



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

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

# *Memoire de Fin d'Etudes*

**En vue de l'obtention du Diplôme de Master**  
**Filière : Génie Minier**  
**Option : Exploitation des Mines**

**Présenté par : GUENANE abdennour**  
**LAUCHE sylvia**

## **Thème**

***Le coefficient d'utilisation dans le transport des camions a adrar oufernou et ses impacts sur le rendement de la carrière***

Soutenu le 12 / 07 /2022 devant le jury composé de:

Président	Hammiche laid	MAA	U.A.M.Bejaia
Encadrant	Ait habib zakari	MAA	U.A.M.Bejaia
Examineur	Mazari messoud	MAA	U.A.M.Bejaia

**Promotion: 2021-2022**

## REMERCIEMENT

Nous remercions le bon dieu, le tout puissant de nos avoirs accordé santé et courage pour accomplir ce travail

Nous exprimons nos sincères et chaleureux remerciements à notre promoteur monsieur ait Habib z, *pour le temps et l'attention qu'il a bien voulue consacrer au bon déroulement de notre travail.*

*Nous avons l'honneur et le plaisir de présenté notre profond gratitude et nos plus sincère remerciement à notre Co-encadrant monsieur Ikheder pour sa compréhension, sa grande contribution, sa disponibilité et ses précieux, conseil et orientation.*

Nos plus vifs remerciements vont aussi d'ensemble des travailleurs de cette l'entreprise  
ALGRAN ENOF

Nous remerciment les membres de jury et sans oublier Mr maza chef de département

Enfin nous tenons à remercier également tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à *l'élaboration de ce modeste travail.*

## *Dédicace*

*Je dédie ce modeste travail à l'être qui m'est le plus cher au monde, à  
celle qui m'a tout donné pour que je sois ce que je suis, ma mère.*

*Celui qui fait tout son possible pour ma réussite dans la vie, mon père.*

*A mes frères et sœurs.*

*A mes amies.*

*GUENANE Abdennour*

## **Dédicace**

*J'ai le plaisir de dédier ce modeste qui ne serai pas réalisé sans l'aide d'ALLAH le tout puissant ;*

*A celle qui m'a donné la vie, le symbole de tendresse, qui s'est sacrifiée pour mon bonheur et ma réussite, à ma mère.*

*A mon père, école de mon enfance, qu'a été mon ombre durant toutes mes années d'étude, et qui a veillé tout au long de ma vie à m'encourager.*

*A mes chères frères et deux mes sœurs*

*A ma grande mère*

*A tout ma famille.*

*A mes chères copines (dihia-vanissa-nassima-wardia).*

*A tous mes amis*

*A tous ceux qui me sont chère.*

*A tous ceux que j'aime et qui m'aiment.*

Laouche sylvia



# Sommaire

# Sommaire

---

## REMERCIEMENT

Dédicace

Sommaire.....	I
Liste des tableaux.....	IV
Liste des figures.....	V
Introduction générale.....	1

### Chapitre I : La présentation de gisement d'Adrar Ourartou

Introduction.....	2
I.1 PRESENTATION DE CARRIERE ADRAR OUFARNOU.....	2
I.1.1 Situation géographique.....	2
I.1.2 Situation administrative.....	3
I.1.3 La superficie du gisement.....	3
I.2 Géologie du gisement.....	3
I.2.1 Structure du gisement.....	3
I.2.2 Stratigraphie.....	4
I.2.3 Etude pétrographique.....	5
I.2.4 Tectonique.....	5
I.3 Les réserve du gisement.....	5
I.3.1 Etat des réserves exploitables et leurs classifications.....	5
Conclusion.....	6

### Chapitre II : généralité sur le chargement et transport

Introduction.....	7
II.1 Opération de Chargement.....	7
II.1.1 Choix de l'engin de chargement.....	7
II.1.2 Cycle de l'unité de chargement : .....	8
II.1.3 Les Engins de Chargement.....	8
II.1.4 Les Chargeuse.....	9
II.1.4.1 Mode de travail.....	9
II.1.4.2 Les Chargeuse pneumatique.....	9
II.1.4.3 Les chargeuse sur chenilles.....	10
II.1.5 Choix de type de chargeuse.....	11
II.1.6 Les Pelles.....	11
II.1.6.1 Les Pelles hydraulique.....	11
II.1.6.2 Les pelles mécaniques.....	14
II.1.7 Choix de pelle.....	16

## Sommaire

---

II.2 Transport.....	17
II.2.1 Choix des moyens de transport.....	17
II.2.2 Mode de transport.....	17
II.2.3 Cycle des engins de transport.....	18
II.2.4 Engins de transport : .....	19
II.2.4.1 Les Bouteurs.....	19
II.2.4.2 Les chargeuses sur pneus.....	19
II.2.4.3 Transport par camion.....	20
II.3 Choix d'un système de chargement et transport.....	21
II.3.1 Distances inférieures à 200 m. – Débit faible ou moyen.....	22
II.3.2 Distances supérieures à 200 m. mais inférieures à 2000 m .....	22
II.3.3 Distances importantes 1500 m. et plus – Gros débit.....	23
II.3.4 Résumé des critères de choix.....	25
Conclusion.....	26
<b>Chapitre III : processus technologique d'exploitation du gisement d'Adrar oufernou</b>	
Introduction.....	27
III.1 Les conditions technico-minières de la carrière.....	27
III.2 CAPACITÉ DE PRODUCTION.....	27
III.3 Méthodes d'exploitation à ciel ouvert.....	28
III.3.1 CRITERES DE CHOIX D'UNE METHODE/MODE D'EXPLOITATION MINIERE...29	
III.3.2 Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert.....	29
III.3.3 Les éléments de la méthode d'exploitation.....	29
III.3.4 Les éléments d'un système d'exploitation.....	30
III.3.5 Les indices d'une méthode d'exploitation.....	30
III.3.6 Choix de la méthode d'exploitation .....	30
III.3.7 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation.....	30
III.4. Accès et ouverture du gisement.....	34
III.4.1 Le choix du mode d'ouverture.....	34
III.4.2 Mode d'ouverture du gisement .....	35
III.4.3 Paramètres technologiques de la demi-tranchée .....	35
III.4.4 technologie de creusement du tracé.....	35
III.4.5 Tranchée de découpage.....	37
III.5 Technologie d'exploitation du gisement .....	38
III.5.1 Abattage des roches.....	38
III.5.2 Le choix de la méthode d'abattage.....	38
III.5.3 Mode d'abattage à l'explosif .....	39
III.5.4 Paramètres du plan de tir.....	39

# Sommaire

---

III.5.5 Détermination des paramètres du plan de tir .....	40
III.5.6 Paramètres du bloc à tirer.....	45
III.6 Travaux de forage.....	48
III.6.1 Définition de forage.....	48
III.6.2 Classification des machines de forage.....	48
III.6.3 Choix du type d'équipement.....	49
III.6.4 Forassions des trous.....	49
III.6.5 Paramètres caractérisant l'engin de forassions à la carrière d'Adrar ofernou.....	49
III.6.6 Rendement de Groupe de foration.....	49
Conclusion.....	50
<b>CHAPITRE IV : Etude d'effets de coefficient d'utilisation des camions</b>	
<b>Introduction :</b> .....	<b>51</b>
<b>IV.1 Coefficient utilisation.....</b>	<b>51</b>
<b>IV.1.1 Coefficient d'utilisation Absolue.....</b>	<b>52</b>
<b>IV.2 Travaux de chargement.....</b>	<b>53</b>
<b>IV.2.1 Choix des machines de chargement.....</b>	<b>53</b>
<b>IV.2.2 Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar.....</b>	<b>54</b>
<b>IV.2.3 Temps de cycle de la chargeuse.....</b>	<b>56</b>
<b>IV.2.4 Calcule de rendement de la chargeuse.....</b>	<b>58</b>
<b>IV.3 Travaux de transport dans la carrière d'adrar oufernou.....</b>	<b>60</b>
<b>IV.3.1 Le choix du type de transport.....</b>	<b>60</b>
<b>IV.3.2 Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar.....</b>	<b>61</b>
<b>IV.3.3 Détermination coefficient d'utilisations des camions.....</b>	<b>63</b>
<b>IV.3.4 Calcul la durée du cycle du camion.....</b>	<b>64</b>
<b>IV.3.5 Largeur de la chaussée de transport.....</b>	<b>66</b>
<b>IV.3.6 Calcul le rendement effectif du camion.....</b>	<b>67</b>
<b>IV.3.7 Calcul le rendement d'exploitation du camion.....</b>	<b>67</b>
<b>IV.3.8 Calcul le nombre de camions assurant la production.....</b>	<b>68</b>
<b>Conclusion.....</b>	<b>69</b>
<b>Conclusion générale.....</b>	<b>70</b>
<b>Bibliographies.....</b>	<b>71</b>
<b>Annexes.....</b>	<b>72</b>
<b>Résumé.....</b>	<b>74</b>

# Liste des tableaux

# Liste des tableaux

---

## Chapitre I

Tableau I.1 : Les coordonnées du gisement d'Adrar Oufernou .....	03
Tableau 02 ; les réserves géologiques et exploitable.....	Erreur ! Signet non défini.

## Chapitre II

Tableau II.1. Avantage et inconvénient des pelles hydrauliques.....	Erreur ! Signet non défini.
Tableau II.2. Avantage et inconvénient des camions.....	20

## Chapitre III

Tableau III.1. Angle moyen du talus des gradins en fonction de Dureté	Erreur ! Signet non défini.
Tableau III.2. paramètres des éléments de la plateforme de travail. ...	Erreur ! Signet non défini.
Tableau III.3. Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté.....	35
Tableau II.4. Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès .....	38
Tableau III.5. Les valeurs de Ksd en fonction de surfaces dégagées.....	42
Tableau III.6. Tableau récapitulatif des Paramètres des travaux de forage et de tir. ....	46

## Chapitre IV

Tableaux IV.1. Description technique de la pelle CAT345D.....	54
Tableaux IV.2. Description technique de la chargeuse JOHN DEERE 724K.....	55
Tableau IV.3. Temps de cycle pratique de la chargeuse JOHN DEERE 724K.....	57
Tableau IV.4. Type de camions et leur production théorique .....	Erreur ! Signet non défini.
Tableau IV.5 : Description de camion Terex TR35. ....	61
Tableau IV.5 : Description de camion Terex TA400 .....	Erreur ! Signet non défini.
Tableau IV.4. Les coefficients d'utilisation des camions .....	64
Tableau IV.4. Temps de cycle du camion Terex TA 400.....	65
Tableau IV.5. Temps de cycle moyen des camions utilise dans la carrière d'adrar ofarnou. ....	66
Tableau IV.6. Nombre de cycle effectue par chaque camion. ....	66
Tableau IV.8. Rendement effectifs pour chaque camion.....	67
Tableau IV.9. Rendement journalier et annuelle pour chaque camion. ....	68

# Liste des Figures

# Liste des Figures

---

## Chapitre I

Figure.I.1. situation géographique d'Adrar oufarnou.....	2
Figure.I.2. Colonne stratigraphique du gisement d'Adrar Oufarnou .....	4

## Chapitre II

Figure II.1. Chargement pour les mines de surface.....	8
Figure II.2. Chargeuse pneumatique.....	10
Figure II.4. Chargeuse sur chenilles. ....	11
Figure II.5. Pelle hydraulique. ....	12
Figure II.6. Pelle hydraulique en bute sur chenilles .....	13
Figure II.7. Principales dimensions de la Pelle hydraulique.....	13
Figure II.8. Pelle à câble sur chenilles. ....	15
Figure II.9. Principales dimensions de la Pelle à câble sur chenilles.....	16
Figure II.10. Systèmes de transport continu et par lots.....	18
Figure II.11. Buteur LIEBHERR 764. ....	19
Figure II.12. Chargeuse sur pneus. ....	19
Figure II.13. Tombereau rigide (TEREX). ....	20
Figure II.14. Le tombereau à châssis articulé (KOMATSU). ....	21
Figure II.15. Procédure de détermination de la flotte de production d'une mine.....	22
Figure II.16. Chargement et transport sur distance inférieure à 200 m.....	23
Figure II.17. Chargement et transport sur distances entre 200 et 2000 m.....	23
Figure II.18. Distances supérieures à 1500 m.....	24
Figure II.19. Distance supérieure à 1500 m.....	24
Figure II.20. Méthodologie de choix d'équipement.....	25

## Chapitre III

Figure III.1. Schéma de la plateforme de travail.....	32
Figure III.2. Schéma de choix du couple diamètre-hauteur de trou .....	40
Figure III.3. Schéma de chargement des trous de mine.....	47
Figure III.4. Dispositions des trous de tir .....	48
Figure III.5. Sondeuse ATLAS COPCO.....	50

## Chapitre IV

Figure IV.1. Pelle CAT 345D .....	55
Figure IV.2. Chargeuse sur pneus JOHN DEERE 724K. ....	56
Figure IV.3. Cycle d'une unité de chargement dans les mines.....	57
Figure IV.4. Camions Terex TR35. ....	62
Figure IV.5. Camions Terex TA400. ....	63
Figure IV.6. Cycle d'une unité de transport dans les mines.....	65



# **Introduction Générale**

## Introduction Générale

Dans le domaine des matières minérales, le transport est un maillon essentiel de la production.

Amener les matières premières (brutes ou prétraitées, stériles) depuis les gisements vers les usines de traitements ou les marchés engendre en effets des couts significatifs, qu'il faut intégrer dans la démarche du projet minier.

