mise à disposition.
- o le coefficient d'utilisation effective.
- o le coefficient d'utilisation absolue.

Le calcul du coefficient d'utilisation absolue et effective sont définie dans les travaux préparation de roches à l'excavation dans le calcul du rendement de la sondeuse, dans le chapitre IV.

B. Coefficient de mise à disposition, CMD :

C'est le rapport entre les heures de mise à disposition et les heures possibles.

$$CMD = \frac{HMD}{HP} * 100 \%$$

6. Rendement des engins de chargement (excavateur à godet unique et des chargeuses) :

Le rendement de l'engin représente le volume de roche chargé par unité de temps, il dépend de :

- La capacité du godet.
- Propriétés physico-mécanique du travail.

- Schéma technologiques du travail.
- L'organisation des travaux de chargement et de transport dans le chantier.
- Granulométrie des roches excavées.
- La forme et dimensions du chantier d'excavation qui influent sur le travail de l'engin de chargement.

Le rendement théorique qui tient compte de l'utilisation complète des capacités des engins est déterminé par la formule suivante :

$$R_{th} = \frac{3600 E}{t_c} [m^3/h]$$

Ou :

E : la capacité volumétrique du godet ;

t_c : Temps de cycle de l'engin, en seconde, pour un angle de giration égal à 90°.

Le rendement effectif est déterminé par la formule :

$$R_{eff} = \frac{3600 E \times t_p \times Kr \times Ku \times Kf}{t_c} [m^3/h]$$

Avec :

t_p : Durée d'un poste, h ;

Kr : coefficient de remplissage du godet ;

Kf : coefficient de foisonnement des roches dans le godet ;

Ku : coefficient d'utilisation de l'excavateur durant un poste ;

t_c : Temps de cycle de l'engin, en second.

7. La capacité de Charge du godet :

Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :

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

$$Ng = \frac{Qc \times kf}{E \times kr \times \gamma}$$

Avec :

Qc : Capacité du camion ;

kf : Coefficient de foisonnement;

E: Capacité du godet de l'engin;

kr : Coefficient de remplissage du godet;

γ : Poids volumique de la roche

8. Le chargement dans la carrière de Chouf-Amar :

Le chargement dans la carrière de Chouf-Amar s'effectue à l'aide de la chargeuse CATERPILLAR 990 k.

Le choix de ce type de chargeuse doit être rationnel de manière à assurer la production planifiée de la carrière $Pp=4000000$ t/an.

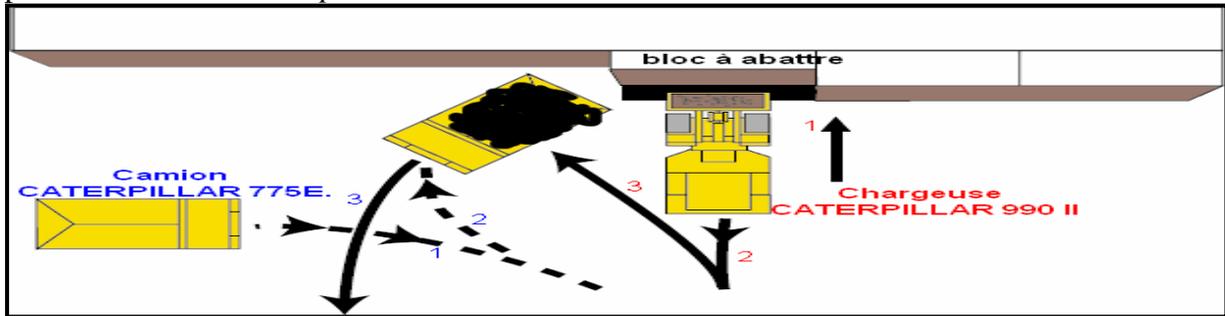


Figure IV.5. 5 : Chargement du tas des roches.

Les phases du chargement :

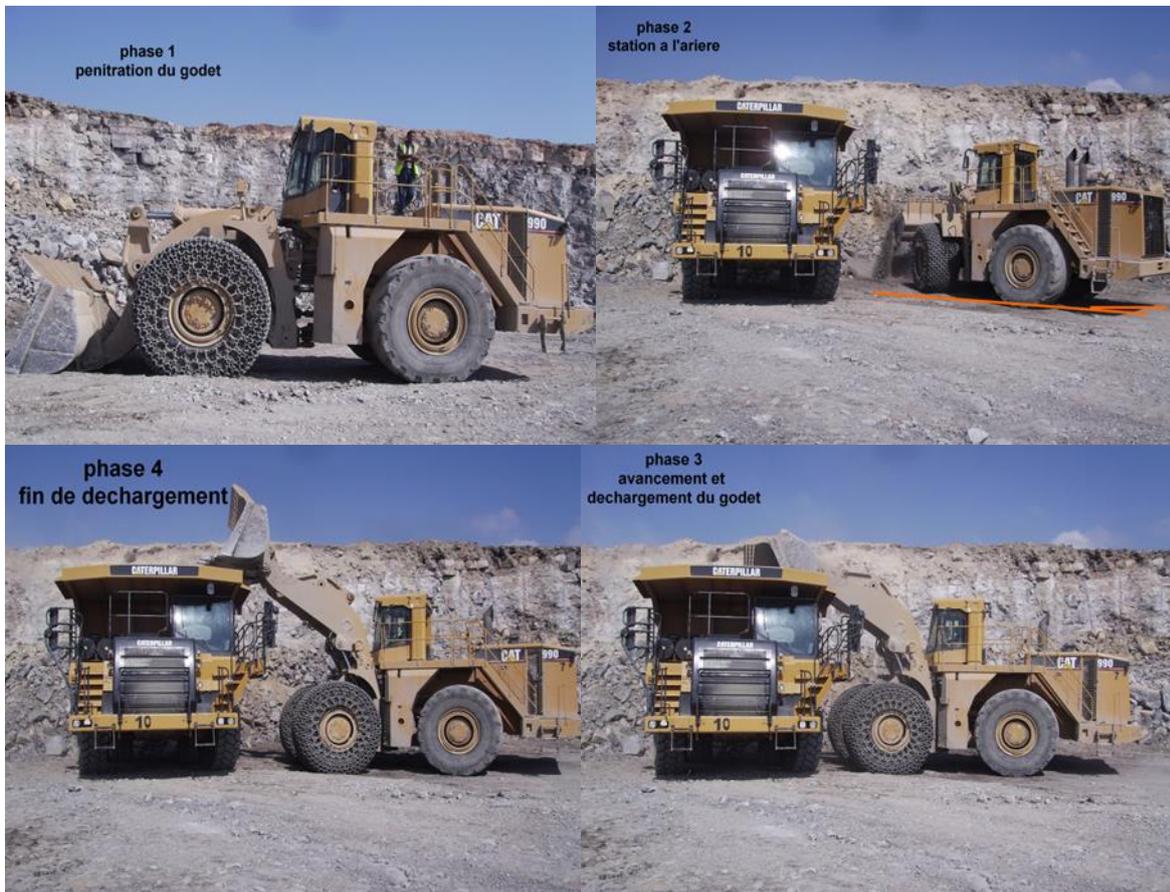


Figure IV.5. 6: Chargement de roches dans la carrière.



Figure IV.5. 7 : chargeuse CATERPILLAR 990.

a-Choix de type de chargeuse utilisée:

Le type de chargeuse à utiliser est déterminé d'après la capacité du godet de cette dernière suivant la formule :

$$E = \frac{Q_{an} \times T_c \times K_f}{3600 \times K_r \times K_u \times N_{jauv} \times T_p \times N_p \times \gamma}; m^3$$

Où :

- Q_{an} : La production annuelle de la carrière ; $Q_{an} = 3876000t / an$
- T_c : Temps de cycle de la chargeuse
- K_f : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet ; $K_f = 1,5$
- K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r = (0,85 \div 0,90)$ $K_r = 0,9$
- K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ; $K_u = (0,6 \div 0,8)$
- N_{jauv} : Nombre de jours ouvrables par an $N_{jauv} = 250 \text{ jours}$
- T_p : Temps d'un poste de travail $T_p = 7 \text{ heures}$
- N_p : Nombre de postes de travail $N_p = 2 \text{ poste}$
- γ : La densité de la roche $\gamma = 2,68t / m^3$

Donc :

$$E = \frac{3876000 \times 36,25 \times 1,5}{3600 \times 0,9 \times 0,8 \times 250 \times 7 \times 2 \times 2,68} = 8,66 \approx 9m^3$$

La capacité de Charge du godet déterminée d'après la formule suivante

$$G = E \times \frac{\gamma}{K_f}; t$$

Ou :

- E : capacité du godet, $E = 8m^3$
- γ : densité de la Roches, $\gamma = 2,68t / m^3$
- K_f : coefficient de foisonnement de la Roches dans le godet, $K_f = 1,5$

$$G = 8 \times \frac{2,68}{1,5} = 14,29t$$

b- Caractéristique technique de la chargeuse :

Tableau IV.5. 1:caractéristiques techniques de la chargeuse.

| | |
|------------------------------|--------------------------|
| Marque | CAT |
| Type | 990 |
| Capacité du godet | 8,4 ÷ 9,2 m ³ |
| Capacité de Charge | 15 ÷ 16,5 t |
| Puissance du moteur | 466kw |
| Vitesse de rotatio du moteur |tour/min |
| Moteur | 3412 E diesel |
| Poids | 73453 kg |

c-Rendement de la chargeuse.

Le rendement des engins de chargement dépend :

- type d'engin
- capacité du godet
- temps de cycle
- densité et granulométrie de la roche abattue
- en fin le niveau de maitrise de l'engin par les opérateurs.

❖ Rendement postier.

$$R_{pch} = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_c \times K_f}; t / post$$

$$R_{pch} = \frac{3600 \times 8 \times 0,8 \times 0,9 \times 7 \times 2,68}{36,25 \times 1,5} = 7154,15t / post$$

❖ **Rendement journalier.**

$$R_{jch} = R_{pch} \times N_p; t / jour$$

Où :

$$\text{➤ } N_p : \text{Nombre de postes ; } N_p = 2 \text{ poste}$$

Donc :

$$\text{➤ } R_{pch} = 7154,15 \times 2 = 14308,31t / post$$

❖ **Rendement annuelle.**

$$R_{anch} = R_{jch} \times N_{jauv}; t / an$$

Où :

$$\text{➤ } N_{jauv} : \text{Nombre de jours ouvrables, } N_{jauv} = 250 \text{ jours}$$

Donc :

$$R_{anch} = 7154,15 \times 250 = 1788539,58t / an$$

d- calcul du nombre de chargeuses.

Le nombre nécessaire de chargeuses pour assurer la production de la carrière de Chouf-Amar est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{Q_{an}}{R_{anch} \times K_r}$$

Où :

$$\text{➤ } K_r = (1,1 \div 1,2), \text{ coefficient de réserve ; } K_r = 1,1$$

Donc :

$$N_{ch} = \frac{3876000}{1788539,58 \times 1,1} = 1,76 \approx 2 \text{ chargeuses}$$

e-Le temps de cycle effectif de la chargeuse :

C'est le temps de cycle sans attente.

Pendant la période de stage pratique (22jours), nous avons fait le chronométrage de la durée de cycle de la chargeuse, la durée est déterminée de la façon suivante :

$$T_c = T_r + T_{mc} + T_{dé} + T_{mv}; (s)$$

Avec :

Tc : Durée d'un cycle de chargement.

Tr : Temps de remplissage du godet.

Tmc : Temps de manœuvre à charge

Tdé : Temps de déchargement.

Tmv : Temps de manœuvre à vide.

Tableau IV.5. 2:le temps de cycle de la chargeuse.

| numéro dumper | temps déversement | temps marche à vide | temps marche plein | temps remplissage | temps marche | temps attente | temps cycle | temps chargement que fait chargeuse |
|---------------|-------------------|---------------------|--------------------|-------------------|--------------|---------------|-------------|-------------------------------------|
| 15 | 5 | 13 | 21 | 18 | 34 | 574 | 57 | 847 |
| | 5 | 5 | 17 | 16 | 22 | | 43 | |
| | 5 | 9 | 21 | 16 | 30 | | 51 | |
| | 10 | 12 | 17 | 16 | 29 | | 55 | |
| | 6 | 14 | 37 | 10 | 51 | | 67 | |
| 10 | 2 | 17 | 5 | 7 | 22 | 65 | 31 | 213 |
| | 2 | 5 | 6 | 8 | 11 | | 21 | |
| | 4 | 10 | 6 | 7 | 16 | | 27 | |
| | 9 | 22 | 3 | 8 | 25 | | 42 | |
| | 4 | 8 | 9 | 6 | 17 | | 27 | |
| 6 | 5 | 7 | 9 | 8 | 16 | 78 | 29 | 195 |
| | 5 | 5 | 7 | 9 | 12 | | 26 | |
| | 8 | 8 | 8 | 10 | 16 | | 34 | |
| | 9 | 5 | 6 | 8 | 11 | | 28 | |

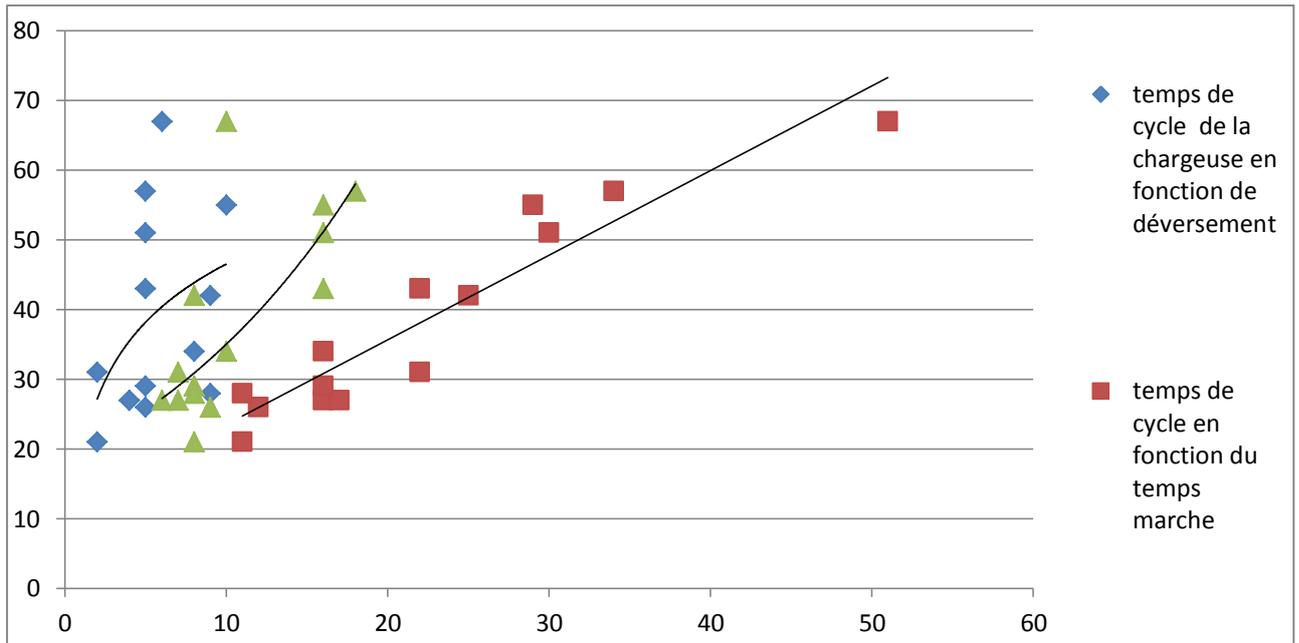


Figure IV.5. 8: Graphe : variation du temps de cycle de la chargeuse en fonction des temps de chargement du godet, de la marche, du déversement

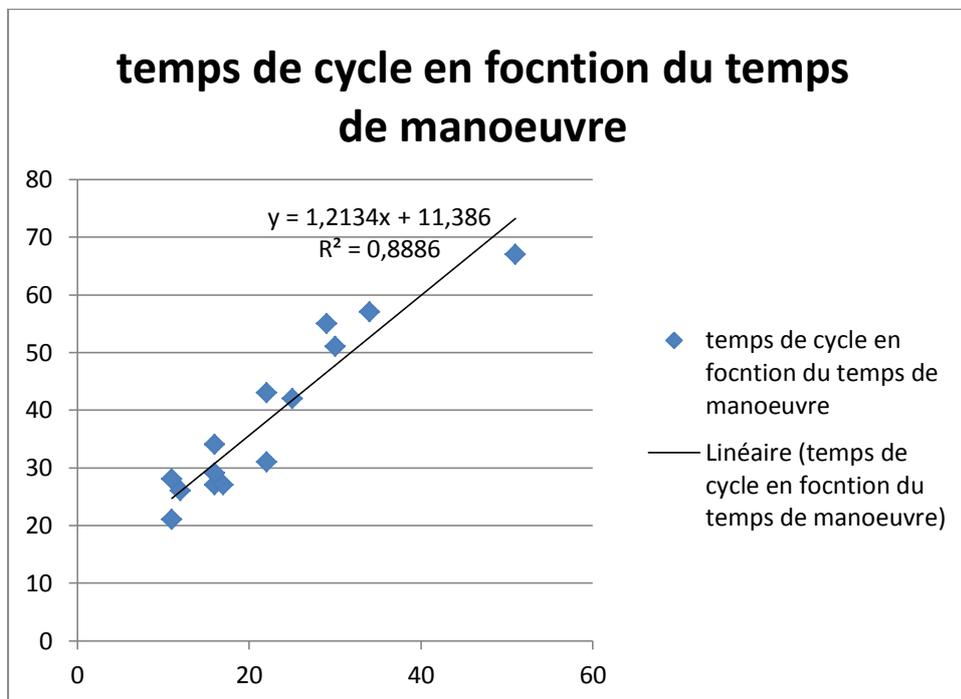


Figure IV.5. 9 : Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de manoeuvre.

Interprétation du graphe de la figure IV.5. 1 :

On constate d'après le graphe, que la variation du temps de cycle en fonction du temps de manoeuvre varie de façon linéaire.

On a l'augmentation de temps de manœuvre implique l'augmentation du temps de cycle, ce qui est logique.

Comme les mesures ont été faites de façon consécutive dans le temps, on remarque qu'avec l'avancement de travail du conducteur, le temps de manœuvre augmente aussi. On interprète cela du fait que le chauffeur se fatigue avec le temps, et donc les manœuvres se prennent plus de temps.

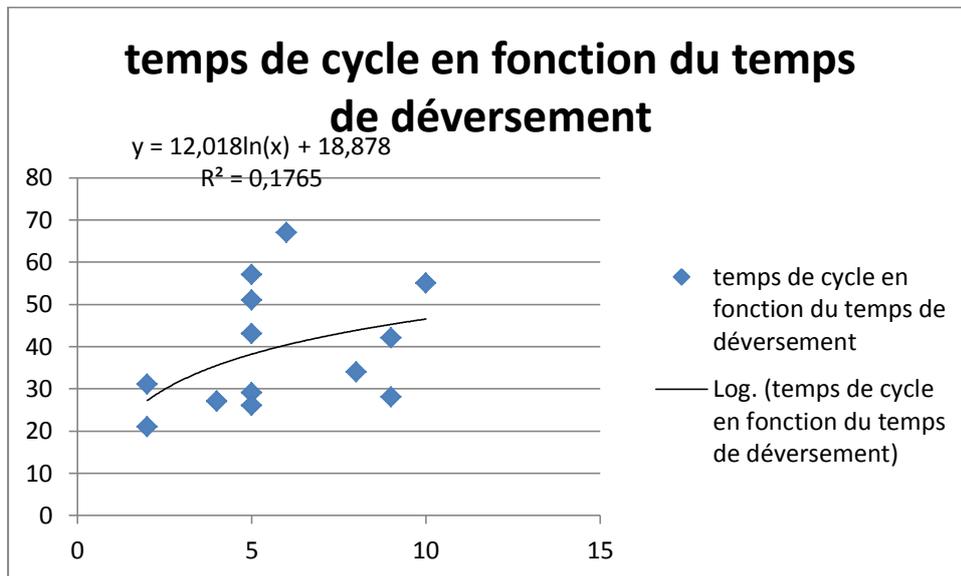


Figure IV.5. 10: Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de déversement.