Bien que l'objectifs de transports dans les carrières ou les mines est le déplacement des charges ou les roches abattus, depuis les fronts de travaux vers les lieux de déchargements, on distingue plusieurs facteur qui influents sur le rendement de ces équipements de transports.

Dans notre mémoire on a centré notre travail sur les engins de chargements et de transports de la carrière de calcaire d'adras oufernou, et sur l'effet de coefficient d'utilisation sur leur rendement.

Notre travail se concentre sur ces deux questions :

- ✚ Quels sont les équipements de transport qui sont utilisé dans les carrières de calcaire d'adras oufernou.
- ✚ L'effet de coefficient d'utilisation sur le rendement des équipements minier,

Pour répondre à ces deux questions on va réaliser dans notre mémoire ces quatre chapitres :

- ✚ Chapitre I : La présentation de gisement d'adras oufernou.
- ✚ Chapitre II : Généralité sur le chargement et le transport.
- ✚ Chapitre III : Processus technologique d'exploitation de gisement.
- ✚ Chapitre IV : Etude d'effet de coefficient d'utilisation des camions

# Chapitre I

**Introduction :**

La carrière d'Adrar Oufarnou, située dans la région de Bejaia produit des granulats destinés au domaine du bâtiment et des travaux publics. Ce sont les calcaires qui forment l'ossature d'un anticlinal orienté EW d'âge jurassique. Sur le plan pétrographique, les calcaires destinés à l'exploitation sont les calcaires à oncoïdes et les calcaires à silex qui sont intensément fracturés. Le remplissage des fractures est calcitique ou à oxydes de fer. La tectonique ayant dû cette région revient à la phase alpine avec essentiellement la direction NS et NE-SW, celle-ci doit être bien étudiée afin d'éviter les problèmes liés à l'exploitation. Les analyses chimiques montrent une diminution verticale du carbonate de calcium qui est bien marquée dans les calcaires à silex, ce qui aura des conséquences pour leurs utilisations. Quant aux essais physico-mécaniques, ils présentent de bonnes caractéristiques pour les applications qu'ils sont destinés. Des projets de réhabilitation du site seront mis en application prochainement avec la collaboration du Parc national de Gouraya.

**I-1-PRESENTATION DE CARRIERE ADRAR OUFARNOU :****I-1-1- Situation géographique :**

La carrière d'agrégat qui se trouve dans le massif Adrar Oufarnou, celui-ci est situé à une distance 06 Km au Nord de la ville de Bejaia, Il est limité au Nord-Est par la mer Méditerranéenne, au Sud par la route national 24 (RN24), à l'Est par le Djebel Gouraya et à l'Ouest par Adrar Tabourt (figure .1). Du point de vue morphologique le massif d'Adrar Oufarnou est allongé le long de la côte avec des versants sud et nord à pente douce. Plus près de la mer, le versant Nord devient abrupt avec une hauteur de 200m.

Le climat est caractérisé par un hiver froid et pluvieux, un été humide et chaud, les températures atteignent rarement les 0°C en hiver et ils atteignent les 30°C à 35°C en été [1].



**Figure01** : situation géographique d'Adrar oufernou (Google earth)

**I-1-2-Situation administrative :**

Administrativement, le gisement fait partie du territoire de la commune, daïra et wilaya de Bejaïa. La carrière s'étend sur 46 hectares comportant une zone en exploitation, une zone occupée par les installations fixes et une zone regroupant les blocs administratifs, laboratoire, ateliers et magasin

Pour des exigences réglementaires et dans le but d'atteindre l'exploitation rationnelle des ressources du gisement aboutissant à une forme hectométrique on respectant l'art minier une reconversion des coordonnées au système UTM Nord Sahara a été effectuée dont le périmètre est défini comme suit :

**Tableau I.1 :** Les coordonnées du gisement d'Adrar Oufernou

Coordonnées du gisement					
Point	X	Y	Point	X	Y
1	681 200	4073100	7	681700	4072800
2	681500	4073100	8	682000	4072800
3	381500	4073000	9	682000	4072300
4	681600	4073000	10	681400	4072300
5	681600	4072900	11	681400	4072600
6	681700	4072900	12	681200	4072600
La superficie du gisement est de 46 ha/Titre minier N° 1056 PM du 25/12/2013.					

**I-1-4-La superficie du gisement :**

Les réserves globales du gisement d'Adrar Oufarnou se contour dans une surface de 46 ha dont cette dernière est répartie comme suite :

La surface des réserves en exploitation est de 28 ha.

La surface des réserves globales du gisement épuise ou non susceptible d'être mis en exploitation est de 18 ha.

**I.4. Géologie du gisement : [2]****I-4-1- Structure du gisement :**

Le mont Adrar Oufarnou forme un anticlinal de direction E-W à flanc nord érodé. Il est formé de terrains d'âge Jurassique inférieur et moyen. Il est constitué essentiellement de calcaire massif du lias inférieur. Il est limité par deux accidents tectoniques; un à l'Est qui le

sépare du mont Gouraya et l'accident de Aghbalou (N70°) à l'Ouest qui le sépare d'Adar Immola.

#### I-4-2-Stratigraphie :

Les formations du territoire sont constituées essentiellement de roches sédimentaires stratifiées. Elles sont formées à la base par des calcaires massifs et dolomies du lias inférieur et par des marnes et marno-calcaires du dogger vers le sommet.

Le gisement de calcaire d'Adrar Oufarnou est caractérisé par deux structures distinctes une structure massive à la base et une structure stratifiée vers le sommet.

A la base : Le niveau massif est formé de roches micritiques de couleur gris clair, caractérisé par des passages fossilifères riches en pseudo oolithes et débris de fossiles (brachiopodes, foraminifères, et lamellibranches) ;

Au sommet : Le niveau stratifié est caractérisé par des bancs de calcaires gris bleuâtre renfermant des nodules du silex de taille millimétriques à centimétriques, vers le sommet, les bancs de calcaires sont parfois soulignés par des interfaces marneuses.

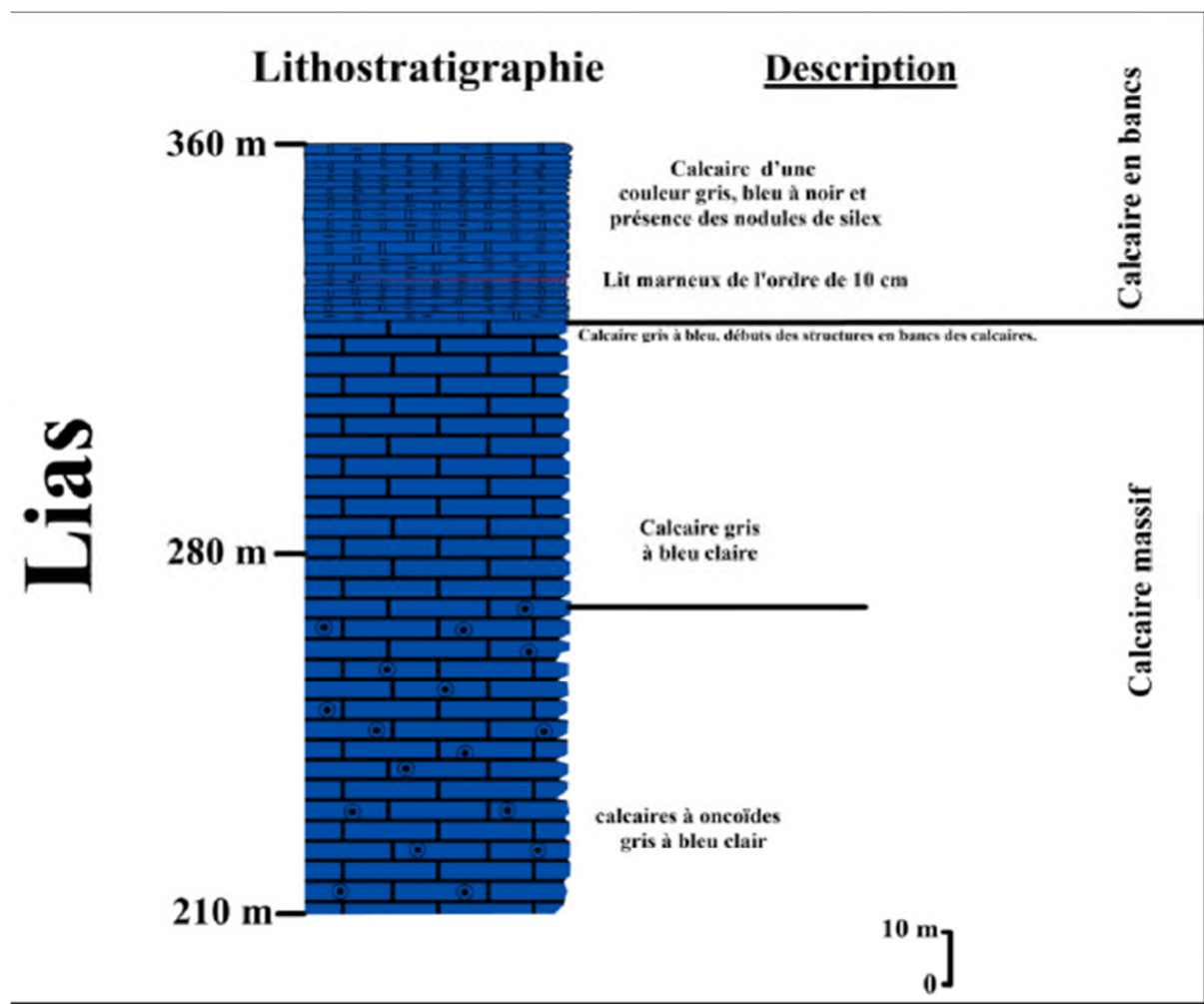


Figure. 02 : Colonne stratigraphique du gisement d'Adrar Oufarnou

## **I-4-3-Etude pétrographique:**

L'étude microscopique et macroscopique des échantillons prélevés sur toute la surface du gisement ont permis de distinguer trois variétés de calcaires :

Calcaire organogène (calcaire mudstone) ;

Calcaire détritique à débris fossilifères ;

Pseudo-brèche à carbonates : cette dernière est prédominante.

## **I.4.4. Tectonique:**

Le gisement de Adrar Oufarnou représente la partie Est du grand synclinal de direction subméridionale. Il est limité à l'Ouest par l'accident d'Aghbalou (N070) qui le sépare d'Adrar Immola d'âge Crétacé. Dans la partie Est, une faille importante d'orientation NE le sépare du massif calcaireux de mont Gouraya.

Les calcaires du gisement ont un pendage monoclinal vers SW. Les roches sont régulières suivant la direction et le pendage. L'étude géophysique a mis en évidence deux petites failles dans la partie centrale et Est du gisement. Deux types de fissures sont observés :

Fissure parallèle à la stratification ;

Fissure perpendiculaires au premier type et remplies par des filonnets de calcite ayant une puissance moyenne de 1m.

Le gisement est caractérisé aussi par la présence du phénomène karstique qui est observé sur toute l'assise exploitable. Il est plus développé dans sa partie Ouest. L'exploitation des niveaux inférieurs (240m, 230m et 220m) a mis en évidence la présence d'une poche importante à remplissage de calcite.

## **I.5. Les réserve du gisement.**

### **I.5.1. Etat des réserves exploitables et leurs classifications :**

Le gisement d'Adrar Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogènes ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe. [2]

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 15 gradins, du niveau 360m jusqu'au niveau 210m :

les gradins 360m, 350m et 340m sont en fin d'exploitation ;

Les gradins compris entre les niveaux 310m et 250m sont en inactivités (gradins accidentés et couverts d'argile), ils nécessitent une réouverture ;

Seuls les gradins 320m, 250m, 240m et 230m et 220 m sont en activité ;

Le gradin 210 m est prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015 ;

## Chapitre I la présentation de la carrière d'adrar oufernou

Le gradin 310 sera prêt pour l'exploitation de l'exercice 2015, dont l'avancement des travaux de réouverture de ce dernier est à 90%.

Selon la description de ces réserves, on peut les classifiés par chaque gradin en réserves géologiques et en réserves exploitables comme suit : [2]

**Tableau 02 ; les réserves géologiques et exploitable**

Niveaux les gradins	Réserves géologique(m3)	Réserves d'exploitables(m3)
340	8182	3670
330	49392	23280
320	162 384	107 088
310	270 336	190 560
300	314 400	210 096
290	358 272	229 440
280	401 184	247 824
270	441 456	263 520
260	482 208	280 128
250	526 224	299 424
240	646 128	394 704
230	681754	391 834
220	798 432	493 344
210	987 360	662 640
Total	6 127 712	3 797 552

### Conclusion.

L'unité d'Adrar Oufarnou exploitant depuis 1978 un gisement de calcaire d'origine sédimentaire et produisant des matériaux destinés pour un usage large : la construction, les travaux publics et hydrauliques dans la wilaya de Bejaia et même les wilayas limitrophes pour répondre aux besoins de ses clients tout en assurant une exploitation rationnelle de son gisement.



# Chapitre II

## **Introduction :**

Le chargement et le transport, sont deux activités indispensables de fait que les engins de chargements et de transports doivent être calculés l'un en fonction de l'autre. Du fait de leur incidence économique, ces deux activités ont été largement étudiées dans le passé.

Le transport à son tour, établit la liaison entre le front de la carrière et le point de déchargement des produits, il a pour objet non seulement de déplacer des minéraux, mais aussi des stériles, qui représentent souvent la principale partie de la circulation des produits dans une exploitation à ciel ouvert.

## **II.1. Opération de Chargement :**

Le type d'engin d'extraction et de chargement dans l'exploitation à ciel ouvert est lié à la quantité de matériau à extraire par poste, à la nature de ces matériaux et aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur de gradin, plate-forme de travail). Il existe plusieurs types de moyens de chargements, et chacun d'eux a ses propres capacités et performances, les paramètres de mesure de ces performances sont [5] :

- La capacité de godet
- Le temps de cycle
- La force de pénétration
- La hauteur et la profondeur de creusement
- La hauteur et le rayon de creusement
- La hauteur et le rayon de déversement
- La mobilité et la disponibilité

Tous ces paramètres influent directement sur la productivité de l'entreprise.

### **II.1.1. Choix de l'engin de chargement :**

Le choix de l'engin de chargement, pelle ou chargeuse, est lié à la granulométrie, la densité et le foisonnement des matériaux abattus, ainsi qu'à la qualité de l'aire de chargement, déclivité, adhérence [5].

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

- ✓ La matière des roches.
- ✓ La méthode d'exploitation.
- ✓ La production envisagée.
- ✓ Les mesures de sécurité.

L'adaptation des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves du gisement

### **II.1.4. Cycle de l'unité de chargement :**

Nous notons la présence des temps de repositionnement pour les pelles, de nettoyage des plateformes de travail pour les chargeuses, par les bouteurs ou niveleuses pour les pelles, etc. qui se traduisent par des temps d'attente aux unités de chargement et de transport [6].

Ainsi donc, le temps de cycle de l'unité de chargement est donné par :

$$T_{cyc\ c} = T_e + T_{at} + T_d + T_r; \text{seconde}$$

Avec :

- $T_{cyc\ c}$  = Temps de cycle de l'unité de chargement ;
- $T_e$  = Temps d'excavation d'une passe ;
- $T_{at}$  = Temps d'aller à l'unité de transport ;
- $T_d$  = Temps de déversement ;
- $T_r$  = Temps de retour au front de taille ;

### II.1.5. Les Engins de Chargement :

Le schéma suivant représente les différents engins de chargement existant dans les travaux miniers :

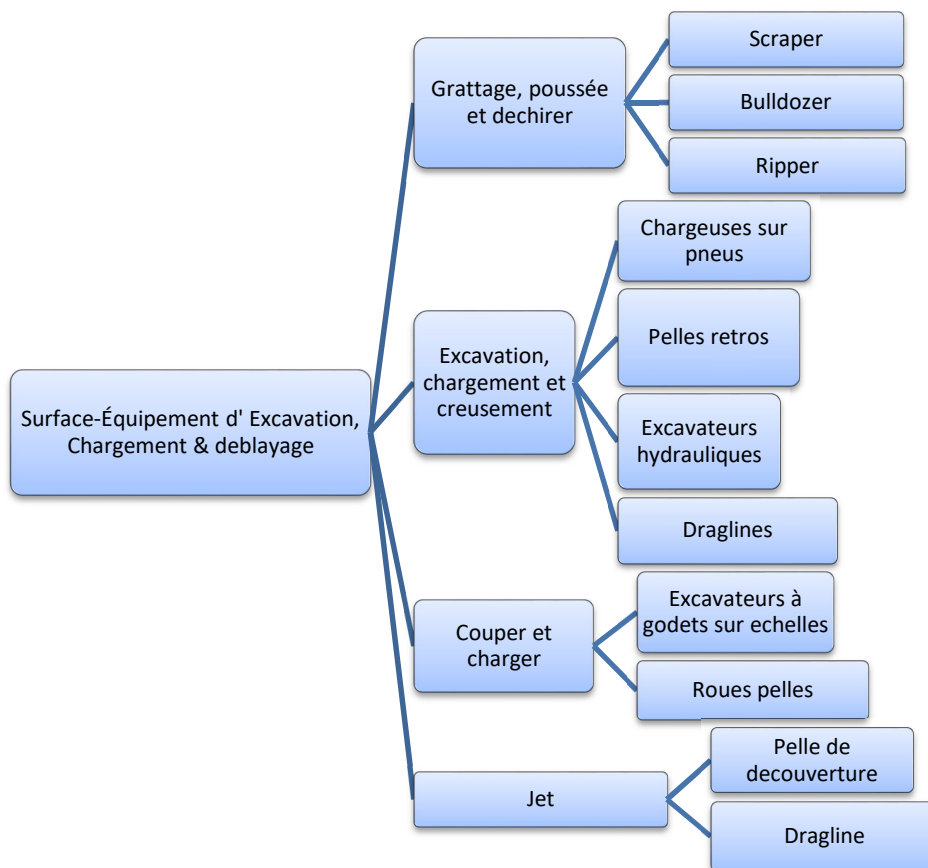


Figure II.1. Chargement pour les mines de surface.[6]

### II.1.6. Les Chargeuse :

Les chargeuses sont utilisées principalement pour la manutention, le chargement et le transport sur de très courtes distances, On séparera cet équipement en 2 catégories :

- Les chargeuses sur chenilles
- Les chargeuses sur pneus

#### II.1.6.1. Mode de travail :

Le chargement des produits se fait par la pénétration du godet dans la masse abattue lorsque la machine avance, C'est cet équipement qui assure le remplissage alors que l'essieu avant reste bien chargé. Après le remplissage du godet, le bras de la chargeuse est levé à la position haute et le déplacement de l'engin s'effectue en sens inverse à partir du front. Une chargeuse doit protéger son train de roulement, c'est-à dire ses pneus. Son conducteur doit toujours attaquer les matériaux à charger au pied du tas ou du gradin et le godet à plat.

Quand la chargeuse quitte le front du chantier, son déplacement peut se faire dans n'importe quel sens, le vidage du godet se réalise par son basculement avant. [7]

#### II.1.6.2. Les Chargeuse pneumatique :

La chargeuse sur pneus est la machine la plus répandue dans les carrières et travaux public. Ces machines servent à l'extraction, et à la reprise des matériaux bruts ou traités. Elles assurent aussi parfois sur de courtes distances, la fonction transport. En dehors de ces applications carrières et travaux public elles assurent également de nombreuses fonctions de manutentions et de levages Lorsque les conditions d'adhérence sont difficiles ou que l'espace de déplacement est réduit (tunnel) on leur préfère les chargeuses sur chaînes. Les caractéristiques de ces machines sont limitées de 150 à 200 Kw ce qui impose des godets de faible capacité, 3 à 4 m<sup>3</sup>. Grâce à leur polyvalence leur utilisation est fréquente dans les travaux de terrassements en zone urbaine, de fondations, et de démolition. [8]

Ces machines se caractérisent :

- Par une modularité intéressante ;
- Une grande mobilité ;
- Une bonne hauteur de déversement ;
- Une bonne manœuvrabilité et la possibilité de gravir des pentes importantes ;
- Une bonne sélectivité lors du chargement des matériaux ;
- Un bon débit en matériaux bien fragmenté ;
- Une force de pénétration relativement réduite ;
- Elles nécessitent une conduite soignée pour éviter l'usure rapide des pneumatiques ;
- Il est recommandé d'avoir une aire de chargement relativement plane et sensiblement horizontal.



Figure II.2. Chargeuse pneumatique. [5]

#### II.1.6.2.1. Principales dimensions de travail :

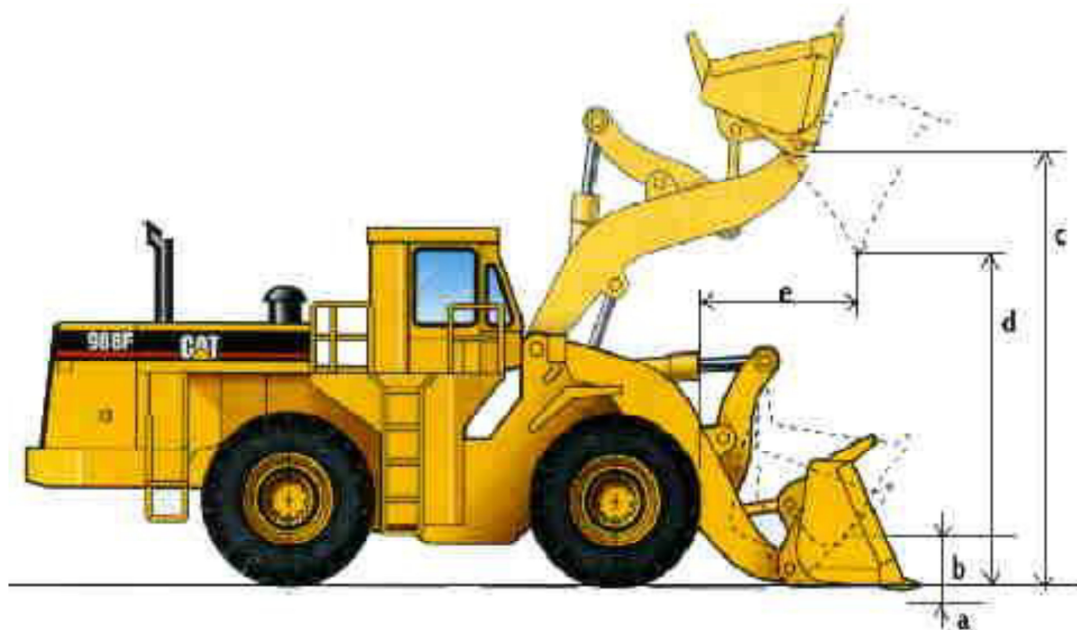


Figure II.3. Chargeuse sur pneus. [8]

- a. profondeur de cavage
- b. hauteur de position de transport
- c. hauteur godet horizontal
- d. hauteur de vidage, godet à 45°
- e. portée

#### II.1.6.3. Les Chargeuse sur chenilles :

Ce matériel est l'évolution d'un tracteur sur chaîne équipé d'un système à godet chargeur. Son utilisation principale consiste à extraire les matériaux du tas abattu en roches massive lorsque les conditions locales de granulométrie et/ou de foisonnement sont mauvaises ou médiocre. Ce type de matériel est également bien adapté à l'extraction directe des matériaux alluvionnaires secs ou humides [5].

Par rapport aux chargeuses sur pneus les différences essentielles sont :

- Une meilleure force de pénétration au tas ;

- Une moins bonne mobilité ce qui impose des déplacements limité ;
- Peut tourner sur place par blocage d'une chenille ;
- Un cycle de chargements réduits ;



**Figure II.4.** Chargeuse sur chenilles.

### **II.1.7. Choix d'un type de chargeuse :**

Les éléments qui permettent de faire le choix d'une chargeuse frontale sont principalement :

- La capacité du godet
- La puissance et le poids de l'engin
- Le prix de l'engin

### **II.1.8. Les Pelles :**

Ce sont des engins d'excavation et de chargement les plus répandus en mines à ciel ouvert et qui sont destinés à travailler dans tout type de terrain.

Les pelles mécaniques ou à câbles travaillent habituellement en butte tandis que les pelles hydrauliques peuvent travailler soit en butte, soit en fouille ou soit en rétro. La force motrice utilisée est soit diesel, soit électrique ou soit diesel électrique.

#### **II.1.8.1. Les Pelles hydraulique :**

Initialement conçu pour les chantiers de travaux publics ces machines se sont imposées dans le domaine des mines grâce à leur précision et la souplesse de manœuvre du godet, sa course plane au sol, sa possibilité d'attaquer à la hauteur voulue pour disloquer les matériaux ou purger un front d'abattage est autant d'éléments qui contribuent au développement de ces machines [5].

Les caractéristiques principales des pelles hydrauliques sont :





**Figure II.5.** Pelle hydraulique.

- une bonne aptitude au cavage et à la pénétration au tas ;
- la possibilité de travailler en butte ou en retro ;
- une assez bonne mobilité ;
- un bon remplissage de godet ;
- des temps de cycle faible ;
- une faible pression au sol ;
- une durée de vie importante ;[6]

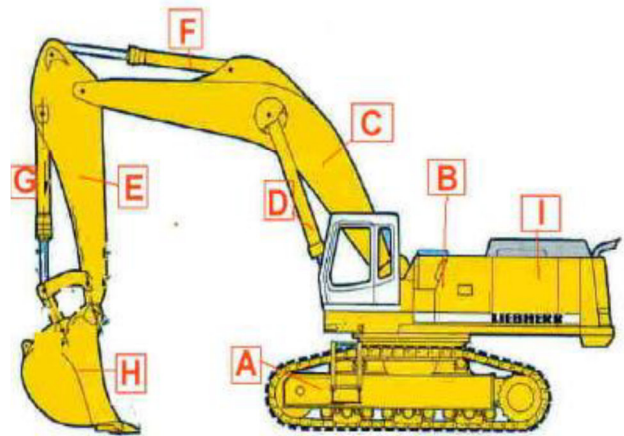
Les caractéristiques des pelles hydrauliques sont présentées dans le tableau suivant :

**Tableau II.2.** Avantage et inconvénient des pelles hydrauliques. [7]

<b>Pelles Hydrauliques</b>	
<b>Avantage</b>	<b>Inconvénients</b>
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Temps de cycle court</li> <li>- Peuvent travailler dans des conditions difficiles</li> <li>- Un bon remplissage du godet</li> <li>- Une faible pression sur le sol</li> <li>- Possibilité de travail dans des espaces restreints</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Peu mobile</li> <li>- Très chère à l'achat</li> <li>- Sensible à la qualité de roches</li> <li>- Coût opératoire élevé</li> <li>- Durée de vie moyenne</li> <li>- Nettoyage d'aire difficile</li> </ul>