Dans la figure IV.5.2, on remarque que la variation du temps de cycle en fonction du temps de manœuvre varie de façon logarithmique.

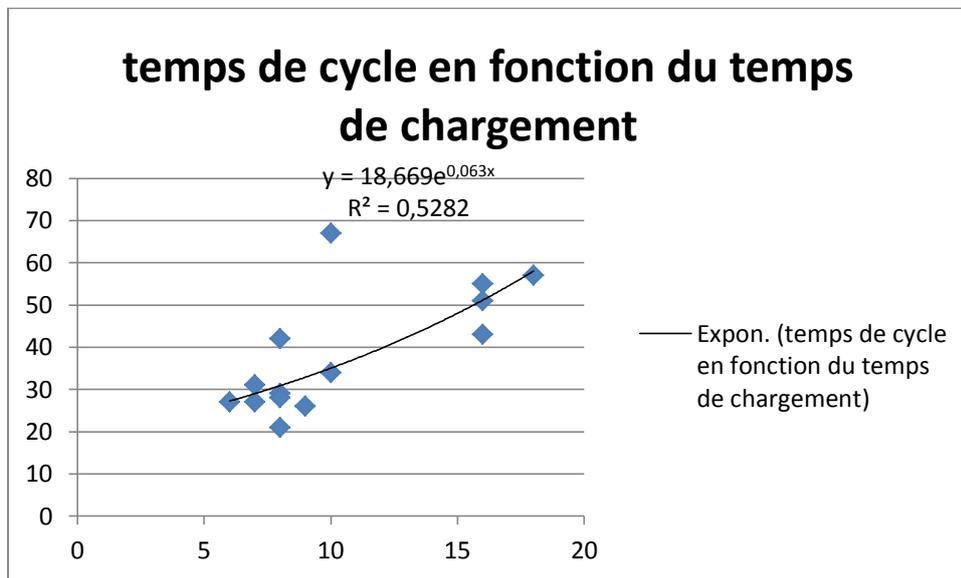


Figure IV.5. 11: Graphe du temps de cycle de la chargeuse en fonction de celui de manœuvre.

Pour la variation du temps de cycle en fonction du temps de manœuvre, elle varie de façon exponentielle.

Les parties prise, dans chaque temps de cycle, des temps de chargement, de manœuvre et du déversement ne sont pas de la même grandeur.

On a une variation exponentielle pour le temps de cycle en fonction du temps de chargement, une variation linéaire pour le temps cycle en fonction du temps de manœuvre et une variation logarithmique pour ce dernier en fonction du temps de déversement. Cela veut dire que la variation du temps de cycle varie de façon plus grand (importante) en fonction du temps de chargement car elle varie de façon exponentiel, puis vient la variation linéaire du temps de cycle en lien avec le temps de manœuvre qui est une variation plus importante que la variation de ce dernier en fonction du temps de déversement qui est logarithmique. Ce qui logique car le temps de chargement influe plus considérablement sur la valeur du temps de cycle, puis vient le temps de manœuvre dont la grandeur d'intervalle du temps est plus grande que celle du temps de déversement.

4.5.3 : Transport

4.5.3.1 : Introduction :

Dans une exploitation à ciel ouvert le transport assure le déplacement des minerais et des stériles du front de la taille jusqu'aux points de déchargement qui sont les trémies de réceptions pour les minéraux utiles, et les terrils pour les stériles.

L'organisation de transport est un problème très important qui conditionne les possibilités de production de l'entreprise. Le coût de transport dans les mines à ciel ouvert atteints 30 à 40 % des dépenses totales de l'exploitation.

Généralement on distingue les types et les modes de transport :

Les types déterminent l'itinéraire de l'équipement déplaçant, le transport peut se faire soit par les mêmes voies (du type concentré), soit par des voies différentes (du type séparé ou dispersé).

Le mode de transport détermine les caractéristiques de fonctionnement des principaux moyens de transport, ainsi on distingue :

Le transport continu comme (bande transporteuse, transport hydraulique, transport aérien par câble...)

Le transport discontinu cyclique (locomotive et wagons, camions et engins dérivés des camions, grues à câbles)

Les exigences principales du transport :

- la distance minimale à parcourir pour le transport du minerai et du stérile du front de taille jusqu'au point de déchargement.

- les temps d'attente soit réduits.

- paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'extraction et de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches déplacées.

- sécurité maximale et rendements maximal.

- meilleur sens de progression des travaux miniers.

4.5.3.2 : le transport dans la carrière de Chouf - Ammar :

En tenant compte de la distance entre le front des travaux et le concasseur estimé à 2500 m, de la granulométrie des roches à transporter qui varie de 0,3 jusqu'à 1 m, et la pente de la route principale de valeur de 14%, et de la production annuelle de la carrière environ de 4.10^6 tonne de calcaire, le transport dans la carrière de Chouf- Amar s'effectue par des camions de marque CATERPILLAR de type 775 E, 775 F, 775 G, 775 D.



Figure IV.5. 12 : dumper CATERPILLAR 775E.

4.5.3.3 : Les caractéristiques de transport par dumpers :

Le transport par dumpers est largement appliqué, il est efficace pour le transport de minéraux dans des distances relativement courtes, il offre les avantages suivants :

- La souplesse d'utilisation permettant de s'adapter à tous les types d'exploitation pour n'importe quelle structure du gisement.
- la grande capacité de transport.
- l'organisation simple de la circulation des engins de transport.

Les conditions les plus favorables à l'emploi des camions sont :

- La dimension faible et moyenne des gisements de 2 à 5 km dont la profondeur peut dépasser 200 à 250 m.
- La distance de transport ne dépassant pas 5 à 6 km.
- les roches dures et semi dures abattues à l'explosif ou bien des roches meubles et tendres moins humides.
- le tonnage à déplacer jusqu'à 10 millions de tonnes par an pour les camions dont la capacité des bennes est inférieure à 70 tonnes.

Tous les camions utilisés ont au moins les caractéristiques suivantes :

- L'emploi d'un cerveau moteur de direction.
- Les gros pneus très résistants à l'usure.
- La cabine à suspension élastique pour le confort du conducteur.
- La benne basculante.
- La caisse de la benne est prolongée par une plaque très épaisse qui recouvre la cabine du conducteur.
- Le chauffage du fond de la benne par les gaz d'échappement du moteur afin d'éviter le colmatage par les produits humides et collants dans la benne du camion.

4.5.3.4 : Volume de la benne :

Le choix de ce type se fait selon la longueur du transport et la pente.

Le rapport rationnel du volume de la benne au volume du godet (V/E) est dans les limites :

(4 ÷ 6) pour la distance du transport de (1 ÷ 5) km

(6 ÷ 10) pour la distance du transport de (5 ÷ 7) km.

(10 ÷ 12) pour la distance du transport de (≥ 7) km.

Dans la carrière de Chouf- Amar, la longueur de transport est : $L_{tr} = 2500m$

Le rapport : V/E varie entre 4 et 6.

$$\frac{V}{E} = (4 \div 6), \text{ En prendre } \frac{V}{E} = 4$$

Où :

$$\text{➤ } E : \text{ La capacité du godet ; } V = 8m^3$$

Donc :

$$V = 8 \times 4 = 32m^3$$

4.5.3.5 : Caractéristiques techniques des dumpers :

Pour Caterpillar 775E

- Modèle CAT
- Type 775E
- Capacité de benne : 31,4m³
- Capacité de charge : 65 t
- Vitesse maximale : 65 km/h
- Poids à vide : 47,5 t
- Poids à charge : 112,5 t
- Puissance du moteur 680 ch. / 544 kW

• Dimensions.

- Hauteur : 3938 mm
- Largeur : 4532 mm
- Longueur : 9209 mm

Pour Caterpillar 775 F

- Poids net 45.1 t
- Fabricant du moteur Caterpillar
- Type de moteur C27ACERT
- Pneumatiques standard 24.00R35
- Puissance du moteur 544 kW

| | |
|---------------------------------|------------------------|
| - Capacité benne | 41.9 m ³ |
| - Charge utile | 64 t |
| - Direction | VL |
| - Dimensions des outils (Lxlxh) | 9,22x5,3x4,11 m |
| - Displacement | 27 l |
| - Tours-min. | 2000 min ⁻¹ |
| - Vitesse | 67.5 km/h |
| - cercle rayon | 26.1 m |
| - Hauteur de chargement | 3.946 m |

Pour Caterpillar 775 G

| | |
|----------------------------------|------------------------|
| • Poids net | 50.2 t |
| • Fabricant du moteur | Caterpillar |
| • Type de moteur | C27Acert |
| • Pneumatiques standard | 24.00R35 |
| • Puissance du moteur | 578 kW |
| • Capacité benne | 42.2 m ³ |
| • Charge utile | 61.6 t |
| • Direction | VL |
| • Dimensions des outils (Lxlxh)- | |
| • Displacement | 27 l |
| • Tours-min. | 2000 min ⁻¹ |
| • Vitesse | 67.5 km/h |
| • cercle rayon | 26.1 m |
| • Hauteur de chargement- | |

4.5.3.6: Nombre de godets :

$$N_g = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma}; \text{godet}$$

Où :

- G : Capacité de charge du camion ; $G = 65t$
- K_f : Coefficient de foisonnement des roches ; $K_f = 1,5$
- E : Capacité du godet ; $E = (8,4 \div 9,2)m^3$
- K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r = 0,9$
- γ : Densité de la roche ; $\gamma = 2,65t / m^3$

Donc :

$$N_g = \frac{65 \times 1,5}{9,2 \times 0,9 \times 2,65} = 4,39 \approx 4 \text{godet}$$

4.5.3.7: Coefficient d'utilisation du volume de la benne du camion :

$$K_{uc} = \frac{V_{réel}}{V_{nom}}$$

Où :

- $V_{réel}$: Capacité réelle de la benne ; $V_{réel} = 32m^3$
- V_{nom} : Capacité nominale de la benne ; $V_{nom} = 31,4m^3$

Donc :

$$K_{uc} = \frac{32}{31,4} = 1,01$$

4.5.3.8: Capacité de charge réelle du camion :

$$G_r = \frac{N_g \times E \times K_r \times \lambda}{K_f}; t$$

$$= \frac{4,39 \times 9,2 \times 0,9 \times 2,65}{1,5} = 64,21t$$

4.5.2.9: Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion :

$$K_{uc} = \frac{G_r}{G_{nom}} = \frac{64,21}{65} = 0,90$$

4.5.3.10: Rendement effectif du camion :

$$R_{ca} = \frac{60 \times G_{nom} \times K_{uc} \times K_u \times T_p}{T_c}; t / poste$$

Où :

- G_{nom} : Capacité de charge nominale du camion ; $G_{nom} = 65t$
- K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion ; $K_{uc} = 0,90$
- $K_u = (0,7 \div 0,8)$: Coefficient d'utilisation pratique du camion ; $K_u = 0,8$
- T_p : Temps d'un poste $T_p = 8heurs$
- T_c : Temps de cycle du camion ; $T_c = 19,17 \text{ min}$

Donc :

$$R_{ca} = \frac{60 \times 65 \times 0,9 \times 0,8 \times 8}{19,17} = 1771,83t / poste$$

4.5.3.11: Rendement d'exploitation du camion :

❖ Rendement journalier.

$$R_{jca} = R_{ca} \times N_p; t / \text{jours}$$

Où :

$$\text{➤ } N_p : \text{Nombre de poste ; } N_p = 2 \text{ poste}$$

Donc :

$$R_{jca} = 1771,83 \times 2 = 3543,66t / \text{jours}$$

❖ Rendement annuel du camion.

$$R_{anca} = R_{jca} \times N_{jauv}; t / \text{an}$$

Où :

$$\text{➤ } N_{jauv} : \text{Nombre de jour ouvrables par an ; } N_{jauv} = 250 \text{ jours}$$

Donc

$$R_{anca} = 3543,66 \times 250 = 885915t / \text{an}$$

4.5.3.12: Caractéristiques de la route.

La piste principale démarre de la station de concassage où le relief est relativement plat, jusqu'au point supérieur de premier niveau à ouvrir, si la piste présente un virage ou plusieurs celui-ci doit avoir un rayon de courbure "R" Supérieur au rayon de braquage du camion.

❖Pente :

La pente de la piste est un facteur important pour l'opération transport, à fin d'assurer de bonnes conditions de travail et de sécurité.

Dans les carrières les pistes ont des pentes dont les valeurs sont déterminées par la tangente de l'angle de la pente, suivant la formule :

$$tg i = \frac{h}{l}$$

Où h : c'est la hauteur de la montée de la charge ; m

L : c'est la projection horizontale de la voie de transport

Dans le cas de la carrière de chouf ammar ou le transport s'effectue par camions, la valeur de tg i est petite c'est pourquoi on peut considérer que $l=L$ et la pente de la piste peut être exprimée en millièmes dont elles s'élèvent ou descendent par kilomètres

$$i = \frac{h}{L} \cdot 1000, \%$$

La pente se détermine par les types de transport et leurs caractéristiques.

On appelle pente directrice la pente maximale de la carrière ou les vitesses des camions sont minimales.

La valeur de la pente dans la carrière de chouf ammar en ligne droite est de 10% et parfois 12%-15%, dans les virage : cette pente ne doit pas dépasser 6%.

Ces valeurs sont pratiquement surmontables par les camions destinés au roulage, surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide (en montée) et chargé (en descente) si l'exploitation est du haut vers le bas.

❖Largeur :

En majeure partie l'efficacité du travail du transport par camion se détermine par l'état des pistes dans les conditions d'exploitation à ciel ouvert.

Dans une mine à ciel ouvert se trouve deux types de pistes :les pistes stationnaires et les pistes provisoires.

Dans la carrière de Chouf- Amar ,la piste stationnaire construite dans les tranchées inclinées,au jour et sur les bermes de transport pour une longue durée,elle possède une circulation à doubles voies.

La route provisoire construite sur le gradin n'est pas revêtue , elle est disposée directement sur le calcaire ; elle se déplace au fur et à mesure de l'avancement du front des travaux miniers.

La largeur de la chaussée de la route dépend de :

- Gabarit des camions.
- Vitesse de circulation.
- Nombre de voies de circulation.

Dans le cas de la circulation à double voie, la largeur est déterminée d'après la formule suivante :

Où :

- a : largeur du camion ; $a = 4,5m$

- $c = (0,4 \div 1)m$: largeur de la bande de sécurité, on prend $c = 1m$
- $x = (0,7 \div 1,7)m$: distance de sécurité entre 2 camions croisés, on prend $x = 1,7m$

$$B_t = 2 \times 4,5 + 1,7 + 2 \times 1 = 13,7m$$

Dans la carrière $B_t = 14m$.

Dans les zones des virages, la chaussée sera élargie suivant le rayon de courbure,

| | | | | | |
|----------------------|-----|-----|-----|-----|-----|
| Rayon de courbure, m | 250 | 100 | 50 | 30 | 20 |
| élargissement | 0,5 | 0,8 | 1,1 | 1,4 | 1,7 |

Figure IV.5. 13: l'élargissement de la chaussée suivant le rayon de courbure.

La largeur des bas-cotés des pistes est de 1 a 2 m.

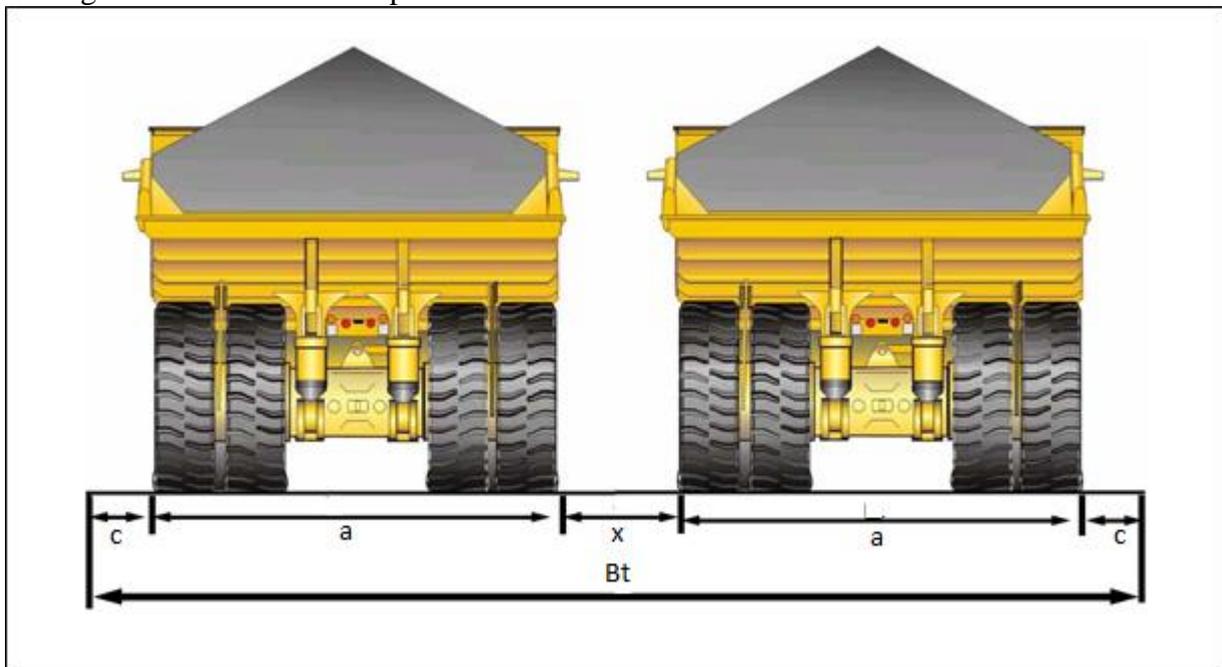


Figure IV.5. 14 : Largeur de voie de transport.

❖ Les rigoles :

Pour l'évacuation des eaux, les routes doivent avoir des rigoles latérales dont la profondeur varie de 0,8 à 0,9 m. les rigoles ont la forme d'un trapèze dont la largeur de base est 0,4 m.

4.5.3.13: Organisation du travail de transport.

L'efficacité de l'utilisation des camions dans des mines à ciel ouvert dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

Suivant la méthode d'ouverture des gradins, les dimensions de la plate forme du travail et des conditions de travail de la chargeuse, on applique différents types d'accès des camions vers la chargeuse, à savoir :

Schéma d'approche en frontale.

Schéma d'approche en boucle.

Schéma d'approche en cul de sac.

Dans la carrière de Chouf- Amar, il est préférable d'utiliser le schéma d'approche en boucle, ce qui augmentera le rendement de la chargeuse et n'exige pas aux chauffeurs des camions des manœuvres compliquées.

4.5.3.14 : Temps de cycle du camion.

Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv} ; \text{min}$$

Dans la carrière de Chouf-Ammar, on a effectué plusieurs essais de calcul des temps de cycle de plusieurs types de camions :

Tableau IV.5. 3Calcul du temps de cycle des camions.

| type camion | t cycle du dumper | T cycle moy (min) |
|-------------|-------------------|-------------------|
| G 05 | 0:28:00 | 0:26:20 |
| | 0:27:00 | |
| | 0:24:00 | |
| G 06 | 0:27:00 | 0:24:20 |
| | 0:27:00 | |
| | 0:19:00 | |
| D 01 | 0:26:00 | 0:28:00 |
| | 0:30:00 | |
| D 04 | 0:23:00 | 0:23:00 |

4.5.3.15 : calcul du nombre nécessaire des camions :

Le nombre de camions se détermine en fonction de la production a assurer et du temps de rotation possible .

Généralement ,le nombre de camions est déterminé pour chaque moyen de chargement séparément.

Le parc de camions s'établit suivant la condition d'un travail continu du parc de chargeuse lors de l'arrivée rythmique des camions au chantier.

par la formule suivante :

pour servir une seul chargeuse ,il faut avoir le nombre de camions suivants :

$$Nca = \frac{Tc}{Tch} , camions$$

Vu que le parc de camions a Chouf Ammar est constitué de différents types de dumpers dont les caractéristiques techniques comme la capacité de la benne, la charge utile...,etc sont différentes alors on applique la formule citée au-dessus pour chaque type (G 05, G 06, D01, D04) arrivants a la zone de chargement durant la durée de de notre enregistrements des temps de chargement et de cycle de chaque type ,représentées dans le tableau suivant :

Tableau IV.5. 4 : Calcul du nombre de camions nécessaire.

| type camion | T c ; min | Tch ; min | Nca | Nca moy de chaque type | N ca |
|-------------|-----------|-----------|-------------|------------------------|------------|
| G 05 | 00:28:00 | 00:02:30 | 11,2 | 9,633333333 | 10,4429293 |
| | 00:27:00 | 00:03:00 | 9 | | |
| | 00:24:00 | 00:02:00 | 12 | | |
| G 06 | 0:27:00 | 0:03:00 | 9,00 | | |
| | 0:27:00 | 0:03:00 | 9,00 | | |
| | 0:19:00 | 0:02:30 | 7,60 | | |
| D 01 | 0:26:00 | 0:02:00 | 13 | | |
| | 0:30:00 | 0:02:18 | 13,09090909 | | |
| D 04 | 0:23:00 | 0:03:00 | 7,666666667 | | |

Pour avoir le nombre nécessaire des dumpers du type G et du type D on prend la moyenne des nombres trouvés :

Donc il est nécessaire d'utiliser en moyenne 10 dumpers du type G et 11 en moyenne du type D.

Chapitre 5

Traitement mécanique

5- Traitement mécanique

5- 1 -Concassage

Le concassage des roches s'effectue dans le concasseur primaire à marteau de type EV 250 situé au niveau 768 m de débit 1540 t/heure ça pour l'exploitation à long terme dans la carrière de Chouf Amar.

Le concasseur à marteaux de type EV est conçu pour concasser des grands blocs des pierres, principalement pour le concassage de matières sèches mais également pour le broyage de granulats présentant un pourcentage relativement élevé de composants visqueux.



Figure V.1. 1:Vue générale du concasseur.

| Paramètres | Les valeurs |
|-------------------------------------|-------------------------------------|
| Concasseur à marteau de type EV 250 | |
| PUISSANCE DU MOTEUR | 2200 KW |
| Débit moyen | 1540 et 1670 t/h avec 8% d'humidité |
| Granulométrie maximale | 5% supérieur à 60 mm |
| Vitesse du moteur | 996 tour/min |
| Vitesse du marteau | 267 tour/min |

| | |
|--|--------------|
| L'ouverture nominale au fond diagonale | 2m |
| L'ouverture maximale | 3300*3628 mm |

Tableau V.1. 1Caractéristiques techniques du concasseur.

Composition et fonctionnement

2.1 Composition

Le concasseur à marteaux comprend les composantes principales suivantes :

- | | |
|----------------------------------|--------------------------|
| 1. Section inférieure | 5. Rotor à marteaux |
| 2. Section supérieure fixe | 6. Plateau de concassage |
| 3. Section supérieure basculante | 7. Grille de sortie |
| 4. Cylindre d'admission | |

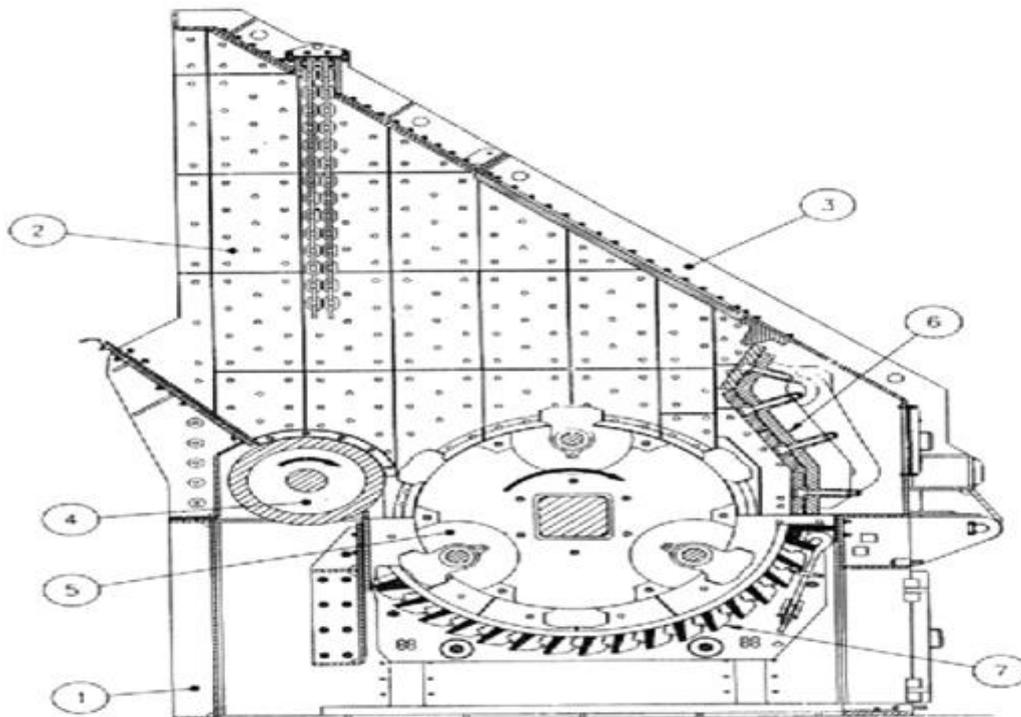


Figure V.1. 2: Coupe transversale du concasseur.

5- 1 -1. Préparation mécanique :

Une fois la matière première (calcaire) est extraite, elle est transportée à l'usine de traitement mécanique afin de subir toutes les opérations nécessaires à production des agrégats. Le concassage est une opération primordiale de traitement de la matière première pour faciliter le bon fonctionnement des autres processus de traitement (broyage et criblage).

Les roches transportées de la carrière par des camions vers la station de concassage sont déversées dans une trémie de réception dont l'ouverture est de 1000 mm .on distingue le concassage primaire et secondaire.

5- 1 -2- La fragmentation :

Au sien du concasseur, la fragmentation s'effectue au moyen de chocs ; les parties giratoires et fixes du concasseur transmettent une partie de leur énergie cinétique aux morceaux des roches pendant le contact.

La contrainte interne créée à l'intérieur du bloc de roches est souvent largement suffisante pour le détruire.

Il existe une grande différence entre l'état d'une roche concassée par pression et par choc .Dans le cas du concassage par pression, les contraintes internes sont lentement distribuées à travers la matrice rocheuse ce qui provoque un retard dans la destruction, par contre lors du concassage par choc, les contraintes internes provoquent une destruction immédiate de la roche. Cette condition de contrainte est particulièrement valable généralement pour celles destinées aux matériaux de construction, c'est ainsi qu'ils trouvent une large application dans la cimenterie.

5- 1 -3-Principe de fonctionnement :

La matière introduite dans le concasseur à marteaux commence par tomber sur le cylindrique d'admission d'une part, amène la matière vers le rotor à marteaux et d'autre part, amortit la chute des grosses pierres sur le rotor.

Le concassage par percussion a lieu dans la zone ou la matière quitte le cylindrique d'admission pour être directement frappée par les marteaux que viennent broyer les pierres par le bas. Pour le reste des opérations de concassage, les marteaux emportent les pierres vers la section supérieure du corps ou elles sont broyées tandis qu'elles sont percutées les unes contre les autres, il est procédé au concassage final lorsque les pierres sont viennent porter sur le plateau de concassage ou elles frappées par les marteaux un certain nombre de fois lorsque les pierres sont suffisamment broyées pour pouvoir passer dans la zone de la grille, la finition du concassage peut enfin avoir lieu pour donner aux morceaux de pierres leur taille de produits finis en les broyant entre les barreaux de la grille à l'aide des marteaux.

Vu la vitesse de rotation élevée des marteaux, la finesse de la matière varie de l'état de poussières à celui de petits morceaux dont la taille maximale correspond à la fente des morceaux présent des dimensions supérieures aux $2/3$ de la largeur de la fente.

Le concasseur à marteaux est équipé d'un contrôleur de vitesse (08) qui explore l'écrou de palier (41) de l'arbre du rotor. Le moteur du rotor s'arrête si la vitesse de rotation est réduite à un niveau inférieur à celui autorisé.

Chapitre 6

Partie spéciale

6. Partie spéciale :

6.1. Harmonisation :

Les caractérisations des moyens de chargement dépendent principalement de la granulométrie des roches du tas, de la nature des matériaux, de la qualité du produit et de la production envisagée.

6.1.1. L'influence de la forme et de la granulométrie du tas sur le travail de la chargeuse :

Comme on l'a mentionné dans le chapitre IV (dans la partie des Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir), le rendement des engins d'extraction diminue lorsqu'il y a une difficulté de pénétration du godet de l'engin dans le tas et cette difficulté augmente lorsque le volume des roches abattues est grand. Aussi, plus la dimension de la fraction des roches abattue du tas est grande plus le compactage des roches dans leur récipients diminue, alors le rendement de l'engin de chargement diminue. Il faut tenir compte de la régularité des dimensions des roches du tas pour assurer un bon remplissage du godet.

Tableau VI.1. 1: Influence de la productivité des excavateurs de 8m³ par la granulométrie des roches abattues.

| Granulométrie de la masse minière, mm | Coefficient d'excavation | Rendement de l'excavateur m ³ /h |
|---------------------------------------|--------------------------|---|
| 500÷550 | 0.5÷0.6 | 250÷350 |
| 450÷500 | 0.6÷0.7 | 350÷380 |
| 350÷450 | 0.7÷0.8 | 380÷460 |
| 300÷350 | 0.8÷0.85 | 460÷520 |
| 250÷300 | Plus de 0.85 | 520÷600 |

Tableau V.1. 2 Influence de la dimension des blocs du tas sur la capacité de remplissage (K_r) du godet.

| Capacité du godet m ³ | Valeur de K _r en fonction de la dimension des morceaux (cm) | | | | |
|----------------------------------|--|-----------|-----------|-----------|-----------|
| | 15 | 25 | 35 | 45 | 55 |
| 6 | 1,17÷1,15 | 1,12÷1,10 | 1÷0,96 | 0,82÷0,77 | 0,6÷0,5 |
| 8 | 1,18÷1,15 | 1,15÷1,13 | 1,08÷1,03 | 0,92÷0,88 | 0,73÷0,65 |

Tableau VI.1. 2: Influence de la dimension des blocs du tas sur le coefficient de foisonnement.

| Capacité du godet m ³ | Valeur de K _f en fonction de la dimension des morceaux "d" en (cm) | | | | |
|----------------------------------|---|-----------|-----------|-----------|-----------|
| | 15 | 25 | 35 | 45 | 55 |
| 6 | 1,38 | 1,48 | 1,60 | 1,75 | 1,86 |
| 8 | 1,18÷1,15 | 1,15÷1,13 | 1,08÷1,03 | 0,92÷0,88 | 0,73÷0,65 |

On énonce que, dans la carrière de Chouf-Amar le coefficient d'utilisation des engins de chargement est estimé à 80%.

Tableau VI.1. 3 : Le rendement de la chargeuse en fonction de la dimension des morceaux.

| temps de cycle | valeur | dimension des morceaux | K _r | k _f | rendement m ³ /p |
|----------------|--------|------------------------|----------------|----------------|-----------------------------|
| 1 | 67 | 55 | 0,73 | 0,73 | 343,880597 |
| 2 | 34 | 35 | 1,08 | 1,08 | 677,647059 |
| 3 | 21 | 15 | 1,15 | 1,15 | 1097,14286 |

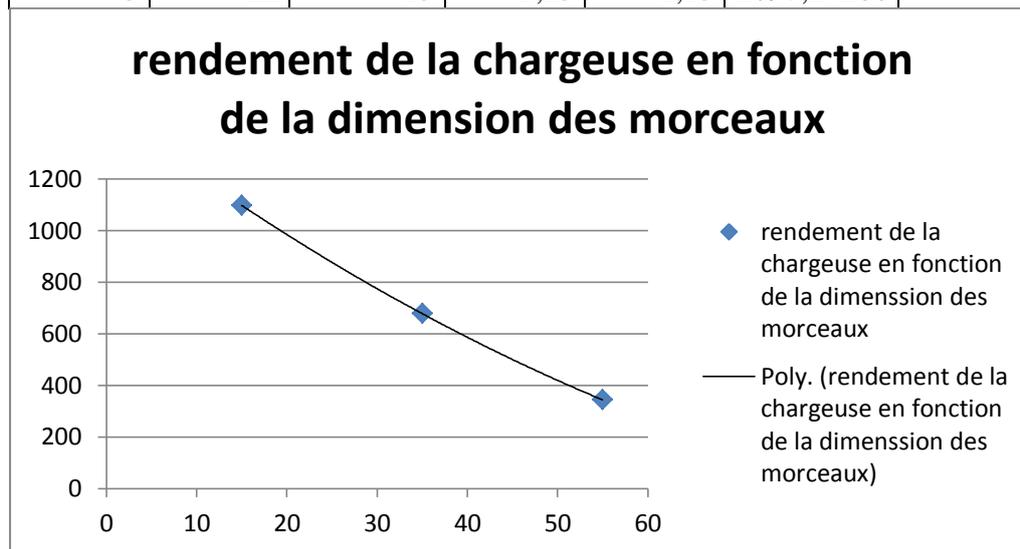


Figure VI.1. 1: graphe du rendement de la chargeuse en fonction de la dimension des morceaux.

Une granulométrie régulière des roches abattue est nécessaire pour exclure au maximum la présence des hors gabarries, car la présence de ces derniers encombre la plate-forme de travail et freine le travail des engins de chargement.

Donc en cas de difficultés du travail de la chargeuse et de faible rendement de cette dernière, il faut vérifier s'il n'y a pas de difficultés de pénétration du godet dans le tas, contrôler le bon remplissage des roches dans le godet et l'abondance des roches hors gabarries et en cas de difficultés et d'anomalie il faut prendre des décisions rationnelles comme :

- Débitage secondaire des roches hors gabarriers par brise roche ou par tir à l'explosif.
- Diminuer le compactage du tas, par exemple en augmentant son étalement.
- Diminution de la dimension des roches du tas par engins minier, par exemple à l'aide des excavateurs.
- Revoir les paramètres du plan de tir pour le prochain abatage des roches dans le gradin.

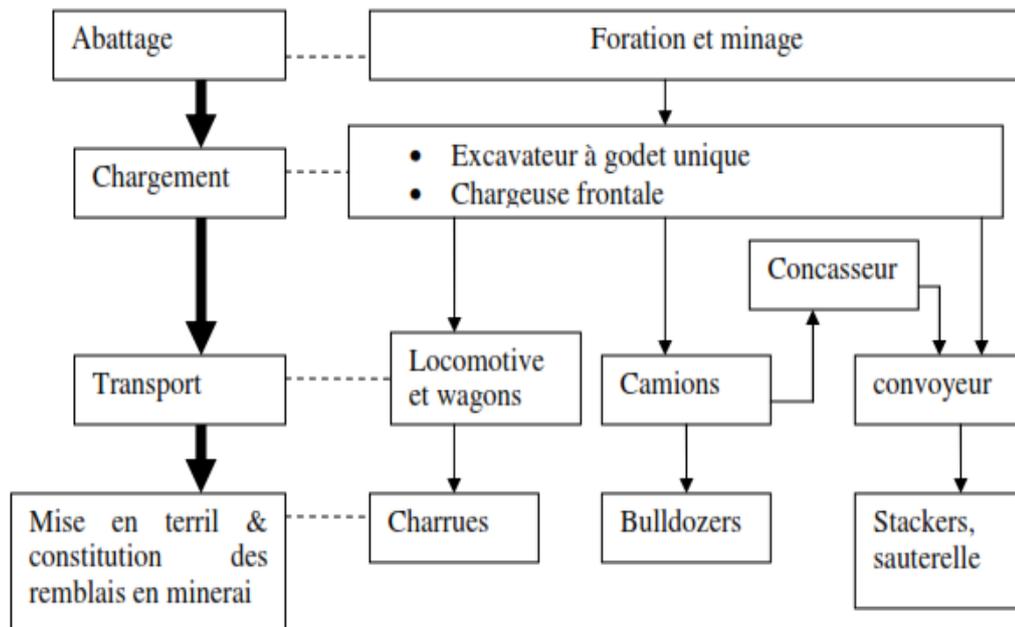
6.1.2.L'influence de l'irrégularité de la plate-forme de travail sur le rendement de la chargeuse :

Pour les gisements dont les roches sont dures et compactes une grande importance est accordée au pied du gradin, c'est-à-dire à ce niveau les roches doivent être bien détruites et détachées du massif pour que la plate-forme du travail soit sans rebords et plate. Il est à mentionné que l'irrégularité de cette dernière complique le processus d'excavation, influe négativement sur l'état de l'équipement et sur leur entretien, augmente le cycle de travail de l'engin et diminue considérablement la production.

Habituellement l'engin excavant la masse minière bien fragmenté sur un pied du gradin irrégulier a une faible productivité que dans un chantier ayant la masse minière mal fragmentée mais avec la plateforme de travail est bien préparée.

6.1.3. L'influence du type de la roche sur le choix de moyen de chargement :

Dans les schémas ci-dessous on voit que le mode chargement est différent selon la dureté des



roches.

Figure VI.1. 2: Schéma des opérations d'exploitation possible pour les roches dures.

Pour les roches dures, on a les types d'engins d'excavations adaptés mentionnée ci-dessus et qui peuvent comporter un travail avec des excavateurs à godet unique ou bien avec des chargeuses frontales.