**Caractères technologique :**

- A- châssis à chaînes
- B- tourelle
- C- flèche ou bras
- D- vérin de flèche
- E- balancier
- F- vérin de balancier
- G- vérin de godet
- H- godet mono bloc
- I- moteur et pompes hydrauliques



**Figure II.6.** Pelle hydraulique en bute sur chenilles. [8]

**II.1.8.1.1. Principales parties d'une pelle hydraulique :**

La pelle hydraulique comprend deux grandes parties principales : [7]

- **La partie fixe :** elle se compose de :
  - a. Un châssis : sur lequel sont fixés les deux bâtis de chenilles.
  - b. Une couronne de giration : permettant la rotation de la partie tournante.
- **La partie tournante :** elle se compose de :
  - a. Une cabine de l'opérateur : qui abrite tous les éléments de commande et de contrôle des mouvements de l'engin.
  - b. Une cabine de machinerie : qui comprend le moteur diesel, le groupe des pompes hydrauliques, les deux moteurs de giration, le compartiment des batteries, le réservoir de gasoil et celui de l'huile hydraulique. Il a également un réfrigérant de cette huile hydraulique. Cette cabine constitue un contrepoids.
  - c. Un équipement de travail constitué de :
    1. un bras qui s'articule au bout de la flèche
    2. une flèche qui s'articule sur le bâti tournant ou bâti supérieur
    3. un godet
    4. quatre vérins qui commandent les différents mouvements dont deux pour le levage et la descente du bras, un pour le basculement de la flèche et un pour les manœuvres du godet



### II.1.8.1.2. Principales dimensions de travail :

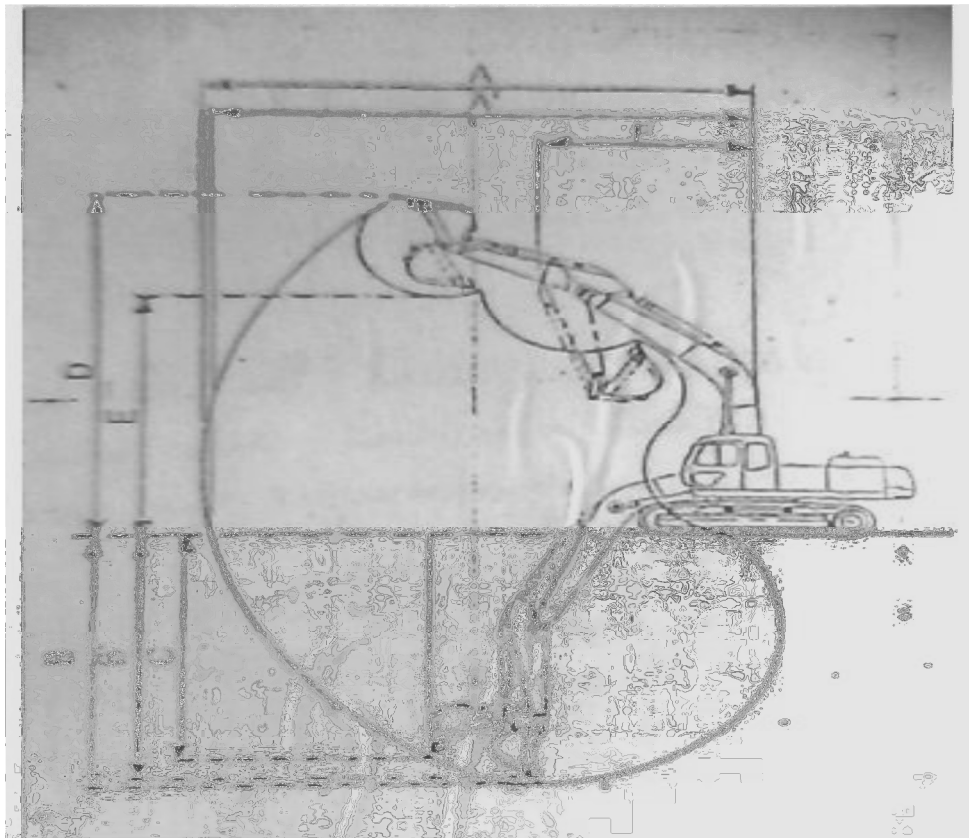


Figure II.7. Principales dimensions de la Pelle hydraulique.[7]

- A : le rayon de creusement maximum
- A' : le rayon de creusement minimum
- B : la profondeur de creusement maximale
- B' : la profondeur de creusement minimale
- D : la hauteur de creusement maximale
- E : la hauteur de déversement maximale
- F : le rayon de déversement maximum.

### II.1.8.2. Les pelles mécaniques

Plusieurs modèles standards avec des puissances de 500 à 800 kW permettent de charger des matériaux de densité et de granulométrie variables avec des godets de 15 à 30 m<sup>3</sup>. Dans ces conditions les temps de cycle évoluent de 0,42 à 0,60 minute avec une disponibilité qui atteint fréquemment 90%. Ces machines de construction lourde ont des durées de vie qui peuvent dépasser 20 ans. Les grosses pelles à câbles sur chaînes sont en général électriques. Elles chargent en tombereaux ou en trémies mobiles d'alimentation de convoyeurs à bandes avec ou sans concassage primaire. Les machines d'un godet supérieur ou égale à 30 m<sup>3</sup>, sont montées sur patins [5].



Figure II.8. Pelle à câble sur chenilles.

#### II.1.8.2.1. Principales parties d'une pelle mécanique :

Les principales parties d'une pelle mécanique sont : [7]

1. **Bâti fixe**: il s'agit d'un châssis inférieur monté soit sur chenille, soit sur pneus ; qui assure la mobilité de la pelle mécanique
2. **Bâti tournant** : il s'agit d'un châssis supérieur où sont installés tous les moteurs, organes de travail et de commande.

La cabine de l'opérateur et le treuil sur lequel s'enroulent les câbles de manœuvre

3. **Organe de travail** : il est constitué d'un godet, d'un bras (stick) et d'une flèche s'articulant sur le bâti supérieur tournant.

#### II.1.8.2.2. Principales dimensions de travail:

Les principales dimensions de travail sont déterminées par la longueur de la flèche et celle du stick ainsi que par la capacité du godet de l'excavateur. Il s'agit de : [7]

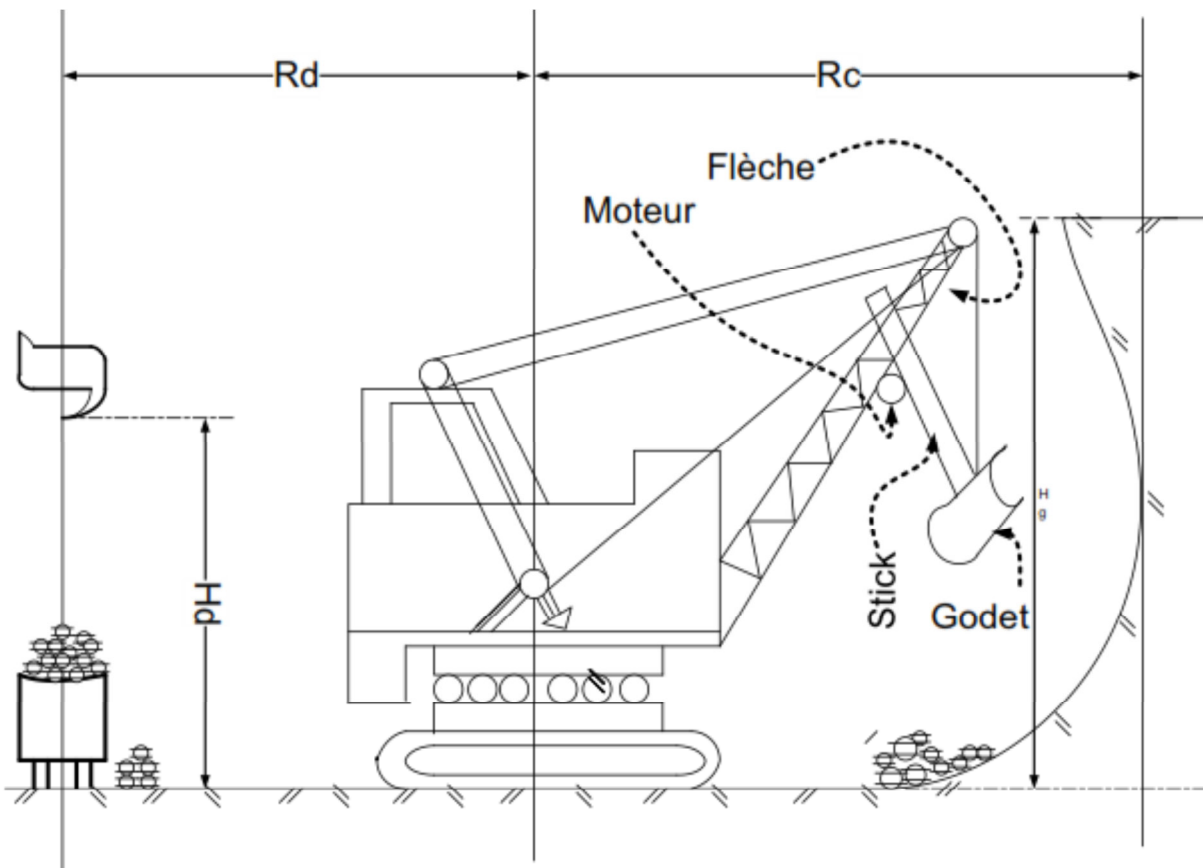


Figure II.9. Principales dimensions de la Pelle à câble sur chenilles.[7]

1. **Rayon de creusement  $R_c$** : c'est la distance horizontale entre l'axe de rotation de l'excavateur et le bord d'attaque du godet.
2. **Hauteur de creusement  $H_c$**  : c'est distance verticale entre l'horizon où l'excavateur est installé et le bord d'attaque du godet.
3. **Hauteur de déversement  $H_d$**  : c'est la distance verticale entre l'horizon où l'excavateur est installé et le bord inférieur du godet en position de déversement (ouverte).
4. **Rayon de déversement  $R_d$**  : c'est la distance horizontale entre l'axe de rotation de l'excavateur et le milieu du godet en position de déversement.
5. **Profondeur de creusement  $P_c$** : c'est la profondeur en contre bas de l'excavateur, c'est-à-dire en dessous de l'horizon où ce dernier est installé.

### II.1.9. Choix de pelle :

La détermination du type de pelle le plus approprié se fait à partir des éléments suivants :

- La production envisagée.
- La nature des matériaux.
- La granulométrie.

La hauteur du front de taille. D'autres facteurs entrent également en compte :

- La mobilité nécessaire de l'appareil de chargement.
- Sa rapidité (cycle de base).
- Le mode de déchargement (trémie ou tombereaux).

Sur le plan financier ces machines comportent des dépenses d'investissement, donc des frais d'amortissement élevés mais permettent d'obtenir des coûts opérationnels très bas [6].

- ✚ Sur pneus ou à chaînes ?
  - À chaîne : - Si faible déplacement
  - Productivité supérieure si repositionnement fréquent (pas de stabilisateur).
  - Meilleure portance et adhérence.
  - Sur pneus :
    - Déplacement plus rapide et permis sur les chaussées pavées.
    - Meilleur (avec stabilisateur) : longueur de portée, profondeur de fouille, hauteur de chargement, capacité de levage.

## II.2. Transport :

Le transport établit la liaison entre le front de la carrière et le point de déchargement des produits (stérile et minerai). Il a pour objet non seulement de déplacer des minerais mais aussi des stériles qui représentent souvent la principale partie de la circulation des produits dans une exploitation à ciel ouvert.

L'objectif du transport est le déplacement des charges depuis les fronts de travail vers les lieux de déchargement (stocke, usine de traitement, station de concassage) pour les substances utiles, et les terrils pour les roches encaissantes (stériles).

### II.2.1. Choix des moyens de transport :

Pour transporter les matériaux d'un point à un autre le plus économiquement possible et avec le matériel adéquat, il faut connaître les possibilités des divers matériels de transport et leur zone d'application rentable. Aussi définir :

- La technologie d'exploitation ;
- Les tonnages à extraire et les distances de transport ;
- Les conditions économiques du chantier ou de l'exploitation, taux de découverte, contrainte d'environnement, valeur marchande des minéraux extraits etc.

Le choix des moyens de transport dépend des facteurs principaux :

- La production de la carrière ;
- La distance de transport ;
- Type d'engins de chargement ;
- Caractéristiques des matériaux à transporter ;
- Les conditions géologiques du gisement ;
- Des dimensions de la carrière.