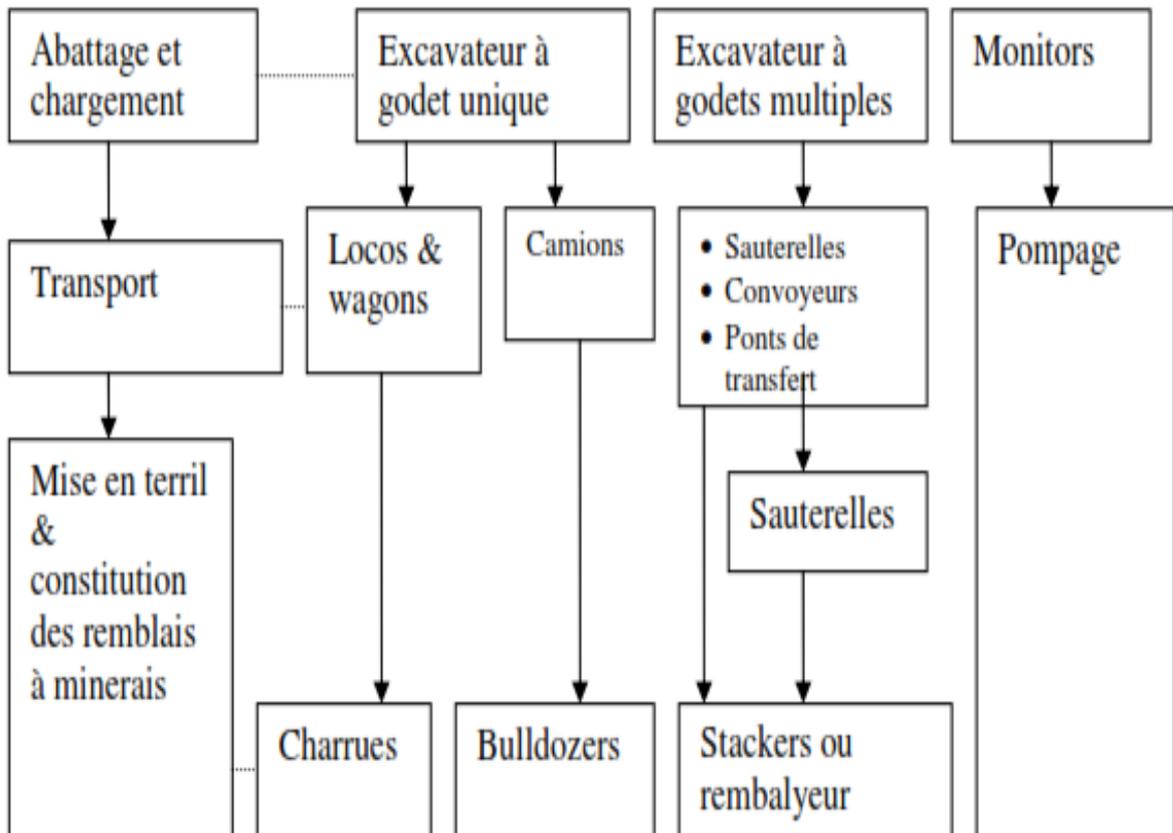


Figure VI.1. 3: schéma des opérations d'exploitation possible pour les roches tendres.

Pour les roches tendres, on a les types d'engins d'excavations adaptés mentionnés ci-dessus et qui peuvent comporter un travail avec des excavateurs à godet unique ou à godet multiples ou monitors.

Comme le choix du type de la chargeuse qui est déterminé d'après la capacité du godet de cette dernière et qui dépend des propriétés physico-mécaniques du tas comme le degré de foisonnement des roches, la facilité de chargement de ces derniers et de leur densité, et qui dépend aussi du temps de cycle de la chargeuse. En cas de difficultés du travail de l'engin de chargement sur le tas et qui implique un faible rendement de ce dernier, on peut refaire le choix du type de la chargeuse s'il est nécessaire pour améliorer l'efficacité du travail de l'engin.

6.2. Couple chargement / transport :

Le chargement et le transport sont deux parties liées. Afin d'obtenir le système qui présente le meilleur compromis <<prix, contraintes d'exploitation>> entre ces derniers, c.à.d. mettre en

place un couple chargement et transport bien combiné. Le choix de ce couple dépend des paramètres techniques :

- Nature et dureté des matériaux à extraire;
- Granulométrie;
- Production envisagée;
- Distance parcourue par les engins;
- De la nécessité de concasseur;
- H creusement max;
- Nécessité de réduire la dimension des blocs des matériaux avant d'être un transport à la station de traitement.
- Nécessité de mise en stocks des matériaux chargés.

❖ Les scénarios d'un système de chargement et transport :

Il existe différents schémas d'approche du couple de chargement et transport, on propose quelques types fait selon les critères de la distance et du débit.

1. Cas matériaux durs abattus à l'explosif Distances inférieures à 200 m. – Débit faible ou moyen :

Dans cette configuration une chargeuse sur pneumatiques convenablement calculée assure le transport et le chargement. Cette solution est très employée en carrière de granulats lorsque celle-ci est équipée d'un concasseur mobile ou qu'il s'agit de constituer des stocks de granulats tout venant. L'utilisation économiquement rentable d'une chargeuse utilisée en chargement – transport se

Situe en deçà de **150 à 200 m** en fonction des conditions de roulage.

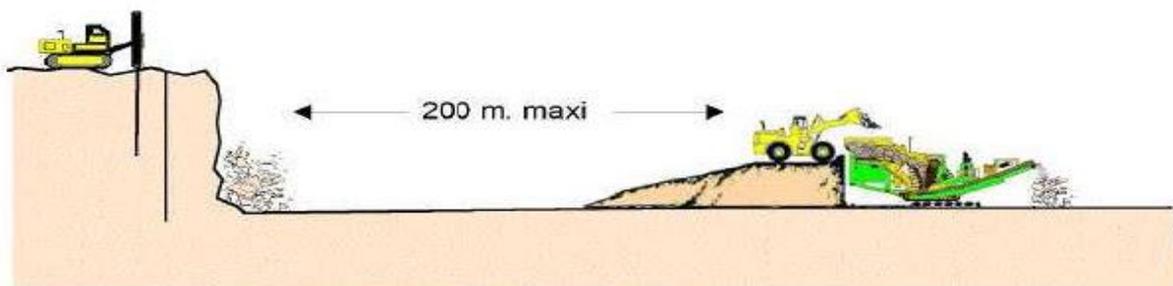


Figure VI.2. 1: Schéma du scénario 1.

2. Cas de distances supérieures à 200 m. mais inférieures à 2000 m :

Ce schéma représente la configuration la plus répandue pour des débits moyens à importants. Sur parcours peu accidenté avec des pistes de pentes n'excédant pas 8 à 10 % on choisira des tombereaux rigides plus efficaces pour ce genre de configuration et articulé en relief montagneux.

Ce système de déserte, simple et souple d'emploi présente l'inconvénient d'être cher dès que les tonnages à transporter deviennent important et que la distance s'allonge.

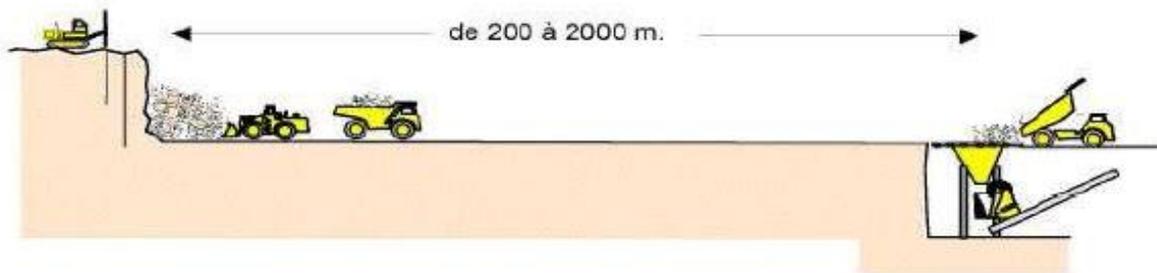


Figure VI.2. 2: Schéma du scénario 2.

3. Distances importantes 1500 m. et plus – Gros débit :

Une première configuration consiste à limiter le transport par tombereaux à des distances raisonnables, 800 m. par exemple, Pour cela on va rapprocher régulièrement le concasseur primaire des fronts d'abattage. Les matériaux sont ensuite transportés par bandes jusqu'à leurs points d'utilisation ou de traitement .En général on constitue en bout de bande un stock provisoire qui va être repris ultérieurement.

Ce système assure une grande régularité de l'approvisionnement et conserve la même souplesse que le transport directe par tombereaux.

Cette configuration permet d'assurer de gros débits, sur des distances très importantes.

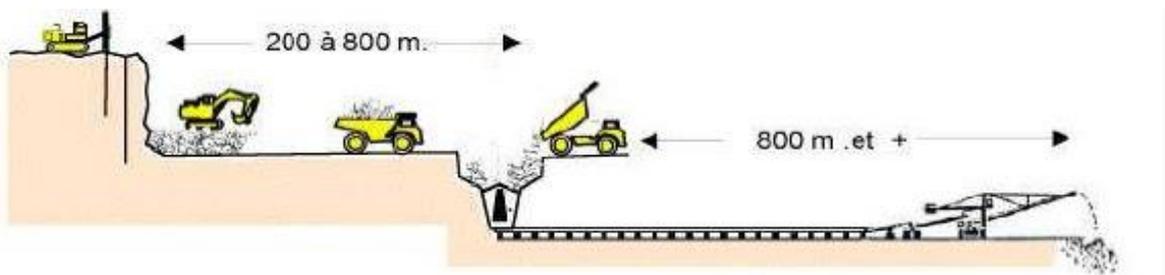


Figure VI.2. 3:Schéma du scénario 3.

Une autre technique dérivée de la précédente, consiste à rendre le concasseur primaire déplaçable le chargement se fait alors directement dans la trémie de l'installation mobile.

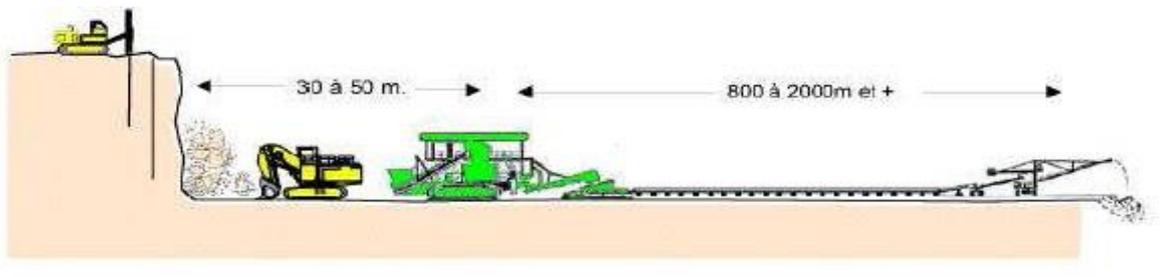


Figure VI.2. 4: Schéma du 2ème scénario 3.

Cette technique s'applique d'autant mieux que :

- le gisement est régulier en géométrie et qualité puisque le changement rapide d'un point de chargement à l'autre devient difficile;
- les matériaux doivent de toute façon être concassés, il faut peu ou pas de stérile;

Les distances de transport et les débits à réaliser permettent d'amortir le coût élevé des matériels et installations nécessaires à l'extraction.

Choix de scénario le plus correspond à la carrière de Chouf Ammar :

Etant donné que le gisement est irrégulier en géométrie (relief montagneux) et qu'il n'est pas homogène en terme de qualité, et que la distance entre la station de concassage et les points de chargements est comprise entre 500 et 2000 m donc le scénario numéro 2 est le plus adapté dans cette carrière, malgré que le volume de la production envisagé est important.

Pour les points de chargement qui se situent à des niveaux dont la distance est supérieure à 2000 m et pour les années à venir avec l'évolution de la distance (avec l'avancement des gradins) on propose l'utilisation du schéma ci-dessous.

On met en place un convoyeur à bande dans un relief de forme relativement rectiligne et plat, qui accompagner par un concasseur, pour réduire la distance de transport avec camion à une distance au-dessous de 2000m, à condition que la durée et le prix de reviens de l'exploitation soient suffisantes pour assurer l'amortissement d'investissement de ce systèmes, autre dit pour l'exploitation du calcaire, il faut une durée d'exploitation au minimum de 10 ans.

6.3.théorie de files d'attente :

6.3.1.Introduction aux files d'attente :

La Théorie des files d'attente est une technique de la Recherche opérationnelle qui permet de modéliser un système admettant un phénomène d'attente, de calculer ses performances et de déterminer ses caractéristiques pour aider les gestionnaires dans leurs prises de décisions.

On trouve les files d'attente dans les domaines d'activité les plus divers. L'étude mathématique des phénomènes d'attente constitue un champ d'application important des processus stochastiques.

Le phénomène d'attente apparaît lorsque les clients se présentent d'une manière aléatoire à des stations afin de recevoir un service dont la durée est généralement aléatoire.

La théorie des files d'attente est une théorie mathématique relevant du domaine des probabilités qui permet de mener des analyses quantitatives à partir de la donnée des caractéristiques du flux d'arrivées et des temps de service.

Le but de ce chapitre est d'expliquer le phénomène d'attente, de présenter les notions de base concernant les systèmes de files d'attente et de définir les paramètres permettant de décrire les performances de tels systèmes.

6.3.2. Origine de la théorie des files d'attentes

Les origines du formalisme des files d'attente datent du début du XX^{ème} siècle et principalement des travaux de deux mathématiciens : le mathématicien danois A.K.Erlang avec ses travaux sur les réseaux téléphoniques et le russe A.A. Markov.

C'est en 1909 que les bases de ce formalisme sont jetées, grâce à l'article du mathématicien danois A.K. Erlang „The theory of probabilities and telephone conversations". Les premiers résultats sont variés : Erlang observe le caractère poissonnier des arrivées des appels à un central téléphonique, et le caractère exponentiel des durées des appels; il réussit à calculer de manière relativement simple la probabilité d'avoir un appel rejeté. La notion d'équilibre stationnaire d'un système d'attente est introduite.

6.3.3.-Notations et définitions générales

Une file d'attente est un système dans lequel arrivent des clients auquel des serveurs fournissent un service tout en sachant que la demande est plus forte que l'offre. Ce formalisme peut être utilisé dans des différentes situations comme: les guichets, la gestion de communications téléphoniques, etc.

6.3.4. Modèle de Files d'attente

Les phénomènes d'attente ont les caractéristiques communes suivantes:

Des entités circulent dans un système et utilisent les mêmes ressources.

Le système, les entités ou les ressources peuvent avoir un comportement inattendu, c'est-à-dire dans le contexte d'une modélisation mathématique, aléatoire.

Une file d'attente se compose des éléments suivants :

1. La population.
2. Le nombre de serveurs.
3. Les tendances quant à l'arrivée et au service.
4. L'ordre de traitement des clients.

5. Une salle d'attente, c'est-à-dire un lieu où les clients attendent quand aucun des serveurs n'est disponible pour les servir.

Tout système de file d'attente peut être représenté par le schéma suivant :

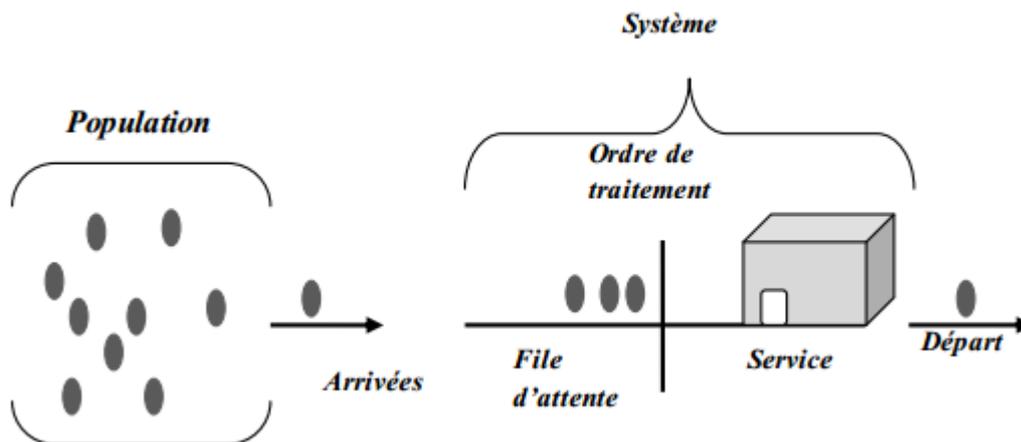


Figure VI.3. 1: Structure générale d'un système de file d'attente.

6.3.4.1 La population

Dans la théorie des files d'attente, la population est la source de clients arrivants. Il existe deux cas possibles, dans le premier, la population est infinie et les clients proviennent de toutes les régions possibles. C'est le cas des clients des supermarchés, des banques, des restaurants, des cinémas, des centres d'appels, trafic urbain, etc.

Dans le deuxième, la population est finie. Un bon exemple est le nombre de machines, d'avions en réparation dans le centre de maintenance d'une entreprise.

6.3.4.2 Le nombre de serveurs

La capacité de service dépend de la capacité de chaque serveur et du nombre de serveurs disponibles. Le terme « serveur » représente la ressource qui ne traite qu'un client à la fois. Les systèmes de files d'attente fonctionnent avec serveur unique ou serveurs multiples.

6.3.4.2.1 Systèmes de files d'attente avec un serveur unique

Ce type possède un seul serveur qui offre le service.

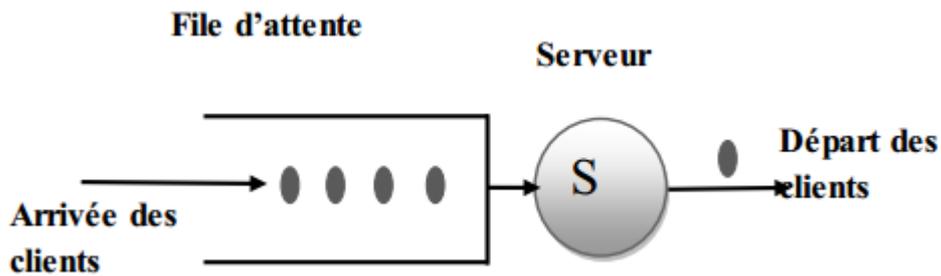


Figure VI.3. 2: Système de file d'attente avec un serveur unique.

6.3.4.2.2 Systèmes de files d'attente avec plusieurs serveurs

Ce type de systèmes comprend plusieurs serveurs qui fournissent le service. Les serveurs peuvent être en parallèle ou en série.

a. Système de files d'attente avec plusieurs serveurs en parallèles

Chaque client ne requiert le service que d'un seul serveur et tous les serveurs sont capables de fournir ce service. Le client entrant au système ne doit pas passer par tous les S serveurs. Si chaque serveur est composé d'une file, au moment de son arrivée le client doit choisir la file la moins longue. Si la file est unique il peut rejoindre une position donnée, puis il sera servi selon la politique adoptée dans le système.

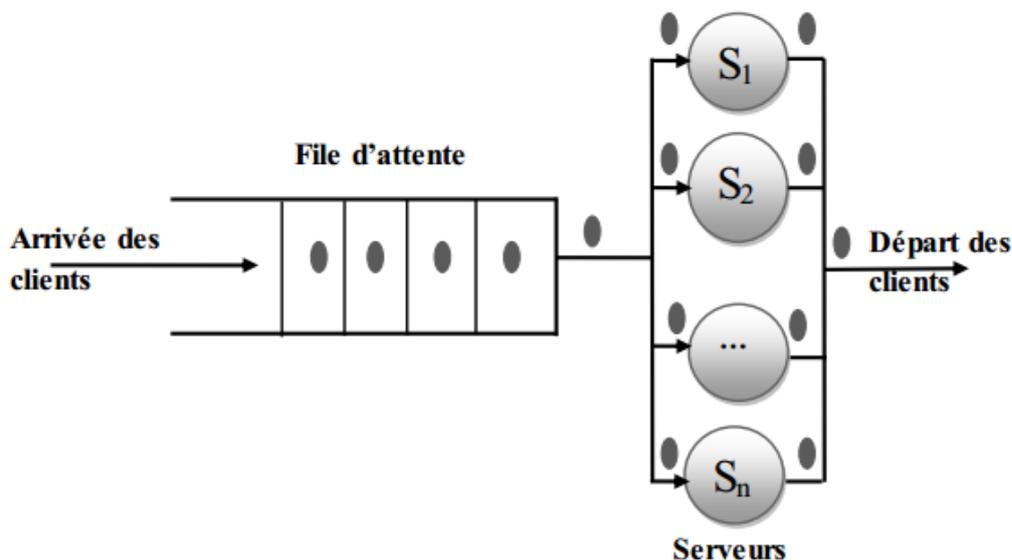


Figure VI.3. 3: Système de file d'attente à serveurs parallèles.

b. Système de files d'attente avec plusieurs serveurs en série

Dans ce type, les S serveurs sont en série. Chaque client arrivant au système doit passer par plusieurs serveurs successifs dans un ordre fixe afin de recevoir le service. Ce type est appelé aussi système de files d'attente en cascade.