### II.2.2. Mode de transport :

D'une façon générale, on distingue les types et les modes de transport :

Les types de transport déterminent l'itinéraire du matériel roulant, c'est ainsi que le transport du minerai et du stérile peut se faire soit par les mêmes voies (transport dit du type concentré), soit par

des voies différentes (transport dit du type séparé ou dispersé). Le mode de transport détermine les caractéristiques de fonctionnement des principaux moyens de transport, ainsi on distingue :[4]

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

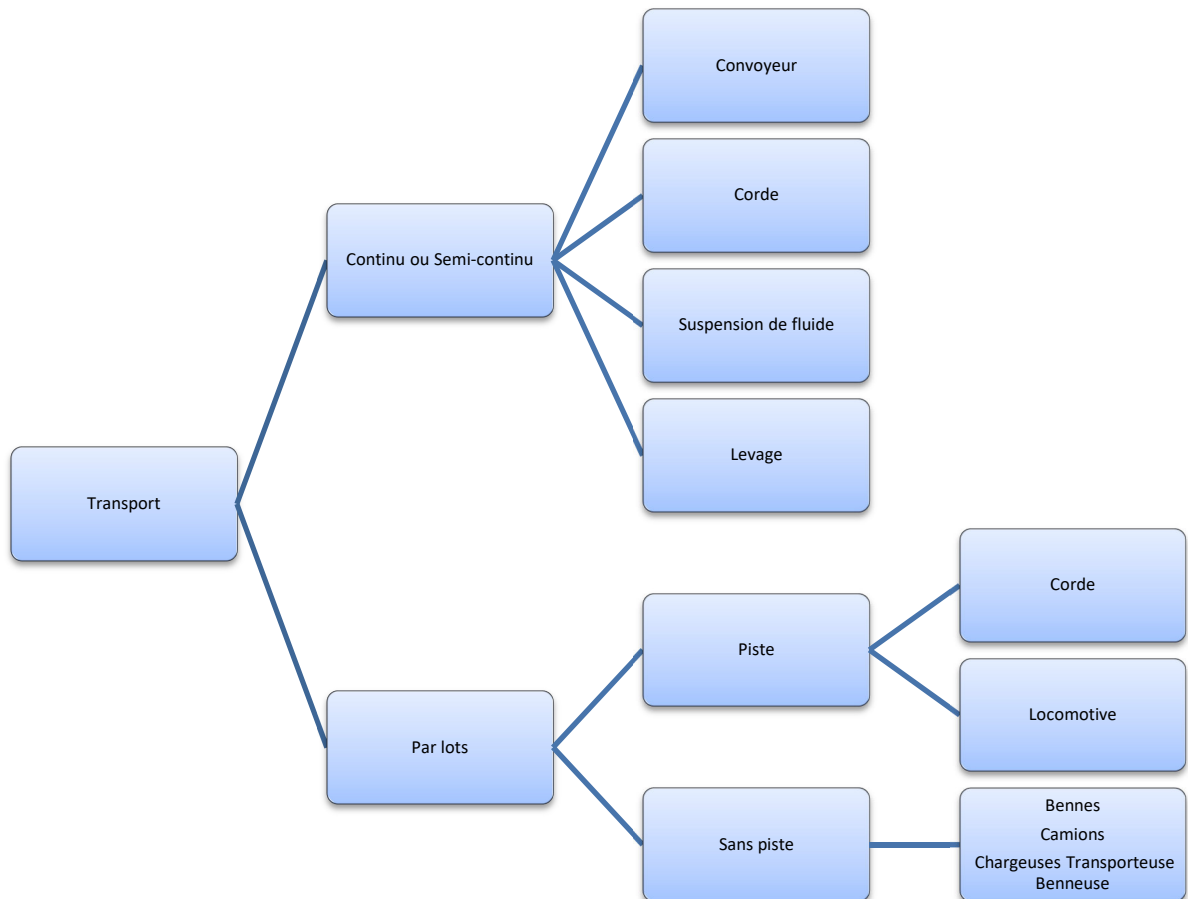


Figure II.10. Systèmes de transport continu et par lots.[4]

**II.2.3. Cycle des engins de transport :**

Le temps de cycle de l'unité de transport est donné par la somme des temps de ses éléments : [4]

$$T_{cyt} = T_c + T_a + T_d + T_r + T_{at}; \text{seconde}$$

Avec :

- **T<sub>c</sub>** : durée de chargement d'un camion (min) ;
- **T<sub>a</sub>** : temps d'aller du camion à la trémie de concasseur (min) ;
- **T<sub>d</sub>** : durée de déchargement du camion (min) ;
- **T<sub>r</sub>** : temps de retour au front de travail (min) ;
- **T<sub>at</sub>** : temps d'attente du camion (min) ;

## II.2.4. Engins de transport :

### II.2.4.1. Les Bouteurs :

Bulldozer par son système de ripage est utilisé efficacement pour la préparation des roches à l'excavation, de faible dureté et avec un degré de fissuration élevé (Coefficient géo-acoustique) Il travaille par refoulement de couches successives et sur une certaine épaisseur.[7]

- **Inconvénient** : Faible rendement en fonction de l'état des roches.
- **Avantage** ; Moyen de préparation de la roche à l'excavation et de transport, cout acceptable.



**Figure II.11.** Bouteur LIEBHERR 764.

### II.2.4.2. Les chargeuses sur pneus :

Ces engins de terrassement sur pneumatiques travaillent en se déplaçant. Leur rendement est en fonction de leur déplacement et du poids total de l'engin. Les chargeuses sont utilisées en chargeur-transporteur pour des distances inférieures à 200 m [3].



**Figure II.12.** Chargeuse sur pneus.



### II.2.4.3. Transport par camion :

Le transport par camion est largement utilisé pour l'exploitation des carrières de petite et moyenne productivité.

Le transport par camion est le plus répandu en Algérie il est rationnel de l'appliquer en cas de gisements compliqués, l'approfondissement et de construction de la carrière de l'exploitation sélective.

La capacité de la benne d'un camion varie également de 5 à 360 tonnes. Les camions chargés peuvent surmonter une pente jusqu'à 10% avec une grande vitesse. Pour les camions vides peuvent surmonter la pente jusqu'à 15% le rayon de braquage varie de 12 à 22 m,[9]

**Tableau II.3.** Avantage et inconvénient des camions.[7]

Camions	
Avantage	Inconvénients
<ul style="list-style-type: none"> <li>- Manœuvrabilité ;</li> <li>- Diminution du rayon de braquage ;</li> <li>- Simplicité d'organisation de travail à la carrière.</li> <li>- Durée de vie importante;</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Dépenses très élevées d'entretien et de réparation des camions ;</li> <li>- Faible distance de transport (5-7km).</li> </ul>

#### II.2.4.3.1. Les tombereaux rigides :

Les tombereaux rigides sont des unités de transport utilisées sur des pistes de chantiers ou de mines et carrières pour transporter des matériaux rocheux ou meubles sur des distances courtes ou moyennes.

Transport de type de matériaux sur des pistes et sur des distances de transport de 5000m maximum, Grâce à leur puissant moteur transportent facilement de lourde charge, avec un coût de revient à la tonne très bas et une productivité élevée.



**Figure II.13.** Tombereau rigide (TEREX).

#### II.2.4.3.2. Les tombereaux à châssis articulés :

Les tombereaux articulés s'inspirent en grande partie d'un tracteur agricole et intègrent une ligne d'essieu supplémentaire, par rapport à un modèle rigide. Vous pouvez donc les utiliser sur tous les pistes et aucune préparation du terrain n'est nécessaire avant leur mise en œuvre.

Ils ont, en général, un châssis articulé oscillant ce qui leur confère une excellente maniabilité et une meilleure adhérence au sol.

Comme ils ont en général quatre ou six roues motrices, ils peuvent évoluer en mauvais terrains sans trop de difficulté en particulier pour les montées en charge. Enfin leur benne basse facilite leur chargement ce qui permet l'utilisation de nombreux type de chargeuses ou pelles même avec de faible hauteur de levage.



Figure II.14. Le tombereau à châssis articulé (KOMATSU).

### II.3. Choix d'un système de chargement et transport :

C'est une combinaison des différentes techniques de chargement et de transport afin d'obtenir le système qui présente le meilleur compromis « prix - contraintes d'exploitation »

Ce choix se définit à partir des paramètres suivants :

- Nature et dureté des matériaux à extraire;
- Production à assurer ;
- Distance de transport ;
- Nécessité de concasser les matériaux avant leur reprise pour un traitement ultérieur ;

Opportunité de créer des stocks (matériaux commercialisables, minerais, terres végétales) ou de mettre en remblais (stériles).

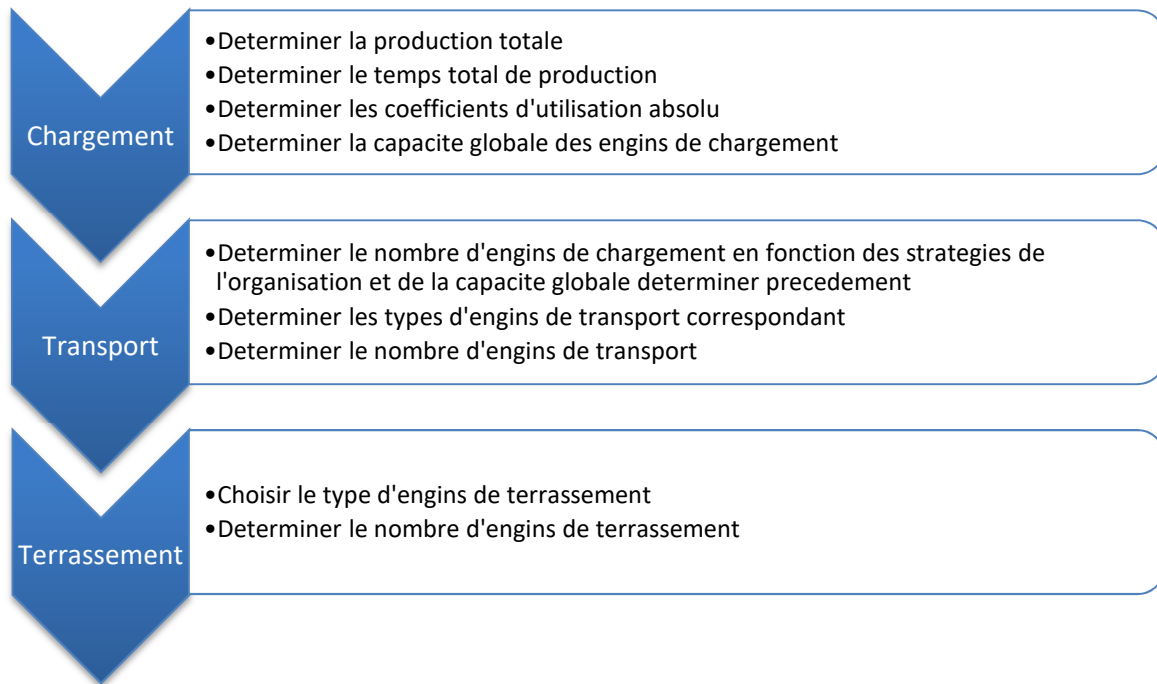
Pour des raisons de praticabilité, les fabricants d'engins de chargement et de transport offrent des gammes variées des tandems engins de chargement-engins de transport qui sont complétés par des engins de terrassement permettant une optimisation des opérations minières.

Ainsi donc, l'ingénieur des mines détermine la capacité des engins de chargement selon la production exigée, ces engins de chargement font suite aux engins de transport qui sont complétés par les engins de terrassement assurant une production optimale.



Un mauvais choix d'engins de chargement aura des répercussions sur les résultats de la production. Ceci est aussi vrai pour les engins de transport ainsi que ceux de terrassement. Les coefficients d'utilisation seront faibles malgré le nombre d'engins disponibles [4].

Pour ce faire, les étapes suivantes doivent être suivies pour le choix des engins des chantiers dans les mines :

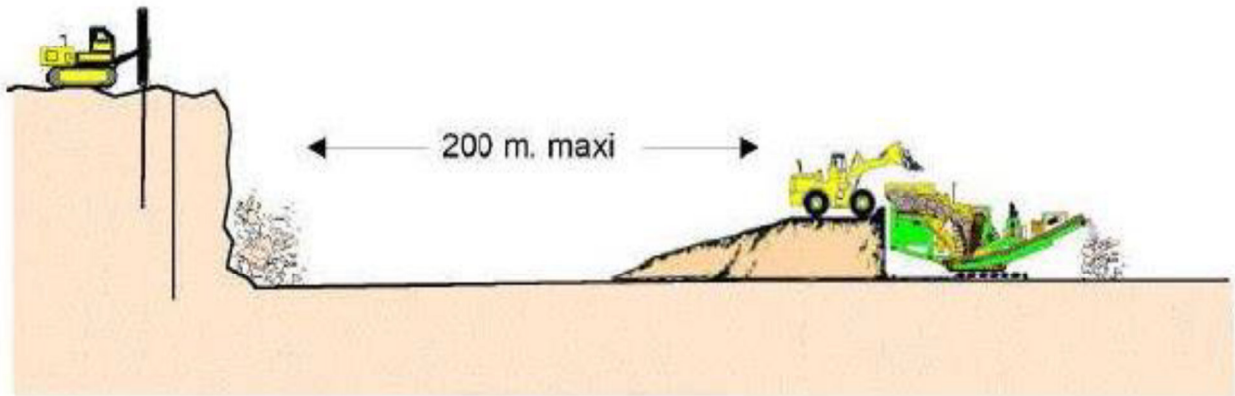


**Figure II.15.** Procédure de détermination de la flotte de production d'une mine.[4]

Bien qu'il existe de nombreuses combinaisons qui permettent d'optimiser la fonction chargement-roulage, nous allons décrire à titre d'exemple, les plus courantes et notamment celles qui font appel à des matériels le plus fréquemment rencontrés en Algérie.