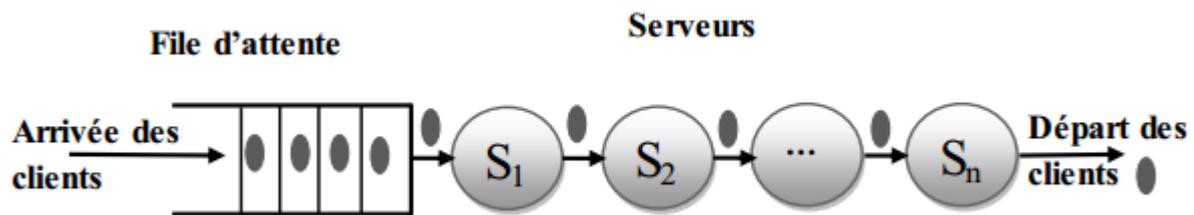


Figure VI.3. 4: Système de file d'attente à S serveurs en série

6.3.5- Le comportement d'une file d'attente

Le comportement d'une file d'attente peut être décrit par les caractéristiques suivantes:

- ✚ Le processus d'arrivée des clients;
- ✚ Le processus de service;
- ✚ La discipline de service, qui présente la manière dont les clients sont servis.
- ✚ La capacité du système, qui présente le nombre de clients que le système peut recevoir à un instant donné;
- ✚ Le nombre de serveurs;

6.3.5.1. Nomenclature de Kendall :

Cette nomenclature décrit le comportement de la file.

Généralement les arrivées et les durées de service de chaque client sont imprévisibles. Elles sont donc modélisées par des processus stochastiques, et sont alors caractérisées par les lois marginales du processus comme la loi de poisson et la loi exponentielle.

Une notation, dite notation de Kendall est communément utilisée pour décrire les cinq caractéristiques d'une file d'attente. Elle se présente sous la forme d'un symbole $A/S/P/K/D$, où chacune des lettres désigne une caractéristique de la file, comme précisée dans le tableau ci-dessous :

| <i>Symbole</i> | <i>Désignation</i> |
|-----------------------|--|
| <i>A</i> | loi des inter-arrivées (durée entre deux arrivées successives) |
| | M distribution exponentielle (M=Markov) |
| | En distribution d'Erlang à n phases |
| | D distribution déterministe |
| | U distribution uniforme |
| | G distribution quelconque (G=General) |
| | GI distribution quelconque, avec inter-arrivées deux à deux indépendantes |
| <i>S</i> | loi des durées de service des clients; Classification identique à celle des inter-arrivées; |
| <i>P</i> | nombre de serveurs, $P \in \{1,2 \dots \dots \infty\}$ |
| <i>K</i> | capacité du système, c'est le nombre maximum de clients qui peuvent être présents simultanément dans le système, c'est-à-dire les clients en attente et les clients en service |
| <i>D</i> | Discipline (ou politique) de service, précisant comment les clients sont servis |

Figure VI.3. 5: Le temps d'arrivée des dumpers à la chargeuse.

6.3.5.2. Processus des arrivées

Selon la théorie des files d'attente, les arrivées des clients au système sont caractérisées par l'ensemble des instants d'arrivée de chaque client. Ainsi on appelle le processus des arrivées la collection des instants d'arrivées. Lorsque ces derniers sont imprévisibles, elles sont modélisées par des variables aléatoires, et le processus des arrivées est alors une collection de variables aléatoires, c'est-à-dire un processus stochastique.

Soit a_n la date d'arrivée du n ème client. Le processus des arrivées est alors la collection de n variables aléatoires. Lorsque les arrivées sont déterministes, ces Variables aléatoires sont des constantes, le processus des arrivées devient une collection de réels positifs.

6.3.5.2.1- Inter-arrivée

On appelle inter-arrivée la différence entre deux dates d'arrivées successives.

Généralement les arrivées des clients sont indépendantes. Ceci veut dire que les durées séparant deux arrivées successives sont des variables aléatoires indépendantes et de même loi.

Les différentes formes du processus d'arrivées sont : arrivées régulières (les instants séparant deux arrivées successives sont constants et égaux à $1/\lambda$), arriver Poissonnienne (les instants d'arrivées forment un processus de Poisson), arrivées suivant une loi d'Erlang d'ordre k (C'est un processus où les arrivées sont Poissonniennes mais seulement les clients d'ordre multiple de k sont considérés), etc...

6.3.5.2.2 -Taux d'arrivée

On appelle taux d'arrivée des clients, ou intensité des arrivées, le nombre moyen de client qui arrivent dans le système par unité de temps.

6.3.5.2.3 -Arrivées par groupe

Aux instants d'arrivée, plusieurs clients arrivent simultanément. On parle alors d'arrivées par groupe. La donnée de la loi caractérisant la taille du groupe est alors nécessaire pour déterminer le comportement du processus des arrivées.

6.3.5.2.4 -Clients impatientes

Les clients sont dits impatientes lorsqu'ils quittent le système avant d'être servis. Cela peut arriver soit dès l'arrivée, s'ils jugent la file trop importante, on parle alors de découragement, soit après avoir attendu et c'est alors un abandon.

6.3.5.3- Processus de service

Un client entre dans une file d'attente dans le but d'utiliser les ressources qui sont modélisées par un serveur.

Alors chaque client entrant dans une file d'attente utilise le serveur pendant une certaine durée qui dépend du client. Le processus de service peut être d'une complexité extrême, la durée de service de chaque client est indépendante des autres dans la plupart des systèmes de file d'attente, et qu'elles obéissent toutes à une même loi de distribution: on parle de variables indépendantes et identiquement distribuées (i.i.d.)

Soit σ_n le service demandé par le nième client de la file (nième arrivée). Les durées de service de tous les clients sont donc décrites par le processus de service $\{\sigma_n, n=1,2,\dots\}$, peut être déterministe ou aléatoire.

Le processus de service peut dépendre du nombre de clients en attente, par exemple plus rapide si la file grossit, on parle alors de service dépendant de l'état du système.

Le processus de service peut être stationnaire ou non. Souvent les durées de service σ_n sont deux à deux indépendantes.

6.3.5.4- Discipline de service

Cette discipline détermine l'arrangement des clients dans la file et l'ordre de la réception du service, les disciplines les plus fréquentes sont :

- **FIFO** (first in, first out) ou **FCFS** (first come first served) ou **PAPS** (premier arrive, Premier servi) : c'est la file standard dans laquelle les clients sont servis dans leur ordre d'arrivée. Les disciplines sont équivalentes lorsque le système contient un seul serveur.

- **LIFO** (last in, first out) ou **LCFS** (last come, first served) ou **DAPS** (dernier arrive, premier servi). Cela correspond à une pile, dans laquelle le dernier client arrivé sera le premier traité (retiré de la pile). A nouveau, les disciplines **LIFO** et **LCFS** ne sont pas équivalentes que pour une file mono-serveur.

- **RANDOM** (aléatoire). Le prochain client qui sera servi est choisi aléatoirement dans la file d'attente.

- **Round-Robin** (cyclique). Tous les clients de la file d'attente entrent en service à tour de rôle, effectuant un quantum Q de leur temps de service et sont replacés dans la file jusqu'à ce que leur service soit totalement accompli. Cette discipline de service a été introduite afin de modéliser des systèmes informatiques ;

- **PS** (Processor Sharing). C'est le cas limite de la distribution Round-Robin lorsque le quantum de temps tend vers 0. Tous les clients sont servis en même temps, mais avec une vitesse inversement proportionnelle au nombre de clients simultanément présents.

Si le taux du serveur est égal à et qu'à un instant donné il y a n clients à la station, tous les clients sont donc servis simultanément avec un taux $\frac{1}{n}$.

- **Priorité**: Il existe plusieurs classes de clients de priorité différente; le client avec la priorité la plus haute est servi en premier, et la discipline de service est FIFO au sein d'une même classe;

Pour la discipline "**Priorité**", on distingue deux variantes, selon que le client en service est interrompu lorsqu'un client plus prioritaire arrive ou non. La discipline est une discipline de priorité non préemptive si le client en service n'est pas interrompu lorsqu'un client plus prioritaire entre dans le système. Dans le cas contraire, le client en service est interrompu lorsque qu'un client plus prioritaire arrive, afin que ce dernier puisse commencer son service aussitôt. Une fois le service du client prioritaire terminé, le client interrompu reprend son service, et on distingue deux politiques :

- ✚ Priorité préemptive avec recommencement: le client interrompu reprend son service au début;
- ✚ Priorité préemptive avec continuation: le client interrompu reprend son service là où il avait été interrompu.

6.3.5.5-Capacité de la file

La capacité de la file peut accueillir un nombre fini de clients en attente de service ou un nombre infini.

Soit k la capacité de la file (incluant le ou les clients en service). Une file à capacité illimitée vérifie $k = \infty$. Lorsque la capacité de la file est limitée et qu'un client arrive alors que cette dernière est pleine, le client est perdu.

6.3.5.6-Notion de classes de clients

Une file d'attente peut être parcourue par différentes classes de clients. Ces différentes classes se distingueront par :

- des processus d'arrivée différents ;
- des temps de service différents ;
- un ordonnancement dans la file d'attente en fonction de leur classe.

Pour définir une file multi-classe, il faut définir pour chaque classe de clients le processus d'arrivée et la distribution du temps de service associée. Il faut également préciser comment les clients des différentes classes s'ordonnent dans la file d'attente.

6.3.6. Application de la théorie des files d'attente dans la carrière :

6.3.6.1-Présentation du système :

Les constituants du système sont:

- Une chargeuse : c'est le serveur du système caractérisé par le temps de chargement qui présente le temps de service.
- Les dumpers : ce sont les clients arrivants au système, ils sont caractérisés par leurs instants d'arrivée.

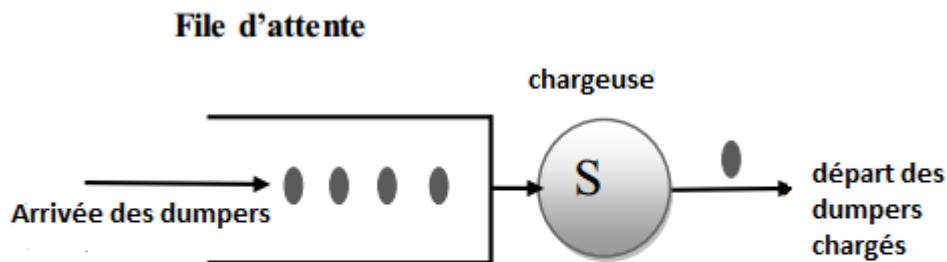


Figure VI.3. 6: les constituants du système.

6.3.6.2-le choix du système de file d'attente adapté et sa notation suivant la nomenclature de Kendall:

Vu que dans la carrière de Chouf Ammar, une seule chargeuse par est suffisante pour le chargement des dumpers arrivants alors le système adéquat est le système de file d'attente avec un serveur unique.

Pour définir La nomenclature de Kendall (A/S/P/K/D) du système on doit étudier les paramètres suivants :

- La loi des instants d'arrivées des dumpers:

Pour connaître la loi des instants d'arriver on a enregistré le temps d'arrivée de chaque dumper à la zone de chargement au niveau 870 m, et les valeurs trouvées sont représentées dans le tableau suivants :

Tableau VI.3. 1: Le temps d'arrivée des dumpers à la chargeuse.

| numéro du dumper | le nombre d'arrivé | temps d'arriver vide |
|------------------|--------------------|----------------------|
| G 05 | 1 | 09:06:00 |
| G 06 | 2 | 09:12:00 |
| D 01 | 3 | 09:22:00 |
| G 05 | 4 | 09:34:00 |
| G 06 | 5 | 09:39:00 |
| D 01 | 6 | 09:48:00 |
| D 04 | 7 | 09:56:00 |
| G 05 | 8 | 10:01:00 |
| G 06 | 9 | 10:06:00 |
| D 03 | 10 | 10:11:00 |
| G 05 | 11 | 10:25:00 |
| G 06 | 12 | 10:26:00 |
| D 01 | 13 | 10:18:00 |
| D 04 | 14 | 10:19:00 |

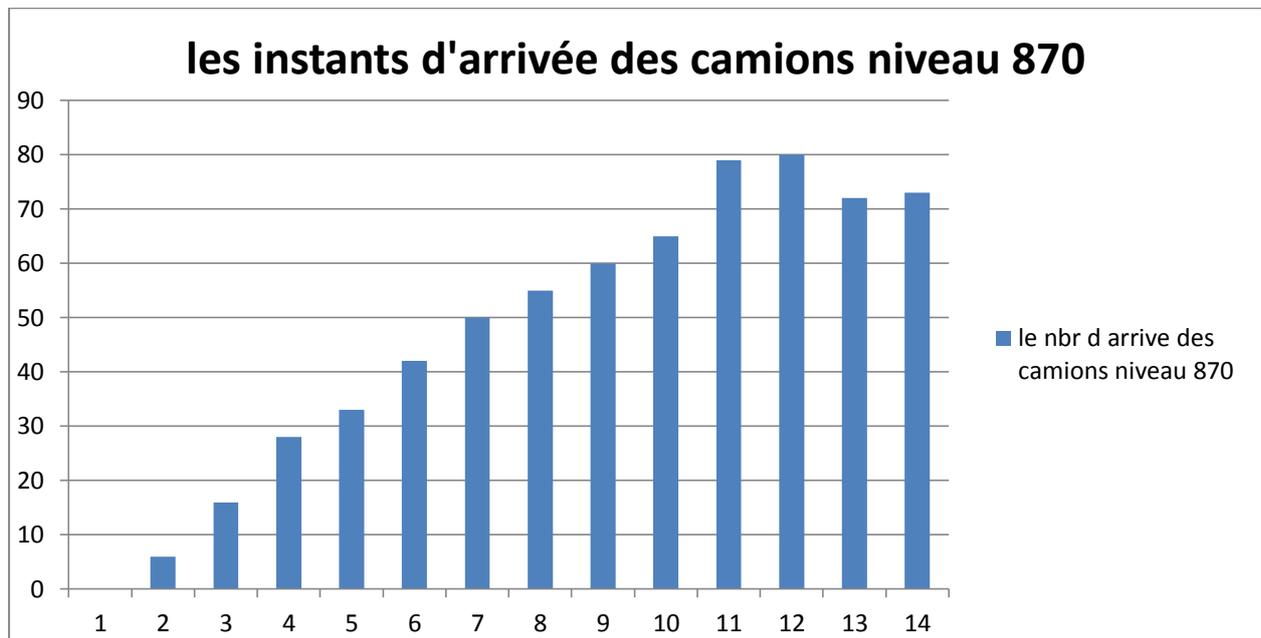


Figure VI.3. 7: Graphe des instants d'arrivées.

On constate d'après le graphe que les instants d'arrivées forment un processus de Poisson c'est à dire qu'ils suivent la loi de poisson .Alors $A=M$ selon la nomenclature de Kandall.

-La loi du temps de chargement:

Pour trouver la loi du temps de service on a enregistré le temps de chargement de chaque dumper dans la zone de chargement au niveau 870 m, et les valeurs trouvées sont représentées dans le tableau suivant :

Tableau VI.3. 2: le temps de chargement.

| numéro du dumper | le nombre d'arrivé | Temps de chargement (min) |
|------------------|--------------------|---------------------------|
| G 05 | 1 | 00:02:00 |
| G 06 | 2 | 00:03:00 |
| D 01 | 3 | 00:02:00 |
| G 05 | 4 | 00:03:00 |
| G 06 | 5 | 00:03:00 |
| D 01 | 6 | 00:02:00 |
| D 04 | 7 | 00:02:00 |
| G 05 | 8 | 00:03:00 |
| G 06 | 9 | 00:03:00 |
| D 03 | 10 | 00:05:00 |
| G 05 | 11 | 00:01:00 |
| G 06 | 12 | 00:02:00 |
| D 01 | 13 | 00:02:35 |
| D 04 | 14 | 00:04:00 |

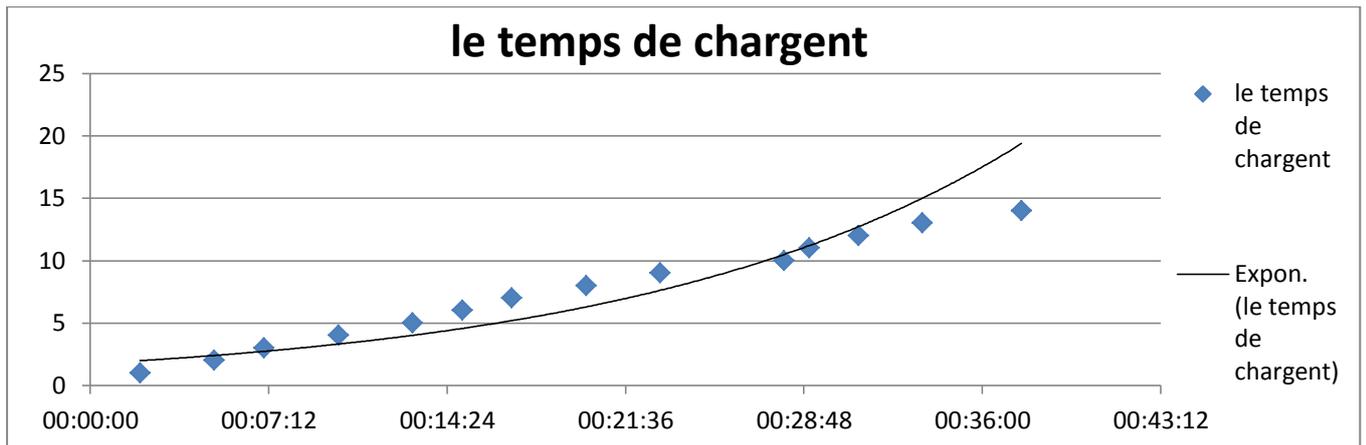


Figure VI.3. 8: Graphe du temps de chargement.

La distribution du temps de chargement est une distribution continue, (et on constate que le temps de service suit la loi exponentielle).

Alors : $S=M$

- Le nombre de serveur :

Vu que le système de file d'attente est un système a serveur unique alors $P=1$.

- La capacité du système :

La capacité de la file dans la zone de chargement peut accueillir un nombre infini de dumpers en attente donc $K=\infty$

- La discipline de service :

Dans la carrière de chouf ammar le système possède une discipline de service premier arrivé, premier servi (FIFO).

Finalement on a arrivé à la normalisation de la gestion de la theorie de file d'attente suivant la nomenclature M/M/1 suivant Kandall :

6.3.6.3-Etude analytique d'un système de file d'attente M/M/1

On vise à déterminer les paramètres permettant de décrire les performances du système M/M/1.

Généralement il existe 3 groupes principaux de mesures de performance lors de l'analyse d'une file d'attente :

- ❖ Une mesure du temps d'attente subit par un client quelconque;
- ❖ Une indication sur la manière dont les clients peuvent s'accumuler dans le système;
- ❖ Une mesure de la durée de repos ou d'activité des serveurs.

6.3.6.4- Structure générale d'un système M/M/1

Le système de file d'attente M/M/1 est un système où l'arrivée des dumpers est Poissonienne de taux λ .

λ représente le nombre moyen de clients arrivant pendant une unité de temps.

La durée de chargement est exponentielle de taux μ .

μ représente le nombre moyen de dumpers servis pendant une unité de temps, donc $1/\mu$ est le temps moyen de chargement d'un dumpers.

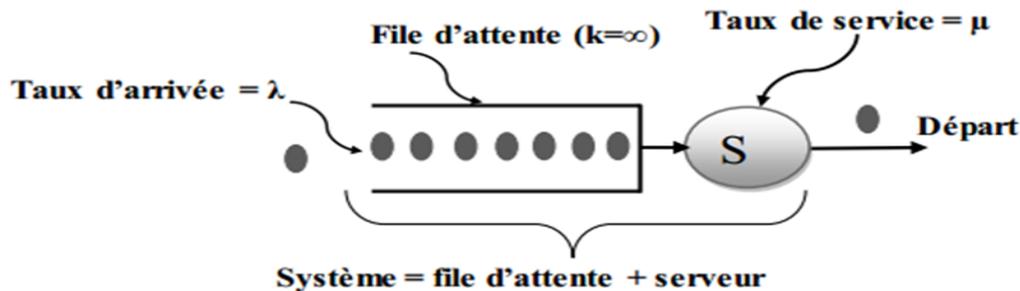


Figure VI.3. 9: Structure générale d'un système de file d'attente M/M/1.

VI.3.6.5-Mesure des paramètres de performance d'un système de file d'attente :

Le tableau suivant présente les symboles et la terminologie utilisés pour l'étude des systèmes de file d'attente, afin de faciliter la compréhension des paramètres de performance.

| symbole | Signification |
|-------------|--|
| λ | Taux d'arrivée des clients |
| μ | Taux de service |
| $1/\mu$ | Temps de service |
| q | Taux d'utilisation du système |
| \bar{n}_f | Nombre moyen de clients qui attendent d'être servis |
| \bar{n}_s | Nombre moyen de clients dans le système (clients qui attendent et clients qui sont en train d'être servis) |
| T_f | Temps moyen d'attente en file |
| T_s | Temps moyen d'attente dans le système (temps d'attente en file, plus le temps de service) |

Figure VI.3. 10: les paramètres de performance d'un système de file d'attente.

Pour le calcul des paramètres de performance on a besoin des valeurs enregistrées représentées dans le tableau suivant :

Tableau VI.3. 3: le temps de chargement des camions.

D'après le tableau 2 on constate qu'il arrive 14 dumpers dans un intervalle de 73min

Alors : $\lambda=14/73$

$$\lambda = 0,19$$

Calcul du taux μ :

Donc $1/\mu$ représente est le temps moyen de service d'un dumper :

Alors : $1/\mu = \frac{\sum Tch}{Nd} = 2,68 \text{ min}$

$$\mu = 0,37$$

Avec Tch : temps de chargement de chaque dumper

Nd : le nombre de dumpers arrivant dans 73 min.

Calcul de du taux de l'utilisation du système (chargeuse + file d'attente)q :

Avec $q = \lambda/\mu = 0,19/0,37 = 0,51$

Nombre moyen de dumpers dans le système:

Le nombre n de clients (dumpers) dans le système est égal au nombre de clients en attente plus le nombre de clients en cours de service. La valeur moyenne de n n'est autre que l'espérance mathématique de l'état du système.

$$\tilde{n}_s = \frac{q}{1 - q}$$

$$\tilde{n} = \frac{0,51}{1 - 0,51} = 1,04$$

$$\tilde{n}_s = 1,04$$

On constate d'après ce résultat que le nombre de dumpers en moyenne dans le système égale à 1,04 ce qui veut dire que le nombre de dumpers en attente n'est pas élevé et que la file n'est pas très longue.

5 : Nombre moyen de dumpers dans la file en attente

$$\tilde{n}_f = \frac{q^2}{1 - q}$$

$$\tilde{n} = \frac{0,51^2}{1-0,51}$$

$$\tilde{n} = \mathbf{0,53}$$

C'est la même conclusion que précédemment (la file d'attente n'est très longue).

6 : Temps moyen de séjour dans le système

Le temps que passe un camion dans le système TS est égal donc au temps nécessaire à l'arrivée de n camions, donc :

$$T_s = \frac{1}{\lambda} \tilde{n} = \frac{1}{0,19} * 1,04 = 5,47 \text{ min .}$$

7 : Temps moyen d'attente

$$T_a = \frac{q}{\mu(1-q)} = \frac{0,51}{0,37(1-0,51)} = 2,8 \text{ min}$$

6.4. Le dispatching :

Le dispatching est défini comme un centre de commande qui assure le trafic des engins d'exploitation, comme la sondeuse, le convoyeur à bandes, et aussi les engins de chargement et de transport.

Dans une mine à ciel ouvert, le dispatching doit permettre principalement de

- faire respecter le programme de production par une répartition intelligente du matériel (moyen de production).
- De faire ressortir les causes de chômage et toutes anomalies en vue d'améliorer le taux d'utilisation, des engins.

Dans ce but, le dispatching a comme rôle :

- Assurer la gestion des engins d'exploitation et du personnel (situation des chauffeurs, des conducteurs des engins miniers, des opérateurs pelles). Il permet aussi la coordination avec les services de maintenance (suivie des pannes, et réorganisation de la planification). Il permet, de façon générale, de savoir les entrées, les sorties des engins et leurs disponibilité sur le chantier miniers.
- Régulariser les alimentations des usines de traitement.
- Planifier la production selon les objectifs mis en place. Ainsi organiser l'exploitation dans les chantiers sur base des performances des engins et selon des priorités fixées.

Pour mieux utiliser les moyens de production, le dispatching peut englober en son sein la gestion du ravitaillement en carburant de chaque type d'engins.

6.4.1 Les différents types de dispatching :

A. Dispatche non informatisé :

Il s'agit d'un dispatche non assisté par ordinateur. Le dispatche est muni de radios sous différentes fréquences, afin de coordonner entre les différents services et établir une communication continue.

Les inconvénients du dispatche non informatisé :

- Les informations transmises dans le système sont souvent :
 - o Peu fiables, discontinues, fausses ou partielles. Dépendantes de l'humeur et du niveau intellectuel du émetteur (dispatcher, conducteur benne, opérateur pelle,....etc)
 - o Le travail s'effectue avec beaucoup d'incertitude et les décisions à prendre sont difficilement justifiées.
 - o L'intervention des exploitants sur chantiers peut être tardive.
 - o L'erreur est présente dans le calcul des indicateurs de gestion des engins.

B. Dispatche informatisé :

Il peut être établi sous trois modèles :

1. modèle semi-automatique :

C'est un système dont les données à informatiser sont essentiellement les voyages bennes ou locomotives, ils sont introduits à l'ordinateur par le dispatcher via communications radio. Son principe de fonctionnement est le suivant : à la sortie de la carrière se trouve un dispatcher qui signale le mouvement des unités de transport à l'ordinateur à l'aide des touches d'un terminal, ce dernier qui est installé au dispatche fait le traitement automatiquement et qui en retour calcule, analyse, décide l'affectation de l'unité de transport vers l'excavateur, en cas d'anomalie l'ordinateur renvoie des messages appropriés au dispatcher pour réorganiser le dispatching. Au retour du chauffeur de la benne (qui est sortie), il lira à l'entrée de la carrière sur un poteau indicateur sa nouvelle affectation.

L'équipement pour la mise en place de ce système peut être simple, et qui nécessite seulement :

- a. un mini-ordinateur.
- b. terminale à chaque sortie des carrières.
- c. poteau télé indicateur.

Mais l'inconvénient de ce système est que l'information reçue au dispatche n'est pas toujours fiable. L'avantage est que l'affectation des bennes est optimisée.

2. modèle semi-automatique amélioré :

Ce système est basé autour d'un micro-ordinateur et des systèmes de transmission montés sur les bennes, ainsi les données sont fournies directement à l'ordinateur par le système de transmission monté sur les bennes en passant par une station relais. Les données transmises à l'ordinateur sont traitées automatiquement. En cas d'anomalie, l'ordinateur informe le dispatcher qui, par le moyen manuel (radio, phonie) informe le chauffeur de la benne. La

circulation des informations se fait d'une façon automatique, mais les décisions seront données manuellement.

3. modèle full automatique :

a) Objectif du modèle :

Un procédé automatique s'avère une nécessité surtout dans le cas d'une production à partir de plusieurs carrières, cela amène à ce que le nombre d'unités de transport et d'excavateurs mis en exploitation est important ce qui implique un débit de message de radios important et dans ce cas il sera impossible au dispatcher d'informer l'ordinateur rapidement des nouvelles situations et donc ce dernier ne pourra pas choisir des solutions optimales. En plus de l'objectif principal de tout dispatcher d'utiliser au mieux les moyens de production, le dispatcher full automatique vise la maximisation de la production par optimisation des affectations des bennes sur différents chantiers.

b) Principe du modèle full automatique :

Dans ce modèle, toutes les opérations sont conduites de manière automatisée :

- 1) les informations sont envoyées immédiatement à la machine par système informatique (capteur et convertisseur) monté sur les engins
- 2) l'unité de traitement scrute les informations et prend dans l'immédiat les dispositions qui sont donc envoyées à l'engin suivant le même mécanisme.
- 3) les instructions à donner aux chauffeurs des machines seront soit publiées sur les écrans lumineux, soit par synthèse vocal directement en messages vocaux.

c) Equipement minimum requis pour le dispatcher informatisé full automatique :

1. ordinateur : Il est placé au dispatcher, il calcule et décide à l'aide d'un programme préétabli.

2. Périphérique : Ce sont des équipements installés à la tour de contrôle et reliés à l'ordinateur par câbles télégraphiques, ils consistent en trois écrans :

- Un écran où le dispatcher surveille les déplacements (géolocalisation) des bennes matérialisés par des points lumineux qui chacun caractérisent une benne.
- Un deuxième où le dispatcher fait ces appels pour obtenir les informations dont il a besoin (ces informations sont détaillées ci-dessous)
- Un troisième écran où est affiché le journal des décisions du dispatcher (comme le carnet des communications importantes et les carnets des consignes de travail pour les alimentations du concentrateur).

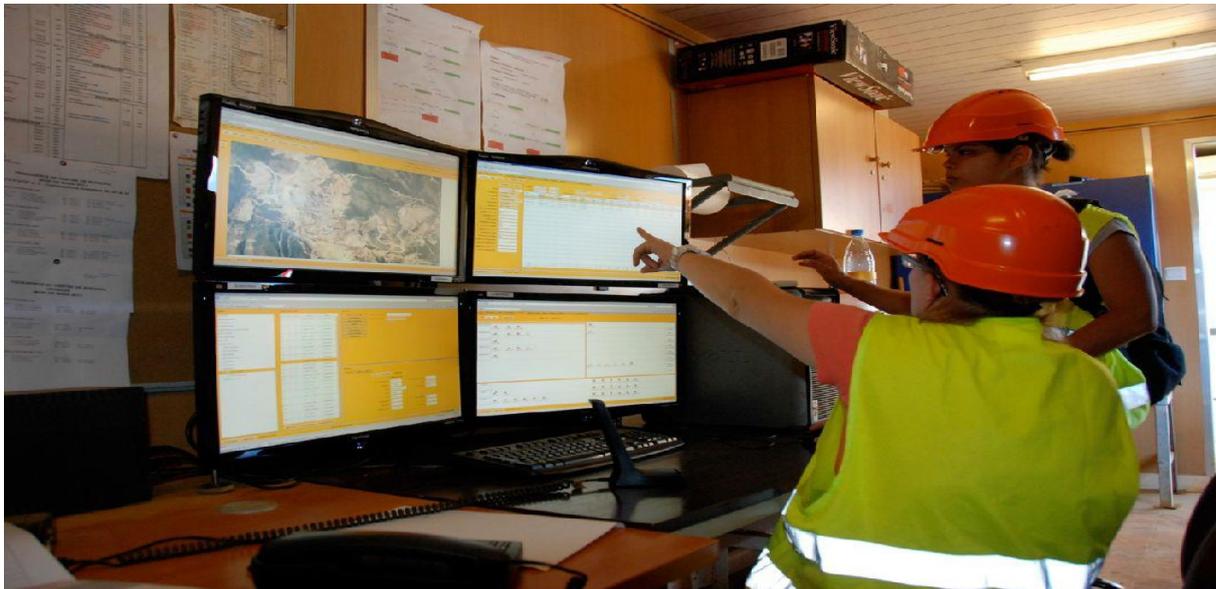


Figure VI.4. 1: Image qui montre l'ordinateur et ses périphériques au centre de dispatche.

3. Microprocesseurs : Ils sont installés dans les engins miniers d'exploitation, dans les installations de préparation et traitement des minerais comme au broyage, dans les bennes, dans les pelles, et au dispatche, pour faciliter la liaison entre computer et système radios.

4. Radios : Ils sont placés dans les bennes, les pelles et à l'usine de traitement. Ces derniers sont en plus munis de consols et écrans qui facilitent la transmission des instructions.



Figure VI.4. 2:Image d'un appareil de radio.



Figure VI.4. 3: Image qui montre l'appareil de radio et l'interface de transmission embarqué dans l'engin.

4. Balises Beacon : Ce sont des appareils places aux endroits stratégiques tels qu'à la pelle, à l'entrée de l'usine de traitement, le long des routes... Leur rayon d'action varie entre 25 et 50 m. Comme rôle, chaque balise de courant faible émet une onde de rayon d'action faible (50 m) (des codes spécifiques de façon périodique) lorsqu'une benne passe dans le voisinage immédiat. Cette dernière capte l'onde et transmet un signal bien particulier que l'ordinateur localise via l'antenne réceptrice. C'est ainsi que se passe la localisation et l'identification des engins en déplacement.

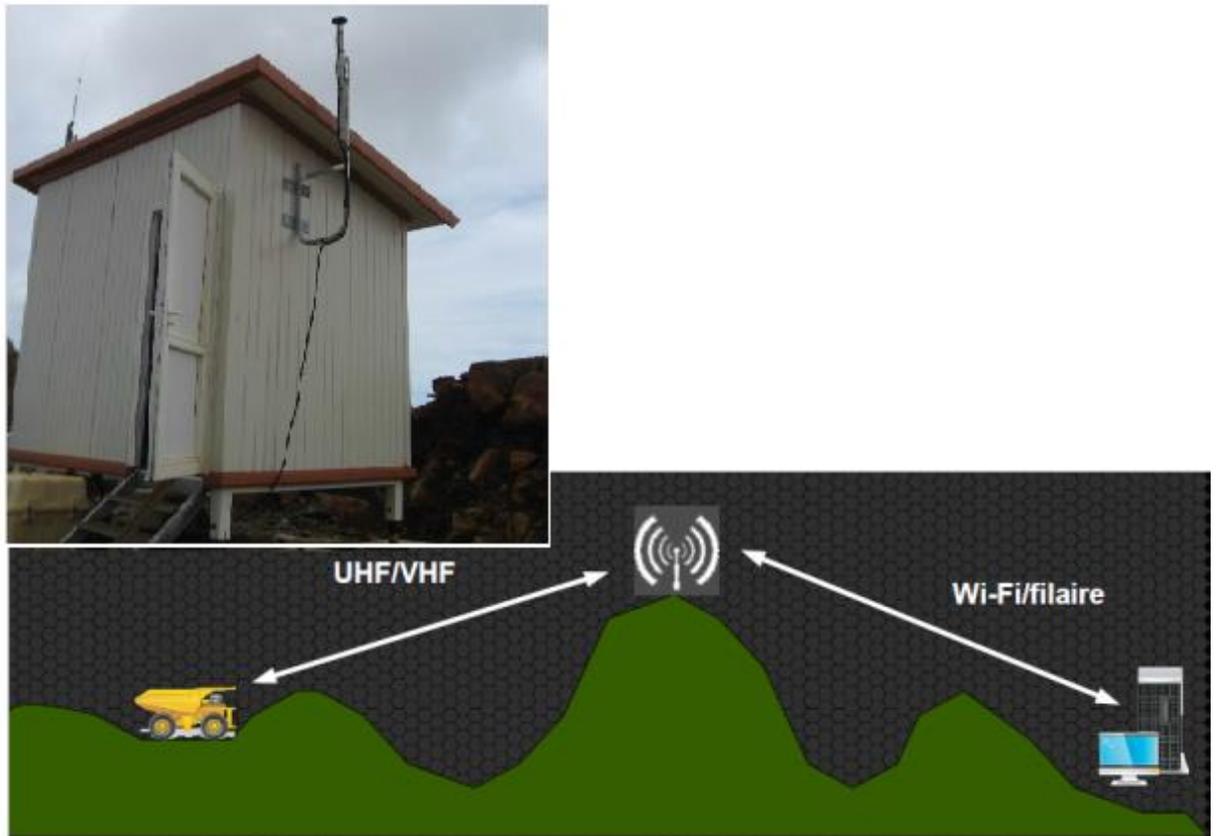


Figure VI.4. 4: schéma de localisation et identification des engins et télécommunication entre l'ordinateur et l'engin.

6.4.2 LES INFORMATIONS DES ACTIVITES JOURNALIES DE LA MINE A CIEL OUVERT :

1. La production minière

On peut exprimer la production minière, en termes de volume des excavations. La saisie de la production par le dispatcher, se fait par :

- L'enregistrement du **nombre de voyages effectués par les bennes;**
- La conversion du nombre total de voyages en volume des excavations en appliquant la capacité du bac de la benne au nombre de voyages.

Ainsi peuvent être connues la production horaire, la production d'un poste, la production d'une journée. L'enregistrement du nombre de voyages, effectués par la benne, par le dispatcher se fait à l'aide de la communication radiophonie. Le chauffeur de la chargeuse (pelle) peut lui communiquer le numéro de la benne qui vient d'effectuer le chargement, et il doit savoir aussi la destination des produits transportés par la benne pour savoir les classer comme minerais ou stériles.

Le dispatcher doit donc être capable de fournir, à chaque instant que cela lui est demandé :

- La production heure par heure;
- Le cumul de la production à chaque instant.

| Origin | Output monitoring | Tonnage | Nominal | loader to |
|-------------------|-------------------|---------|---------|-----------|
| Undefined | | | | |
| North Level 325 R | | 45.5 | 61.0 | |
| North Level 325 R | | 60.0 | 60.0 | |
| North Level 325 R | | 60.0 | 60.0 | |
| North Level 325 R | 06/01/20 | 2 333 | 2 333 | 146 |
| North Level 325 R | ▶ 988H3 | 40 | 1 849 | 1 849 |
| North Level 325 R | ▶ | 0 | 484 | 484 |
| North Level 325 R | | | | 146 |
| North Level 325 R | | | | 338 |
| North Level 325 R | | | | 40.6 |
| North Level 325 R | | | | 45.0 |
| North Level 325 R | | | | 60.0 |
| North Level 325 R | | | | 60.0 |
| North Level 325 R | | | | 60.0 |
| North Level 325 R | | | | 60.0 |
| North Level 325 R | | | | 60.0 |
| North Level 325 R | Primary hopper | | | 1 |
| North Level 325 R | Primary Hopper | 988H3 | Raw | 1 |

Figure VI.4. 5: Suivre du rendement de la production par le logiciel de dispatching de LOGIMINE.

2. L'affectation des engins miniers :

Le dispatcher doit **posséder toutes les informations** relatives à **l'affectation des engins miniers** c'est-à-dire **les chantiers** dans lesquels les engins travaillent et le genre de travail qu'ils effectuent.