### II.3.1. Distances inférieures à 200 m. – Débit faible ou moyen :

Dans cette configuration, une chargeuse sur pneumatiques convenablement calculée assure ces deux fonctions. 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 (système anti-tangage).[4]



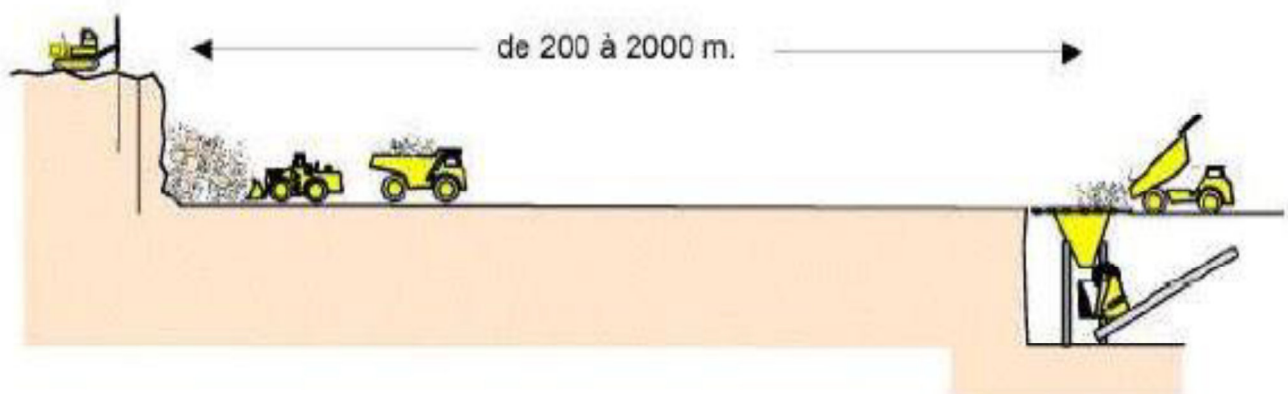
**Figure II.16.** Chargement et transport sur distance inférieure à 200 m. [4]

### II.3.2. 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 efficace pour ce genre de configuration et rigide 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.

Le choix de l'engin de chargement, pelle ou chargeuse, est lié à la granulométrie, la densité et le foisonnement des matériaux abattus, ainsi qu'à la qualité de l'aire de chargement, déclivité, adhérence. Nous reviendrons sur ces conditions particulières dans l'étude détaillée de la productivité de ces machines. 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 [4].

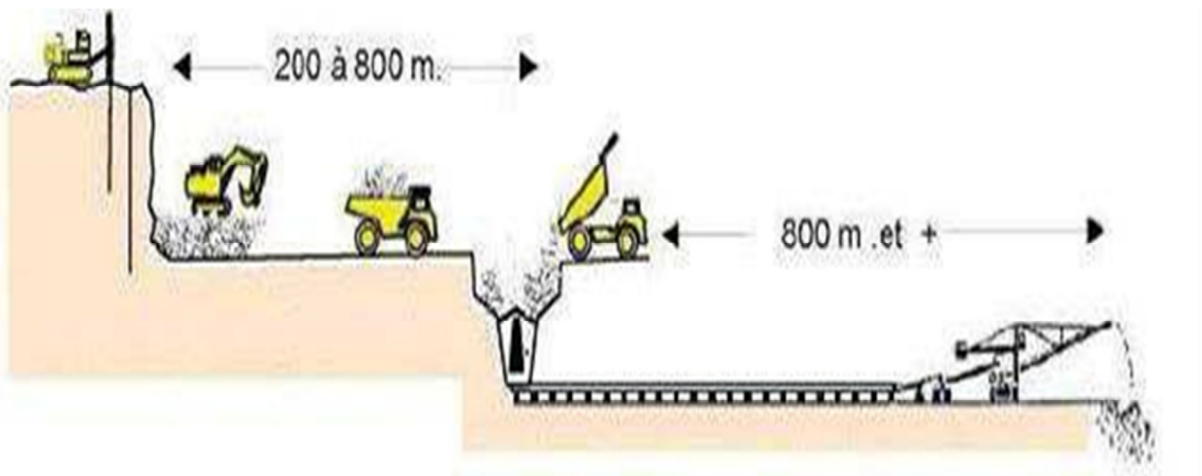


**Figure II.17.** Chargement et transport sur distances entre 200 et 2000 m. [4]

### II.3.3. 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 tampon avec

reprise automatique par tunnel. Ce système assure une grande régularité de l'approvisionnement et conserve la même souplesse que la desserte directe par tombereaux [4].

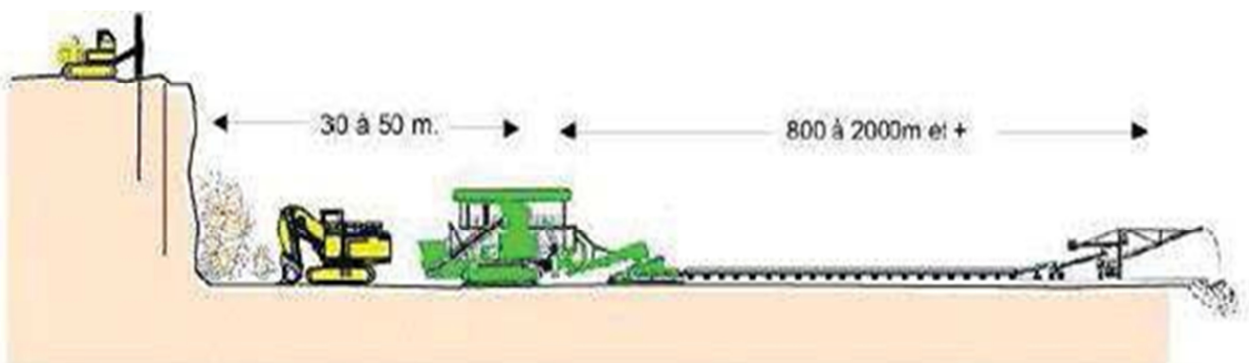


**Figure II.18.** Distances supérieures à 1500 m. [4]

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. Certains modèles blindés permettent d'être placés à proximité immédiate du front d'abattage et peuvent ainsi être chargés directement avec une pelle hydraulique.

Cette technique a été développée depuis une vingtaine d'années en France et principalement par les cimentiers dans leurs carrières de calcaire. 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.



**Figure II.19.** Distance supérieure à 1500 m. [4]

### II.3.4. Résumé des critères de choix :

Le synoptique suivant permet d'orienter le choix d'un système de desserte en fonction de la fragmentation primaire et des conditions de gisement.

Les matériaux étant supposés suffisamment fragmentés ou présentant une friabilité naturelle qui permet leur extraction par un engin mécanique on doit réaliser les plus économiquement possible deux 2 opérations :

- 1- Charger le minerai ou le matériau et le transporter à son point d'utilisation
- 2- Charger transporter et stocker les stériles ou les terres de recouvrement utilisables pour le réaménagement futur défini par l'étude d'impact [4].

Une gestion rationnelle de la mécanisation d'une carrière ne pourra être assurée que par :

- Qualification du personnel chargé de la gestion de la carrière;
- Ingénieurs;
- Chef de carrière;
- Chef de maintenance;
- Chef de poste
- Qualification et adaptation des conducteurs d'engins aux différents types d'équipements (polyvalence);

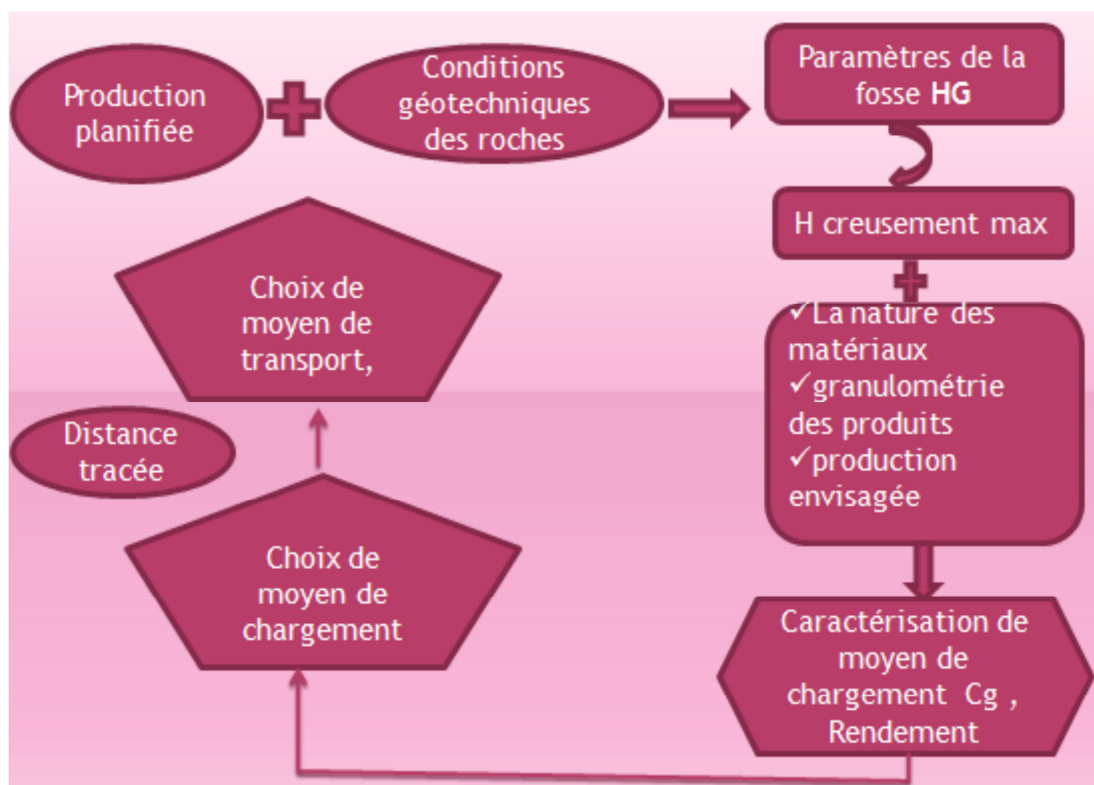


Figure II.20. Méthodologie de choix d'équipement.[7]

**Conclusion :**

La bonne gestion de l'entreprise et le calcul de rendement général des engins de transport et de chargement nécessite d'établir une classe d'heures des engins.

Comme nous l'avons vu les technologies possibles sont liés aux engins disponibles et le synoptique schématise de façon simplifiée diverses combinaisons.

Après études préliminaires il faut également combiner les différentes techniques de chargement et de transport afin d'obtenir le système qui présente le meilleur compromis " prix - contraintes d'exploitation " et notamment les contraintes d'environnement.

Ce choix se définit à partir des paramètres suivants :

- Nature et dureté des matériaux à extraire ;
- Production à assurer ;
- Distance de transport ;
- Nécessité de concasser les matériaux avant leur reprise pour un traitement ultérieur ;
- Opportunité de créer des stocks (matériaux commercialisables, minerais, terres, végétales) ou de mettre en remblais (stériles).

# Chapitre II

**Introduction :**

Dans ce chapitre nous présentons les méthodes d'exploitation et d'ouverture en général, et la Méthode d'exploitation du gisement d'adrar ofernou en particulier.

Dans ce chapitre nous calculons les Principaux éléments du système d'exploitation (Gradin, Plate-forme de travail).

**III.1. Les conditions technico-minières de la carrière****A -Régime de fonctionnement de la carrière**

La carrière des agrégats d'adrar ofarnou fonctionne selon le régime suivant :

- > Le nombre de jours ouvrables par an .....**250 jours /an**
- > Le nombre de jours ouvrables par semaine ..... **5 jours /semaine ;**
- > Le nombre de postes de travail par jour..... **2 postes /jour ;**
- > Le nombre d'heures de travail par poste..... **7 heures / poste.**

**III.2. CAPACITÉ DE PRODUCTION :****III.2.1. Capacité annuelle de production, Pa [t/an]**

La tâche technique assignée à ce projet est d'alimenter une briqueterie de production annuelle en agrégat égale à 500 000 tonnes /an.

**III.2.2. Production mensuelle**

La production mensuelle (Pm) est déterminée par la formule suivante :

$$Pm = \frac{Pa}{Nm}; t/mois$$

Où : nm : nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois.

$$Pm = \frac{500000}{12}$$

$$Pm = 41667 t/mois$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

$$Vm = \frac{pm}{\gamma}; m3/mois$$

Où :

$\gamma$  : La densité absolue.

$$Pm = 41667/2,67$$

$$Pm = 15606 m3/mois$$

**III.2.3. La production journalière par poste**

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$Pj/p = \frac{Pa}{Np/j * Nj}; t/poste$$

**III.2.4. La production journalière par poste**

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

Nj : nombre de jours ouvrables par année, (250j);

NP/j : nombre de postes par jour (2 postes).

$$Pj/p = \frac{500000}{2 * 250}$$

$$Pj/p = 1000 t/poste$$

**III.2.5. Production horaire**

D'après la production journalière par poste de l'unité, on a un volume horaire à produire :

$$Ph: \frac{Pj/p}{Nh}; t/h$$

Où : Ph : production horaire (T/h) ;

Nh : nombre d'heures du travail par poste (7 heures avec une heure de pause) ;

$$Ph = \frac{1000}{6}$$

$$Ph = 167 t/h$$

**III.2.6. RÉSERVES EXPLOITABLES**

Le gisement d'Adrar Oufarnou présente une structure, qualité et puissance homogène ce qui permet de le classer parmi les gisements du premier groupe.

La zone d'exploitation couvre une surface de 28 hectares. Elle est constituée de 18 gradins, du niveau 380 m jusqu'au niveau 210m, elle présente 20311320 tonnes en réserve géologique et 12631286 tonne en réserve exploitable.

**III.2.7. Durée de vie de la carrière**

La durée de vie d'exploitation de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$Tt = \frac{Qexp}{Pa}; ans$$

Où :

Qexp : les réserves exploitables (t);

Pa : production annuelle en tout venant de carrière (t/an)

$$Tt = \frac{12631286}{500000}$$

$$Tt = 25ans$$

**III.2 Méthodes d'exploitation à ciel ouvert**

La méthode d'exploitation c'est une succession des travaux d'extraction des minerais et de stérile, dans un ordre bien déterminé.

On distingue trois méthodes d'exploitation à ciel Ouvert : [10]

- méthode d'exploitation par fosse ;
- méthode d'exploitation par découverte ;
- méthode d'exploitation à flanc de montagne (flanc de coteau).

Lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert on commence toujours le processus technologique par la préparation des roches à l'extraction car les roches de calcaires à une dureté assez élevée ( $f = 6$ ), on utilise les travaux de forage et de tir comme moyen pour la préparation des roches à l'extraction. En parallèle avec la méthode de forage et de tir on applique le ripage mécanique pour les roches tendre.



### III.2.1. II. CRITERES DE CHOIX D'UNE METHODE/MODE D'EXPLOITATION MINIERE : [11]

1- **Caractères généraux** : caractères liés à la nature du dépôt (géologie du terrain)

- - Nature du gisement sédimentaire ou métallifère, polymétallique, magmatique;
- - La morphologie du gisement (filonien, amas, lentille, stratiformes);
- - L'accident géologique (tectonique) (failles, plissement, terrain fissuré);
- - La position du gisement par rapport au relief ;
- - L'hydrogéologie et l'hydrologie du gisement, la zone sèche ou humide.

2- **Caractères particulières** : caractères liés au gisement

- - La dimension de gisement (Profondeur du gisement et sa puissance, longueur, largeur);
- - La continuité du gisement,
- - Le Rapport de recouvrement;
- - Le prix de revient d'extraction ;
- - Le pendage du gisement ;
- - La densité, dureté, composition minéralurgique, teneur ;
- - La stabilité du massif rocheux (stérile) vis-à-vis des mouvements du terrain (pressions par les travaux d'extraction) ;
- - Disponibilité du matériel.

### III.2.2. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert :

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

1) méthode d'exploitation sans transport : cette méthode est divisée en deux types :

- *Simple* : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;
- *Avec remaniement des déblais au terril* : les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;

2) Méthode avec emploi d'engins de transfert : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);

3) Méthode spéciale : les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.

4) Méthode avec transport des déblais : les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;

5) Méthodes mixtes : les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts.

### III.2.3. Les éléments de la méthode d'exploitation :

Les éléments du système d'exploitation sont composés de:

- Gradins ;
- L'enlevure ;
- Plate-forme de travail ;
- Terril intérieur.

### III.2.4. Les éléments d'un système d'exploitation :

Les éléments qui définissent un système d'exploitation sont:

- La hauteur des gradins ;
- Largeur d'enlèvement ;
- Largeur des plates formes de travail ;
- Le nombre des gradins en activité ;
- Le nombre des rampes de liaison ;
- La longueur des fronts de travail ;
- Les dimensions des terrils intérieurs.

### III.2.5. Les indices d'une méthode d'exploitation :

Les principaux indices d'une méthode d'exploitation sont :

- La vitesse d'avancement des chantiers ;
- La vitesse d'avancement des fronts de travaux ;
- La vitesse D'approfondissement ;
- La productivité annuelle ;
- Les taux de pertes et de dilution du minerai

### III.2.6. Choix de la méthode d'exploitation

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que pour le gisement de la carrière Adrar Oufernou est un relief montagneux avec un angle de pendage égale à 25 %. La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière d'Adrar Oufernou se fera en partant au niveau 360 m et exploité le gisement de calcaire de haut vers le bas par des gradins de hauteur de 10m , c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir.

### III.2.7. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation :

#### III.2.7.1. La hauteur du gradin « $H_{gr}$ » :

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés;
- Stabilité des roches;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;
- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Pour les roches du gisement de adrar ofarnou, la hauteur maximale des gradins est de 10 et 12m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement:

- roches tendres ;  $H_{gr} \leq H_{cmax}$  ;
- roches dures ;  $H_{gr} \leq 1.5 H_c \text{ max.}$

Où:

- Hgr: hauteur du gradin;
- Hcmax: la hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction est égale à Hcmax = 6.67 m.

On a un gisement de calcaire d'où les roches dures :

$$H_g \leq 1,5H_{cmax}; m$$

$$H_g = 1,5 * 6,67$$

$$H_g = 10 m$$

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale

Suivant les données de la carrière d'adrar ofernou la dureté des roches est de 6f, et d'après le tableau au-dessous on prend l'angle de talus de  $\beta = 80^\circ$ .

**Tableau III.1.** Angle moyen du talus des gradins en fonction de Dureté.

Degré de duretés des roches	Coefficient de Dureté	Angle moyen du talus des gradins
Extra Dure	17-20	86°-87°
Dure, très Dure	13-16	85°
Dure	8-12	84°
Peu Dure	5-7	79°-82°
Moyen	3-4	60°-75°
Peu tendre	1.5-2	40°-55°
Tendre	0.1-0.8	25°-40°

**III.2.7.2. Plate-forme de travail :**

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico–mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. [8]

Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme (figure III.1) est la suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Ba + Z$$

Où :

Lpt: Largeur de la plateforme de travail, (m);

A : Largeur de l'enlevure en massif, (m);

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m);

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m);

T : Largeur de la voie de transport, (m);

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;

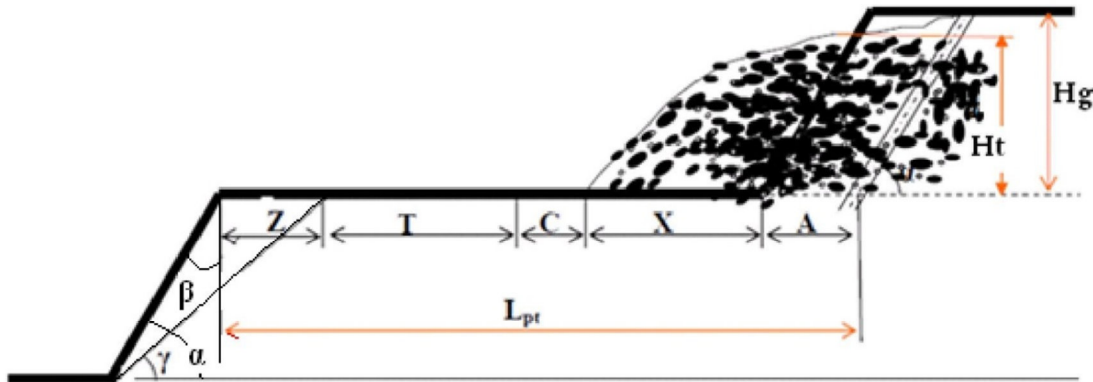


Figure III.1: schéma de la plateforme de travail (abattage à l'explosif).

### A. La largeur de l'enlèvement :

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

- Les propriétés des roches;
- Le mode d'abattage des roches;
- Type et 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 :

$$A = W + (n-1) * b, \text{ m.}$$

Où :

W : La ligne de moindre résistance  $W = 3,5 \text{ m}$  ; (voir chapitre III)

n : Nombre de rangées ;  $n = 2$  rangées.

b : Distance entre 2 rangées successives ;  $b = 3,5 \text{ m}$  ; (voir chapitre III)

Donc :  $A = 3,5 + (2-1) * 3,5$

$$A = 7 \text{ m}$$

### B. Largeur du tas des roches abattues :

La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A * \left( \frac{2K_f * H_g}{H_t} - 1 \right); \text{ m}$$

$K_f$ : coefficient de foisonnement des roches, (1.6) ;

$H_g$  : hauteur du gradin, 10 (m);

$H_t$  : hauteur du tas  $(0.5 \div 0.9) * H_g$ , (m); et pour les calcaires  $H_t = 0,9 * H_g$ .

Donc :

$$H_t = 10 * 0.9$$

$$H_t = 9 \text{ m}$$

Et pour X :

$$X = 7 * \left( \frac{2 * 1.6 * 10}{9} - 1 \right)$$

$$X = 17,88 \text{ m}$$

### C. Berme de sécurité :

La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times H_g, (\text{m}).$$

$$C = 2 \text{ m.}$$

### D. Largeur du prisme d'éboulement :

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = Hg * \left( \frac{1}{\tan\theta} - \frac{1}{\tan\alpha} \right); m$$

$\theta$ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ( $60^\circ - 70^\circ$ ), on prend  $\theta = 60^\circ$  ;

$\alpha$ : l'angle de talus de gradin en exploitation,  $75^\circ$ ;

$$Z = 10 * \left( \frac{1}{\tan 60} - \frac{1}{\tan 75} \right)$$

$$Z = 3,09 \text{ m}$$

### E. Largeur de la chaussée de transport :

Largeur de la chaussée de transport, T= 10 m

### F. largeur de la bande auxiliaire :

La largeur de la bande auxiliaire destinée pour l'emplacement des engins ou installations auxiliaire ( $B_a = 0,4$  à 1), en prendre  $B_a = 1$  m ;

**Tableau III.2.** Paramètres des éléments de la plateforme de travail.

Les éléments de la plateforme de travail	symbole	valeur
La largeur d'enlevure(m)	A	7
Largeur réduite du tas des roches abattues (m)	X	17,88
La distance de sécurité comprise entre le tas et la bande du transport (m)	C	2
Largeur de la bande du transport (m)	T	10
La largeur de la bande auxiliaire	Ba	1
Largeur du prisme d'éboulement (m)	Z	3,09

La largeur de la plateforme de travail est :

$$L_{pt} = 7 + 17.88 + 2 + 10 + 1 + 3,09$$

$$L_{pt} = 41 \text{ m}$$

### G. Profondeur finale de gisement :

La profondeur de gisement dépend de nombre des gradins et leur hauteur.

$$H_t = H_g * N_g; m$$

Où:

$N_{gr}$  : nombres de gradins est 15 gradins.

$$H_t = 15 \times 10$$

$$H_t = 150m$$

## III.3. Accès et ouverture du gisement

### Introduction :

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales, pentues et horizontale ensuite. [11]

On distingue :

- Les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement.
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.
- Les tranchées spéciales destinées à la recherche, à l'exhaure, au drainage,... etc.

### III.3.1. Le choix du mode d'ouverture :

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture répondant aux conditions les plus efficaces de l'exploitation. Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

#### a- Les facteurs géologiques :

- relief de terrain ;
- forme et démentions du gisement ;
- puissance, profondeur et pendage de gite.

#### b- Les facteurs technico-miniers :

- productivité de la carrière ;
- durée de service de carrière ;
- moyen de mécanisation et sécurité de travail.

#### c- Les facteurs économiques :

- dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- rendement de la carrière.

#### d- Le choix de schéma d'ouverture doit assurer :

- le fonctionnement des engins au régime favorable ;
- l'exploitation du gisement la plus rentable ;
- la production planifiée ;
- la sécurité du travail.

### III.3.2. Mode d'ouverture du gisement

Etant donné que le gisement d'Adrar oufernou est à relief montagneux, le mode d'ouverture distingué à ces types de gisements se fait par des « demi-tranchées » de bas vers le haut à partir de niveau 210 m jusqu'au sommet.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de couteau, et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse ; on utilise les tracés en forme spirale.

### III.3.3. Paramètres technologiques de la demi-tranchée :

Les demi-tranchées sont caractérisées par les paramètres suivants :

- a- l'angle du talus de la demi-tranchée ;
- b- La longueur de la demi-tranchée ;
- c- La largeur de la demi-tranchée ;
- d- La pente longitudinale ;
- e- Le volume de la demi-tranchée d'accès ;
- f- Le volume de la tranchée de découpage.

### III.3.4. Technologie de creusement du tracé :

Le creusement du tracé pour les conditions des roches d'Adrar Oufernou est assuré par des travaux de forage et de tir. Suivant le relief on doit assurer l'ouverture de la carrière par les trous verticaux à l'aide de chariot de forage, après le tir on utilise le bulldozer pour niveler la surface afin de faciliter l'accès de la sondeuse. Cette dernière est utilisée pour le forage des trous horizontaux ou peu inclinés dans le but d'élargir l'accès.

#### III.3.4.1. L'angle du talus de la demi-tranchée :

L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches dont la principale la dureté des roches. L'angle du talus de la demi-tranchée (d'accès et de découpage) est déterminé d'après le tableau suivant :

**Tableau III.3.** Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté.

Types des tranchées	Angles des talus des tranchées			
	<b>Dureté des roches (d'après PROTODIAKONOV)</b>			
	2 - 4	5 - 9	10 - 14	15 - 20
Accès	60°	65°	70°	80°
découpage	60°	70°	75°	80° - 85°

D'après la dureté des roches dans la carrière d'Adrar Oufernou et d'après le tableau ci-dessus:

L'angle du talus de la demi-tranchée d'accès est de  $65^\circ$

### III.3.4.2. La pente longitudinale de la demi- tranchée d'accès :

Elle dépend du type de transport utilisé ; on distingue :

- Lorsque sont destinées au transport par camion, leur pente moyenne, généralement inférieure à 10 % (atteints 12 parfois 15%).
- Lorsqu'elles sont destinées au transport par convoyeur leur pente est forte ou pente raide. (convoyeurs <33 %).
- Lorsqu'elles sont destinées au transport par locomotives et wagons, leur pente est douce, généralement inférieure à 6 %.

Pour le cas de la carrière d'Adrar Oufernou la pente est de 10 %, car on a les schémas de transport par camion.