- Pelle : - à quel niveau ? Quel genre de produit manipule-t-elle ?- quel genre de travail ?
- Benne : - à quelle destination les produits sont-ils déposés, transport de minerais ou de stérile ?- avec quel engin de chargement travaille elle?
- Bulldozer : - dans quel chantier travail-il ? Autour de la pelle ? Plate-forme de forage - quel genre de travail effectue-t-il ? (Elimination des pieds ? Nettoyage du remblai, de la plate-forme ? Traçage d'une piste ?)
- Arroseuse : - où arrose-t-elle ? Fait-elle un autre travail ? Pourquoi ?
- Sondeuse : - est-elle en train de forer ? Si oui, où ? Si non, pourquoi ?

Dans le logiciel de dispatching de l'entreprise LOGIMINE, dans la plate-forme de suivi des engins, on peut avoir de l'ordinateur du dispatch les informations nécessaires comme la position des engins (point de chargement, point déchargement dans la station traitement ou le stock), le type de travail qu'ils font et même avec quel engin ils sont associés.



Figure VI.4. 6: plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE) pour l'affectation des tâches à l'engin.

On peut alors faire l'affectation des engins sur logiciel, et l'envoi de la tâche et la destination se fera automatiquement par envoi de message.



Figure VI.4. 7: affectation de tache aux engins sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE).

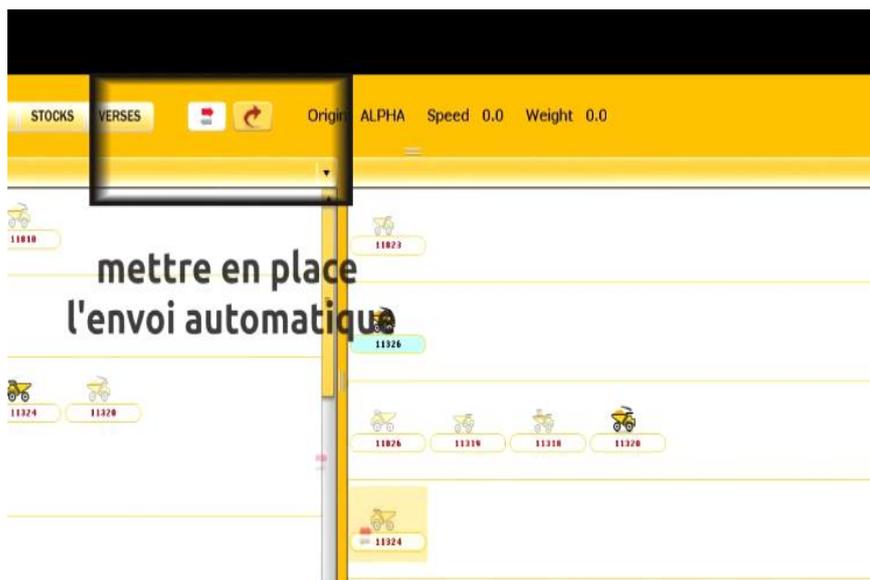


Figure VI.4. 8: Envoi de la tache affecté à l'engin sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE).

3. L'état des engins miniers :

Le dispatcher doit avoir toutes les informations relatives à l'état des engins. Est-il en panne ou disponible ? Quel genre de panne ? L'information doit être aussi précise que disponible.

Des informations générale, de premier constat, du genre “bruit anormal au moteur” ou fuite d’huile hydraulique” devront être davantage précisées. Le dispatcher doit donc rechercher la vraie panne, le vrai problème sur l’engin. C’est ce vrai problème qui va mentionner dans son rapport de poste.

Exemple : La chargeuse Cat 992C s’arrête et l’opérateur signale un bruit anormal au moteur. Le dispatcher signalera dans un premier temps que l’engin est à l’arrêt pour bruit anormal au moteur. Il devra ensuite rechercher la vraie information auprès du service de maintenance. Ainsi, après avoir précisé le vrai problème, il consignera dans son rapport “injecteurs desserrés” au lieu de “bruit anormal au moteur”.

En utilisant le logiciel de dispatching de l’entreprise LOGIMINE, ce dernier est menu d’une messagerie d’alerte des pannes et des dysfonctionnements dans les engins qui permet le suivie de l’état des engins.

The screenshot displays the LOGIMINE software interface for engine alerts. It features a main table with columns for Date, Type, Equipment, and Comments. Below the table is a filter panel with options for 'played range', 'Filter by', and 'Type'. The table contains the following data:

| Date | Type | Equipment | Comments |
|-------------------|-----------|-----------|--------------------------------|
| 07/12/16 1:00 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 07/12/16 1:00 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 07/10/16 10:00 PM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/04/16 11:00 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/22/16 6:00 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/09/16 11:30 AM | Checklist | 992C | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 992C | Coolant Level incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 992C | Leaks incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 992C | Tire States incorrect. |
| 05/16/16 9:24 AM | Checklist | 992C | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/16/16 9:24 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Leaks incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Tire States incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Coolant Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 992C | Coolant Level incorrect. |
| 05/13/16 11:06 AM | Checklist | 992C | Coolant Level incorrect. |

The filter panel shows the following settings:

- played range: 05/01/2016 to 07/25/2016
- Filter by: Hide archived
- Type: Checklist

Figure VI.4. 9:La messagerie d’alerte sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE).

4. Les performances des engins miniers :

La société a fait établir des normes de rendement pour les engins miniers. Le dispatcher doit connaître ces normes de rendement. Lors de son suivi des activités minières, le dispatcher doit suivre les performances des engins, plus particulièrement celle des engins de productions primaire : les pelles et les bennes. Les rendements qui s’éloignent de façon significative des normes établies devront être portés à la connaissance de la hiérarchie de la mine pour des actions de correction.

Dans le logiciel de dispatching de l'entreprise LOGIMINE, dans la plate-forme de suivi des engins, on peut suivre les performances des engins, et être alerté dans le cas où le rendement de l'engin est au-dessous des limites (des objectifs). On trouve aussi ces alertes dans la messagerie des alertes dont est muni ce logiciel.

| | |
|---|--------------------------|
|   | BDR SANTAL |
|  <div data-bbox="336 533 644 577" style="background-color: red; color: white; padding: 2px;">Info: Under Load -> Tonnage= 7.5</div> | PF2 COND COND |
|     | STOCK LATV LATVAL |
|   | UTM TV1 UTM |
| | VsAL STOCK |

| Date | Type | Equipment | Comments |
|-------------------|-----------|-----------|--------------------------------|
| 07/12/16 1:00 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 07/12/16 1:00 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 07/10/16 10:00 PM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/04/16 11:30 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/22/16 6:00 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 06/10/16 11:30 AM | Checklist | 988H1 | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Coolant Level incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Leaks incorrect. |
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Tire Status incorrect. |
| 05/16/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/16/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Leaks incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Tire Status incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Coolant Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Coolant Level incorrect. |

| Filtered range | Filter by | Hide archived |
|---------------------|-----------|--------------------------|
| 05/01/2016 12:00 AM | Type | <input type="checkbox"/> |
| 07/25/2016 11:59 PM | Checklist | <input type="checkbox"/> |

| | | | |
|-------------------|-----------|-------|--------------------------------|
| 05/18/16 9:24 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Leaks incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Tire Status incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Hydraulic Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Engine Oil Level incorrect. |
| 05/17/16 7:36 AM | Checklist | 988H1 | Coolant Level incorrect. |
| 05/13/16 11:06 AM | Checklist | 988H1 | Coolant Level incorrect. |

| Filtered range | Filter by | Hide archived |
|---------------------|-----------|--------------------------|
| 05/01/2016 12:00 AM | Type | <input type="checkbox"/> |
| 07/25/2016 11:59 PM | Checklist | <input type="checkbox"/> |

Figure VI.4. 10: La messagerie d’alerte sur la plate-forme du logiciel de dispatche (LOGIMINE).

5. l’évolution des alimentations du concentrateur :

Le dispatcher doit être au courant continuellement de la situation de la chaîne de concassage, du tonnage des minerais déversés, et de l’état et l’utilisation des engins affectés aux alimentations du concentrateur.

Les informations sur la situation de la chaîne de concassage sont du genre: est-elle à l’arrêt ? Pourquoi ? Es ce que c’est un problème lié à l’organisation de la mine ?

Parmi Les informations sur l’état et l’utilisation des engins affectés aux alimentations on cherche à connaître : es ce que ces engins sont en bonne état ? A quoi sont-ils exactement utilisés ?

Le dispatcher a besoin de savoir le tonnage ou le volume des minerais déversés dans la trémie du concassage primaire heure par heure et son cumul pour vérifier l’utilisation réelle des engins au travail d’alimentation du concentrateur. Il suit aussi l’évolution des teneurs en métaux dans les minerais alimentés. A l’usine de Lafarge Msila, cela peut être indiqué instantanément grâce à des détecteurs et un système automatique qui indique les teneurs à l’ordinateur du poste de contrôle.

Cette personne est ainsi informée de la qualité des minerais et peut intervenir s'il remarque une baisse sensible ou une importante augmentation des teneurs. Les résultats métallurgiques enregistrés dans le traitement des minerais sont eux aussi importantes à suivre. Les mauvais résultats métallurgiques peuvent être principalement causés par la mauvaise qualité des minerais alimentés. Le dispatcher doit chercher la bonne information auprès du chef de poste du concentrateur et provoquer des actions correctives de la hiérarchie de la mine si la qualité des minerais est mise en cause.

Toutes ces informations citées sont nécessaire au dispatcher, qui va les gérer et juger s'il est nécessaire ou non de faire provoquer des actions de corrections de la part de la hiérarchie de la mine (chef de poste, conducteur des travaux, chef de service, directeur).

6.4.3. LE SUIVI DU TRAVAIL DES ENGINES :

Le suivi du travail des engins miniers constitue la tâche primordiale du dispatcher. Le suivi du travail des engins miniers s'effectue par le contrôle permanent des indicateurs de gestion de ces engins. Les indicateurs de gestion des engins sont :

- Le taux (coefficient) de mise à la disposition MAD ou CMD;
- Le taux d'utilisation effective (de marche);
- Le taux d'utilisation absolue;
- Le rendement

1. Le suivi de l'évolution du coefficient de mise à la disposition CMD :

Le taux de MAD est de la responsabilité du service de maintenance qui est le seul habilité à immobiliser un engin pour cause de panne. Beaucoup d'arrêt pour panne entraîneront un faible taux de MAD qui est préjudiciable à la production minière. L'objectif est d'avoir des taux de MAD élevés : Selon la norme utilisé par l'entreprise on a une valeur de référence du taux de MAD des engins miniers .Des taux de MAD inférieurs à cette norme indiquent des problèmes dans la maintenance des engins : manque de pièces de rechange, manque de moyens logistiques, organisation de la maintenance, vétusté des engins...etc.

Ce coefficient est affecté par l'augmentation de temps de maintenance. Ce temps augmente principalement avec les arrêts pour pannes, les retards de circulation des informations sur les pannes survenues et les retards d'intervention du service de maintenance(manque de véhicule, recherche des outils de travail, démotivation du personnel...).La contribution du dispatcher dans l'amélioration du taux de MAD des engins miniers réside dans la rapidité de la transmission des informations relatives aux pannes qui surviennent sur les engins.

Le dispatcher doit veiller à ce que :

- Le service de maintenance soit informé de la panne dès qu'elle survient ;
- La description de la panne soit la plus précise possible pour éviter des tâtonnements dans l'intervention par le service de maintenance.

2. Le suivi de l'évolution du taux d'utilisation effective des engins :

Le taux d'utilisation effective (de marche) de l'engin mesure le degré d'utilisation du temps pendant lequel l'engin est à la disposition de la mine.

La norme de taux d'utilisation effective à la société est de 85%. Le dispatcher doit surveiller ce taux de marche car il est de la totale responsabilité de la mine.

Surveiller le taux d'utilisation effective signifie pratiquement :

- Calculer à chaque heure le taux de marche des engins, principalement les engins primaires de production (pelles, chargeuses, bennes, sondeuses) ;

- rechercher les causes des faibles taux d'utilisation effective de l'engin (inférieur à 85%) ;

- attirer l'attention de la hiérarchie de la mine sur les taux de marche inférieurs à 85% et sur les causes reconnues. Les pertes de temps (heures de d'improductivité) affaiblissant ce taux sont essentiellement dues :

• Au temps perdu pendant la relève ;

• A la prise en charge de l'engin par l'opérateur montant ;

• A l'indisponibilité d'un engin du tandem (par exemple quand la pelle est à l'arrêt, les bennes chôment) ;

3. Le Suivi de l'évolution du taux d'utilisation absolu d'un engin minier :

Le taux d'utilisation montre l'utilisation des heures d'activité c'est-à-dire la portion du temps d'activité qui a été réellement consacrée au travail de production minière.

Concrètement, ce taux signifie qu'un engin utilisé à 51% ne travaille que 12,24 heures sur les 24 heures recommandées par la Direction du siège, ce qui est très faible.

Le dispatcher agit sur ce taux d'utilisation en surveillant étroitement le taux d'utilisation effective: il doit être le plus élevé possible.

4. Le suivi du rendement des engins minier :

Le rendement ou la productivité d'un engin minier est très important dans le suivi du travail des engins permet de juger des conditions de travail dans lesquelles ceux-ci travaillent.

Le dispatcher suit de façon particulière les performances des engins primaires de production : les pelles les bennes et les sondeuses. Il doit aussi garder un œil attentif sur le travail des autres engins.

a) Le suivi de la productivité des pelles :

La production d'une pelle est, en pratique, calculée à partir du dispatche par le dénombrement des bennes chargées par heure. Connaissant la capacité des bennes, il est possible de déterminer le volume horaire chargé (m³/heure) par la pelle.

La contribution du dispatcher dans l'amélioration de la productivité des pelles se trouve dans la surveillance des temps suivants :

- Le temps de chargement d'une benne ;
- Le temps mort entre fin du chargement d'une benne et le début du chargement de la benne suivante.

b) Le suivi de la productivité des bennes :

Le dispatcher calcule le rendement horaire des bennes en dénombrant les voyages effectués en une heure et en appliquant la capacité des bennes. Il apparaît clairement que l'augmentation de la productivité des bennes signifie pratiquement :

- La réduction du temps de chargement des bennes ;
- La réduction du temps de cycle des bennes.

Faire le suivi de la productivité équivaut, pour le dispatcher à :

- Vérifier fréquemment si le temps de chargement des bennes par la pelle ou la chargeuse est dans les limites normales. Sinon, il faut prévenir la hiérarchie pour des actions de correction ;
- Contrôler fréquemment le temps de cycle des bennes.

Le contrôle du temps de cycle des bennes sera conduit par le dispatcher pour cela il déterminer le temps de cycle théorique que les bennes doivent normalement afficher sur l'itinéraire utilisé. Ensuite, il aura à chronométrer le temps de cycle réel. Puis, il Compare les temps de cycle réel et théorique : les écarts importants doivent être portés à la connaissance de la hiérarchie de la mine pour des corrections éventuelles.

c) Le suivi de la productivité des sondeuses :

A partir du dispatch, le rendement de la sondeuse se calcule comme suit :

- Dénombrer les trous de la mine forés au cours de la période considérée (une heure, un poste, une journée...). Il convient pour un suivi permanent de considérer comme période : l'heure ;
- A l'aide des profondeurs des trous et des duretés des terrains renseignés par les sondeuses, calculer la longueur totale forée pendant la période considérée. Cette longueur s'exprime en mètres forés standard ;
- Faire le rapport entre la longueur totale ainsi calculée et les heures de la période considérée. L'on obtient ainsi le rendement de la sondeuse en mètres forés standard par heure. Le rendement calculé est comparé à la norme de rendement de la sondeuse considérée.

En cas d'écart important du rendement calculé par rapport à la norme, le dispatcher informe la hiérarchie de la mine.

Une méthode de contrôle du travail des sondeuses est la comparaison du temps de cycle réel de la sondeuse à la norme de temps de cycle. Les normes de temps de cycle sont calculées à partir des normes de rendement.

Les temps de cycle s'écartant de façon significative de ces normes doivent être corrigés sur impulsion du dispatcher.



Figure VI.4. 11: fiche du rendement d'un engin sur le logiciel de dispatching LOGIMINE.

6.4.4 LA GESTION D'UN DISPATCH

A. LES DOCUMENTS UTILISES PAR LE DISPATCH

Les documents habituellement utilisés par le dispatch sont :

1. Le graphique :

Ce document est utilisé par le dispatcher pour enregistrer en détail et sous forme de trait, l'activité de chaque engin pendant son poste. Le dispatcher enregistre l'activité de l'engin sur le graphique en suivant des traits conventionnels exemple :

- Un trait continu en bleu = activité normale de l'engin ;
- Un trait discontinu en bleu = engin disponible mais non utilisé (en stand by)
- Un trait continu en rouge = engin à la disposition du service de maintenance pour dépannage, entretien, réparation ou autre utilisation.
- L'activité doit être indiquée au-dessus du trait qui la représente.

Dans ce cas l'activité doit être indiquée au-dessus du trait la représentant. Le graphique est subdivisé en colonnes représentant les heures de la journée : de 6h00 à 7h00, de 7h00 à 8h00... Les traits sont tracés à l'échelle c'est-à-dire qu'une longueur qui représente une durée bien déterminée.

Il est possible de connaître la durée de chaque activité de l'engin.

2. La synthèse de production du poste :

Ce document reprend la synthèse du rapport sur le travail des engins pendant le poste : les heures de marche des engins pendant le poste, l'excavation des minerais et des stériles par engin de chargement et par benne ainsi que les noms des opérateurs des divers engins. Ce document est rempli par le chef dispatcher à la fin du poste.

3. Le document de saisie des données de production du jour :

Il s'agit du rapport des activités de production de la mine pour toute la journée considérée. Ce rapport reprend notamment les performances des engins miniers, les divers arrêts des engins, la production du jour, les commentaires sur la production du jour... Ce document est rempli par le chef dispatcher du 3è meposte à la fin de son poste.

4. Le carnet des communications importantes :

Le dispatcher réceptionne des communications diverses. Les communications importantes sont signées dans un carnet des communications, qui sont habituellement les ordres de travail transmis par la hiérarchie de la mine et les actions menées par le chef dispatcher.

5. Le carnet de suivi de la marche de la chaîne de concassage du concentrateur :

L'alimentation des concentrateurs étant du ressort de la mine, la marche de la chaîne de concassage doit être particulièrement suivie par le dispatch.

L'objectif est de :

- Noter tous les blocages à la réalisation de la production et identifier les problèmes.

- Trouver les solutions de ces problèmes.

6. Les carnets des consignes de travail pour les alimentations du concentrateur et pour l'exploitation :

Les consignes pour le travail de la mine doivent être écrites. Les carnets utilisés à cette fin sont conservés au dispatch. Le dispatcher prend soin de lire les consignes laissées par les différents responsables et de les comprendre. Ainsi, il pourra facilement surveiller le travail réalisé pour découvrir les écarts aux objectifs et les faire corriger.

7. Le tableau des résultats de production :

Le dispatch dispose toujours d'un tableau où sont exposés les résultats de production de la journée précédente ainsi que quelques informations utiles sur la marche de la journée en cours. Parmi les résultats de production exposés sont le volume de production réalisé par poste et cumulé, les productions horaires et cumulées de la journée en cours, les teneurs d'alimentation précédente et l'évolution des teneurs d'alimentation en cours, les arrêts importants de la mine et des alimentations....

Les rapports peuvent être faits automatiquement par l'ordinateur, cela permet de simplifier les tâches et augmenter le rendement du système de dispatching.

| Activity | Duration | % |
|------------------------|-----------------|----------------|
| TOTAL | 19008:00 | 100.0 % |
| Corrective Maintenance | 1135:28 | 6.0 % |
| Breakdown | 273:28 | 1.4 % |
| Night Maintenance | 862:00 | 4.5 % |
| Preventive Maintenance | 94:02 | 0.5 % |
| Maintenance | 1:02 | 0.1 % |
| Visit 1000h | 31:29 | 0.2 % |
| Visit 2000h | 26:00 | 0.1 % |
| Visit 250h | 35:30 | 0.2 % |
| Production | 2978:52 | 15.7 % |
| Clearance | 19:02 | 0.1 % |
| Digging In | 12:48 | 0.1 % |
| Load and Carry | 23:00 | 0.1 % |
| Loading | 844:00 | 4.4 % |
| Production | 2079:19 | 10.9 % |
| Shedding | 0:41 | 0.0 % |
| Stop | 14799:37 | 77.9 % |
| Night | 8240:53 | 43.4 % |
| No Driver | 3863:07 | 20.3 % |
| o.c.a.r.1 | 2695:37 | 14.2 % |

Figure VI.4. 12: Rapport détaillé sur la production et la maintenance.

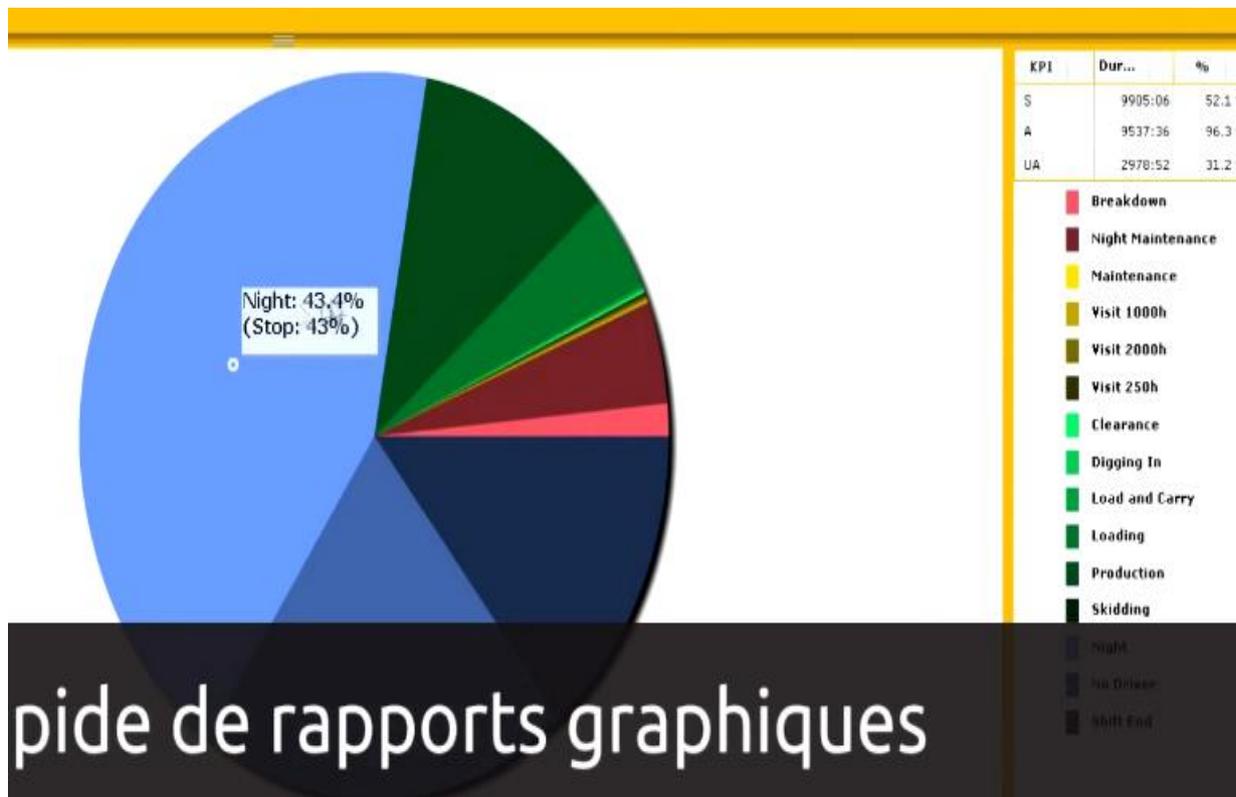


Figure VI.4. 13: Rapport graphique fait le logiciel de dispatching.

b. Les outils de travail du dispatcheur :

B. Les outils de travail du dispatcher sont :

1. **Sa tête** : c'est-à-dire son cerveau, une grande capacité d'analyse et d'action opportune sont l'une des qualités primordiales du dispatcher.
2. **La calculatrice**: le dispatcher calcule fréquemment pour se rendre compte du niveau de réalisation de la production, des performances des engins, des projections de production pour la fin de son poste...
3. **Le chronomètre ou l'horloge**: il faut suivre les temps de cycle des engins miniers, dater certains événements...
4. **Les différents documents à remplir.**
5. **Les appareils de télécommunication.**

6.5. Conclusion :

Donc pour une bonne gestion des opérations de chargement et de transport, et pour optimiser la production et sa qualité, il est important d'assurer une bonne harmonisation entre les caractéristiques des roches du tas, et ses dimensions et les engins de chargement. De plus, il est important d'assurer une bonne préparation de la plate forme et du chantier de travail. Aussi, une bonne coordination entre les caractéristiques du travail de chargement et du travail de transport s'avère nécessaire.

En outre, l'élaboration d'un système de dispatching comme celui développé dans le présent mémoire s'avère un outil fort utile pour les planificateurs miniers.

Par l'application du système dispatching, la productivité totale de la carrière de Chouf Ammar pourrait être améliorée de façon significative tout en permettant d'obtenir un mélange de minerai de bien meilleure qualité.

Pour évaluer l'attente des camions aux pelles, on utilise les méthodes analytiques, telles que les réseaux de files d'attentes.

En basant sur la théorie des files d'attente, on utilise une file d'attente aux pelles du type M/M/1. Dans le langage de la théorie des files d'attente, cela signifie qu'à chaque pelle, on a un système à un serveur où les instants d'arrivés des camions suit une distribution de poisson et le temps de service moyen suit une distribution de type exponentielle.

Chapitre 7

Aspect environnemental

7. Aspect environnemental

7.1. Impacts de l'exploitation à ciel ouvert sur l'environnement

L'impact d'une carrière sur l'environnement avoisinant peut être direct ou indirect, il est très variable en fonction du type de matériau, du type d'exploitation et de l'environnement du site.

7.1.1. Impact sur l'eau

Du fait de l'excavation engendrée, une carrière peut avoir un impact direct non négligeable sur l'écoulement souterrain des eaux, ainsi si l'exploitation se poursuit dans une nappe phréatique ou à proximité de celle-ci, le rabattement engendré pourrait selon les cas provoquer l'assèchement des puits ou cours d'eaux environnants, donc il peut résulter une modification de la piézométrie et un abaissement du niveau de la nappe phréatique, ainsi qu'une altération de la qualité des eaux souterraines.

Il est très fréquent qu'une carrière engendre des rejets d'eau au milieu naturel, on distingue deux origines à ces eaux :

- L'eau d'exhaure qui n'est présente que si l'excavation a rencontré un réservoir souterrain;
- L'eau météorique qui peut s'accumuler en fond de fouille après avoir ruisselé sur les pistes, les fronts de taille ou les stocks des matériaux.

L'impact produit est :

- La déviation des cours d'eaux
- La modification des éléments constitutifs ;
- La pollution par des eaux usées contaminées et la pollution due au renforcement de l'érosion.

L'exploitation de la carrière n'aura aucun impact sur les eaux, en effet l'exploitation de la carrière n'aura pas pour conséquence une modification de l'écoulement hydrique, ni déviation de cours d'eau, la région de Hammam Dalaa est bien pourvue en bassins versants et d'autres oueds faisant en sorte que les précipitations atmosphériques ruissellent à travers ceux-ci pour aller s'emmagasiner dans les nappes du sous-sol se trouvant à 150 (m) et plus. La carrière ne prévoit pas des rejets liquides industriels pouvant s'infiltrer et polluer ainsi le sous-sol et les eaux souterraines, du fait de la profondeur de la nappe aquifère et des mesures ci-dessus, l'exploitation de la carrière n'aura aucun impact sur la nappe.

7.1.2. Impact biologique

L'impact que peut avoir la réalisation d'une exploitation minière à ciel ouvert sur la faune et la flore de la zone d'étude est à prendre en considération, particulièrement en ce qui concerne les espèces menacées, écologiquement uniques et économiquement ou esthétiquement souhaitables.

Le site de la carrière de Chouf Amar est déjà dépourvu de végétation et par voie de conséquence de la faune qui pourrait y vivre, à noter qu'il ne nous a pas été signalé aucune espèce écologiquement protégée dans cette zone, les zones libérées définitivement des travaux d'exploitation feront l'objet graduellement de reboisement.

7.1.3. Impact sur le paysage

Il est évident que l'extraction de la carrière entraînerait une transformation du paysage et un impact négatif de la surélévation naturelle des reliefs (altération de la morphologie et l'apparition des surfaces dévastées), produisant des impacts visuels tel que :

- La forme de l'excavation ;
- L'aspect des fronts de taille ;
- Le stockage des remblais en particulier laisse des cicatrices dans le paysage ;
- Les contrastes de forme et de couleur ;
- La position de l'installation de traitement ;
- Le déboisement.

7.1.4. Impact sur l'atmosphère

La composition de l'atmosphère est stable, l'ajout de certain élément peut engendrer un déséquilibre dans ce système, les activités humaines sont les facteurs essentiels pour son exhortation.

Dans le cas des carrières à ciel ouvert la précarité de l'atmosphère est due aux :

- Du décapage et de la découverte stérile par le bulldozer ou un autre engin ;
- Du chargement et du déchargement du minerai et des terres de découverte ;
- De la circulation des engins et camions en carrière.
- Dégagements des poussières par les tirs à l'explosif.
- Dégagements des gaz nocifs et des effluents gazeux suite à l'ignition spontanée des terrils et les échappements des engins et des automoteurs ;
- Dégagements des poussières dues au processus de fabrication du ciment

Cependant, l'impact des poussières est étroitement lié au relief et aux conditions climatiques, c'est ainsi que le vent par son intensité et sa direction est un élément essentiel dans la répartition des poussières dans la zone, pendant la saison humide la présence de vapeur d'eau et la pluviométrie ont un effet positif sur le transport des poussières en effet :

- _ La présence de vapeur d'eau dans l'atmosphère empêche la diffusion des poussières et favorise leur concentration, notamment pendant la saison hivernale ;
- _ La pluviométrie pour sa part joue un double rôle :
 - Lessiver l'atmosphère et donc réduire la dispersion ;
 - Lessiver également la surface des feuilles qui auraient retenu de la poussière.

7.1.5. Le bruit

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

On peut distinguer trois sources de bruit :

- Les bruits liés aux tirs de mine ;
- Les installations de traitement ;

- Les moteurs des engins en circulation et les avertisseurs de recul des engins qui sont indispensables à la sécurité du personnel.

L'impact sonore d'une exploitation dépend également fortement du sens du vent et du relief du terrain, le bruit est d'autant plus ressenti par les riverains que les carrières se trouvent bien souvent dans des zones rurales relativement calmes.

7.1.6. Impact liés aux vibrations

Dans une exploitation classique à ciel ouvert les seules sources des vibrations qui nécessitent une attention particulière proviennent des tirs à l'explosif, ces tirs provoquent un bruit instantané et de courte durée et engendrent des vibrations qui se propagent dans le sol.

7.1.7. Réduction de l'impact lié aux poussières :

Il convient cependant de souligner que la production des poussières fait l'objet d'une attention particulière de la part de l'exploitant par un contrôle quotidien des sources de production de poussière, en effet un suivi régulier des sources de production de poussière est effectué, la réduction de l'effet de la production de poussières au niveau de la carrière sera obtenue par :

- L'emploi des masques anti-poussières, visites périodiques pour les ouvriers les plus exposés ;
- L'arrosage régulier des plates formes et des routes de transport pendant les jours des grands vents ;
- Captage de la poussière au sortie du trou de forage par un système d'aspiration et captage incorporé sur la sondeuse pour le bien être des ouvriers.



Figure VII. 1: Arrosage des pistes (photo au niveau du carrier de Chouf Ammar)

Chapitre 8

Hygiène et sécurité

8-Hygiène et sécurité

Les risques induits par l'activité d'exploitation de la carrière de Chouf Amar menace la vie des travailleurs. Ces risques sont causés par :

- L'explosion due à une mauvaise manipulation des explosifs
- Les chutes des blocs et chutes d'objets
- Les chutes de personnes ;
- Les heurts ;
- L'électrocution ;
- Les brûlures ;
- L'incendie,...etc.
- Les accidents de trajet ;
- La Pousière ;
- La vibration.

Les mesures sécuritaires au travail :

LCM anticipe sur les risques en donnant des conseils et des instructions qui doivent être respectés pour la bonne marche de l'entreprise et pour la protection des travailleurs , pour cette raison avant toute introduction dans la carrière, il faut être muni d'un casque mineur, de bouche d'oreilles, de lunettes, de gants, de bottes, de tenue de travail munie de réflecteur etc.... l'entreprise prévoit aussi d'autre mesures de sécurité afin de minimiser au maximum les risques, notamment par :

- Une conception des pentes et un entretien des pistes de roulage, talus et hauteur des gradins conformes à la réglementation en vigueur.
- Un choix d'équipements composant l'usine en conformité avec les normes européennes
- Les engins circulent suivant un plan précis avec des vitesses qui ne dépassent pas 30 km à l'heure.
- les accès à la carrière et à l'usine sont matérialisés par la mise en place des panneaux indicateurs et des panneaux de sécurité.

Chapitre 9

Conclusion générale

9- Conclusion Générale :

L'application des solutions suggérées pour bien exploiter pleinement les travaux de chargement et de transport, et donc améliorer la production et la qualité du produit, nécessite un suivi rigoureux des paramètres qui influent sur le rendement du processus du couple chargement et transport, comme le suivi de la bonne harmonisation entre les conditions dans le chantier de (la granulométrie des roches abattue du tas et la plateforme de travail) et les engins de chargement. Elle nécessite aussi un travail d'évaluation de la rentabilité et la performance sur le terrain, dans le choix d'un système de coordination entre le système de chargement et de celui de transport. Aussi, l'application d'un système de dispatching nécessite une exploitation efficace de ce système et un suivi rigoureux pour maintenir un niveau, aussi élevé que possible, de la perfection dans l'exécution des tâches.

Cependant, l'étude que nous avons menée constituera une base de réflexion pour l'optimisation de l'organisation et l'efficacité du chargement et du transport dans la carrière de Chouf Ammar de Msila pour les années à venir.

BIBLIOGRAPHIE

Ouvrage :

KOVALENKO. Titre de l'ouvrage : Exploitation des carrières. Office des Publications Universitaires. Lieu de publication : 1, Place Centrale de Ben Aknoun (Alger), 299P.

BOKY. Titre de l'ouvrage : Exploitation des mines. Edition Mir. Moscou, 1968. 687P.

CHIBKA. Titre de l'ouvrage : Exploitation à ciel ouvert. Office des Publications Universitaires. 29 rue Abou Nouas-Hydra, Alger, 240P.

Article de périodique

KAMULETE MUDIANGA N. Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert. Université de Lubumbashi faculté Polytechnique département des mines. Document de Cours, 257p.

YAHAOUI, Sami. Equipements miniers, couple chargement/transport. Ecole Nationale Polytechnique : 2012. Document de Cours, 34p.

Thèses, mémoires

BENFERDI, Youcef & LAICHAOUI, Essaid. Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri .155p.

Thèse de diplôme d'ingénieur d'Etat: Génie minier : Alger, Ecole Nationale Polytechnique : 2012.

MESSABHIA, Hichem & *BARMAKI.* Organisation du transport dans la mine de Boukhadra, 76p. Thèse de fin d'étude : Génie minier : Alger, Ecole Nationale Polytechnique : 1994.

ROUNI, Smail & OUAZENE, Habib. Exploitation du gisement de Calcaire au niveau de la carrière d'Oum Settas.

Thèse de diplôme de Master : Département des mines et géologie 110P. Université Abderrahmane Mira de Bejaia Faculté de Technologie : 2017.

KEMEDJI Othmen, IDIR Abd Elhakim, Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'sila).

Thèse de diplôme de Master : Département des mines et géologie 150P. Université Abderrahmane Mira de Bejaia Faculté de Technologie : 2017.

Documents électroniques : thèse en ligne

KEBBAS ,Salah. Contribution à la Correction et l'Amélioration de la Qualité de Service dans une Entreprise Publique, en utilisant les Réseaux de Files d'Attente [en ligne]. Mémoire de magister: Génie Industriel. Université Hadj- Lakhdar -Batna, 2013,100p.Disponible à l'adresse : http://theses.univ-batna.dz/index.php/theses-en-ligne/doc_download/3883-contribution-a-la-correction-et-lamelioration-de-la-qualite-de-service-dans-une-entreprise-publique

KOUBA Abdenour & REJDAL Messaoud, Réouverture de la carrière de calcaire de Tigrine (Ammal - Boumerdes) [en ligne]. Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines : Exploitation Minière. Université Abderrahmane Mira de Bejaia, 2016.116p. Disponible à l'adresse : <http://univ-bejaia.dz/dspace/123456789/6614>

MESSABHIA, Hichem & BARMAKI. Organisation du transport dans la mine de Boukhadra [en ligne].Thèse de fin d'étude : Génie minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique ,1994.76p. . Disponible à l'adresse : http://mt.biblio.intranet.enp.edu.dz/pub/Pfe/Genie_minier/Annee_1994/BARMAKI.A-E-K_MESSABHIA.Hichem/BARMAKI.A-E-K_MESSABHIA.Hichem.pdf

BENFERDI, Youcef & LAICHAOUI, Essaid. Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire dans la carrière d'Ifri [en ligne].Thèse de fin d'étude : Génie minier. Alger : Ecole Nationale Polytechnique,2012,155p. Disponible à l'adresse: http://mt.biblio.intranet.enp.edu.dz/pub/Pfe/Genie_minier/Annee_2012/BENFERDI.Youcef_LAICHAOUI.Essaid/BENFERDI.Youcef_LAICHAOUI.Essaid.pdf

ROUNI, Smail&OUAZENE, Habib. Exploitation du gisement de calcaire au niveau de la carrière d'Oum Settas «Elkhroub-Constantine».[en ligne]. Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines : Exploitation Minière.Université Abderrahmane Mira de Bejaia, 2017.150p. Disponible à l'adresse : <http://univ-bejaia.dz/dspace/123456789/6538>

KEMEDJI, othmen &IDIR abd elhakim. Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement - cas de carrière(Chouf Amar m'sila).[en ligne]. Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines : Exploitation Minière.Université Abderrahmane Mira de Bejaia, 2017.110p. Disponible à l'adresse : <http://univ-bejaia.dz/dspace/123456789/4378>

Documents électroniques : article de revue

KAYEMBE KABWE, Ir. Theodore. Document de formation. Le dispatching en mine à ciel ouvert [en ligne]. 2008, 21page. Disponible sur < <https://fr.scribd.com/doc/24133661/Le-Dispatching-en-Mine-a-Ciel-Ouvert> >