### III.3.4.3 La longueur de la demi-tranchée d'accès :

La longueur de la demi tranchée d'accès dépend de la dénivelée de l'ouvrage qui est la différence des hauteurs entre le niveau initial d'exploitation et de niveau final, donc la longueur sera calculer comme suite :

$$L = \frac{H_f - H_i}{\tan \alpha}; m$$

Où:

**H<sub>f</sub>**: le niveau supérieur de la demi tranchée, tel que H<sub>f</sub>= 360 m ;

**H<sub>i</sub>**: le niveau inférieur de la demi tranchée d'accès, tel que H<sub>i</sub>= 210 m ;

**tag α = i** : l'inclinaison longitudinal moyenne de la demi tranchée qui dépend de type de transport i = 10% = 0,1 ;

$$L = \frac{360 - 210}{0.1}$$

$$L = 1500 m$$

### III.3.4.4. La largeur de la demi-tranchée :

La largeur du tranché d'accès dépend du mode de creusement et de la destination de celle-ci et de celle des camions utilisés, du nombre de voies et de vitesse de déplacement des camions. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$b_{tr} = 2L_c + B_a + 2d_c; m$$

Où:

**L<sub>c</sub>** : la largeur de camion (m) ; on prend la largeur de TEREX 400 alors L<sub>c</sub>= 3,36m ;

**B<sub>a</sub>** : la distance entre les camions de transport au moment de leur rencontre, on prend B<sub>a</sub>=1m ;

**d<sub>c</sub>** : la largeur des remparts de protection, d<sub>c</sub> = (0.7 ÷ 1.7) on prend d<sub>c</sub> = 1 ;

$$b_{tr} = 6,62 + 2 + 1$$

$$b_{tr} = 10 m$$



**III.3.4.5. Le volume de la demi-tranchée d'accès :**

Le volume de la demi-tranchée d'accès est déterminé d'après la formule suivante :

$$V_{tr} = \frac{b_{tr}^2 * \sin\alpha * \sin\beta * L_{tr}}{2 * \sin(\alpha - \beta)}; m^3$$

Où:

$b_{tr}$  : largeur de la demi-tranchée d'accès ;  $b_{tr}=10m$

$\alpha_d$  : l'angle du talus de la demi-tranchée d'accès ;  $\alpha_d=65^\circ$

$\beta_f$  : l'angle du flanc de coteau ;  $\beta_f=25^\circ$

$L_d$  : longueur de la demi-tranchée d'accès ;  $L_d=1500m$

$$V_{tr} = \frac{10^2 * \sin 65 * \sin 25 * 1500}{2 * \sin(65 - 25)}$$

$$V_{tr} = 44691 m^3$$

**III.3.5. Tranchée de découpage :**

La demi tranchée de découpage est une excavation horizontale, elle passe sur le long des courbes de niveau. Cet ouvrage relie un horizon (gradin, plate-forme) de travail avec la demi-tranchée d'accès,

**III.3.5.1. Calcul la largeur de tranchée de découpage :**

$b_{déc}$  : largeur de tranchée de découpage.

$$b_{déc} = 2 * (R_b + 0,5 * l_c + B_a) ; m$$

$R_b$  : rayon de braquage de camions.  $R_b=9m$

$l_c$  : largeur de camions.  $l_c=3,6m$

$B_a$  : l'accotement.  $B_a=1m$

$$b_{déc} = 2 * (9 + 0,5 * 3,6 + 1)$$

$$b_{déc} = 24 m$$

**III.3.5.2. l'angle de pendage de demi-tranchée de découpage :**

D'après le tableau III.2 on a l'angle de pendage de notre demi-tranchée de découpage qui est égale à  $70^\circ$ , Comme on a une dureté qui est égale à 6.

**III.3.5.3. calcul le volume de tranchée de découpage :**

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{dec} = \frac{(b_{dec} + H_g * \tan\theta) * H_g * L_{dec}}{2}; m^3$$

Ou :

$\theta_{déc}$  : Angle de bord de la tranchée de découpage ;  $\theta_{déc} = 70^\circ$  ;

$L$  : longueur de tranchée de découpage ; d'après les données d'adarr ofarnou  $L = 200m$  ;

$$V_{dec} = \frac{(24 + 10 * ctan70) * 10 * 200}{2}$$

$$V_{dec} = 27640 m^3$$

**Tableau II.4.** Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès.

paramètres	symboles	valeurs	Unités
<b>Angle du flanc de couteaux</b>	$\beta$	25	<b>Degré</b>
<b>Angle du talus de la demi-tranchée d'accès</b>	$\alpha$	65	<b>Degré</b>
<b>Angle du talus de la demi-tranchée de découpages</b>	$\lambda$	70	<b>Degré</b>
<b>Longueur de la demi-tranchée d'accès</b>	$L_a$	1500	<b>Mètre</b>
<b>Longueur de la demi-tranchée de découpages</b>	$L_{dé}$	200	<b>Mètre</b>
<b>Largeur de la demi-tranchée d'accès</b>	$T$	10	<b>Mètre</b>
<b>Largeur de la demi-tranchée de découpages</b>	$B_{dé}$	24	<b>Mètre</b>
<b>Volume de la demi-tranchée d'accès</b>	$V_{tr}$	44691	<b>Mètre cube</b>
<b>Volume de la demi-tranchée de découpages</b>	$V_{tr, déc.}$	<b>27640</b>	<b>Mètre cube</b>

### III.4. Technologie d'exploitation du gisement

On distingue les processus principaux de la technologie d'exploitation du gisement en quatre parties telles que :

1. Abattage des roches;
2. Chargement des roches;
3. Déplacement et transport des roches;
4. Formation des terrils.

A chaque processus principal correspondant les travaux auxiliaires dont la réalisation permettent de faciliter son exécution.

#### III.4.1. Abattage des roches :

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

#### III.4.2. Le choix de la méthode d'abattage :

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend:

- du type de roche, et leur état naturel;
- des propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;
- de la productivité de l'entreprise minière;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

#### III.4.3. Mode d'abattage à l'explosif

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

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m<sup>2</sup>.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [12]

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

Dans la carrière d'adrar ofernou la dureté des roche est égale à 6, donc d'après les critères de choix de mode d'abattage on va appliquer le mode d'abattage à l'explosifs.

#### III.4.4. Paramètres du plan de tir :

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires 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. [12]

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);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, ( $\beta$ );
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied du gradin), (W);
- le diamètre du trou ( $d$ );
- la maille ou le rapport banquette/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).

### III.4.5. Détermination des paramètres du plan de tir

#### III.4.5.1. Diamètre du trou « d » :

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et de coût global. Il conditionnera partiellement la granulométrie (qui dépend du diamètre à cause de son incidence directe sur la maille).

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue, Le coût de forage diminue généralement avec l'augmentation du diamètre de forage.

La figure III.10 montre la relation existant entre le diamètre du trou et la profondeur du trou. Pour une hauteur de 10 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 50-100 mm.

Les taillants existant au niveau de la carrière d'adras oufernou ont un diamètre  $D_{tr} = 89$  mm. Donc on peut prendre un diamètre de trou qui égale à 89 mm.

**d = 89 mm**

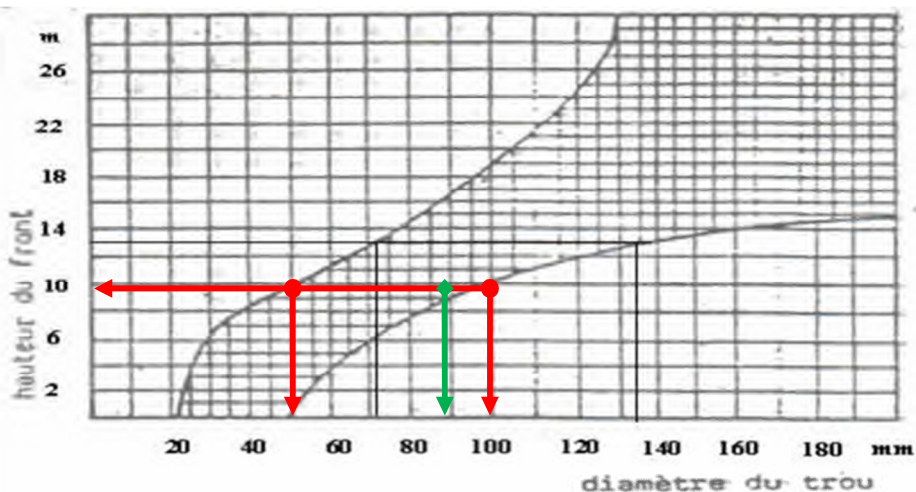


Figure III.2. Schéma de Choix du couple diamètre-hauteur de front. [14]

#### III.4.5.2. L'inclinaison du trou « $\beta$ » :

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 15° pour notre cas. Les avantages obtenus portent sur :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin;
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.  $\beta = 15^\circ$ .

**III.4.5.3. La longueur de sous-forage (LS) :**

Il 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.

La longueur du sous-forage est déterminée d'après :

$$Ls: Lex = Ks * Dt; m$$

Où :

$Ks$  coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison du trou.  $Ks = (10 - 15,$  suivant la dureté des roches) on prend  $Ks = 10$ .

$$Lex = 89 * 10$$

$$Lex = 0,89 m$$

**III.4.5.4. La longueur du trou (Ltr) :**

La longueur des trous est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$Lt = \left( \frac{Hg}{\sin\beta} \right) + Lex; m$$

$Lex$  : longueur d'excès de forage (sous-forage)

$\beta^\circ$  : Angle d'inclinaison des trous,  $\beta = 75$

$$Lt = \left( \frac{10}{\sin 75} \right) + 0,89$$

$$Lt = 11m$$

**III.4.5.5. Détermination de la consommation spécifique d'explosif du projet :**

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m<sup>3</sup> de roche.

Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q^0 = qet * Kex * Kf * Kd * Kc * Kv * Ksd; g/m^3$$

- $k_{ex}$  : Coefficient qui tient compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la carrière tel que :

$$Kex = \frac{Aet}{Au};$$

Où :

- $A_{ét}$  : aptitude au travail de l'explosif étalon,  $A_{ét} = 360$  ;
- $A_u$  : aptitude au travail de l'explosif utilisé,  $A_u = 328$  ;

$$Kex = \frac{360}{328}$$

$$Kex = 1,09$$

- $K_f$  : Coefficient de fissuration tel que :

$$Kf = 1,2 * lm + 0,2$$

- $L_m$  : dimension moyenne du bloc du massif ( $L_m = 1m$ ) ;

$$Kf = 1,2 * 1 + 0,2$$

$$Kf = 1,4$$

➤ **Kd** : Coefficient du degré de la fragmentation demandée tel que :

$$Kd = \frac{0,5}{dm}$$

• **dm** : dimension moyenne des fragments ;

$$dm = 0,17(E)^{3/2};$$

$$dm = 0,26$$

D'où

$$Kd = \frac{0,5}{0,26};$$

$$Kd = 1,9$$

➤ **kc** : coefficient qui tient compte du degré de concentration réelle de la charge.

Pour les roches à tirabilité moyenne ; kc=0,7÷0,8

On prend **kc=0,8**

➤ **kv** : Coefficient de l'influence de la hauteur du gradin ;

❖ Si  $H_{gr} \leq 15$  m :  $Kv = (15 / H_{gr})^{3/2}$  ;

❖ Si  $H_{gr} \geq 15$  m :  $Kv = (H_{gr} / 15)^{3/2}$  ;

Dans notre cas on a  $H_{gr} = 10$  m, donc : **Kv = 1,14**

➤ **ksd** : Coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées ;

Dans notre cas le nombre de surface est de deux (02) et d'après le tableau ci-dessous on a :

$$Ksd = 8$$

**Tableau III.5.** Les valeurs de **Ksd** en fonction de surfaces dégagées.[08]

Nombre de surfaces	Ksd
06	<b>01</b>
05	<b>02</b>
04	<b>04</b>
03	<b>06</b>
02	<b>08</b>
01	<b>10</b>

➤ **qét**= 21,6 g/cm<sup>3</sup>

D'où :

$$q_0 = 21,6 * 1,09 * 1,4 * 1,9 * 0,8 * 1,14 * 8$$

$$q^0 = 457g/m^3$$

#### III.4.5.6. Calcul de la charge métrique du trou :

Elle se détermine par la formule suivante :

$$P = 0,785 * dtr^2 * \Delta ; \text{kg/m.}$$

$\Delta$  : densité moyenne d'explosif en t/m<sup>3</sup>

$$\Delta = \frac{\Deltaanf * 70 + \Delta mar * 30}{100}; g/cm^3$$

D'où :

- $\Delta_{anf}$  : Densité de l'Anfomil = 0,96 g/cm<sup>3</sup> ;
- $\Delta_{mar}$  : Densité de la Marmanite = 1,33 g/cm<sup>3</sup> ;

$$\Delta = \frac{0,96 * 70 + 1,33 * 30}{100}$$

$$\Delta = 1,07 \text{ g/cm}^3 = 1070 \text{ Kg/m}$$

Alors :

$$P = 0,785 * (0,089)^2 * 1070$$

$$P = 6,65 \text{ Kg/m}$$

### III.4.5.7. Résistance au pied du gradin :

On la détermine à l'aide de la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{(0,5P^2 + 4 * m * q * p * Hg * lt)} - 0,75p}{2 * m * q * Hg}; m$$

Où :

p : la capacité métrique du trou en kg/m ; p=6,65kg/m.

m : coefficient de rapprochement du trou ; m =1.

q : consommation spécifique d'explosif du projet ; q=457g/m<sup>3</sup>.

$$W = \frac{\sqrt{(0,5 * 6,65^2 + 4 * 1 * 0,457 * 6,65 * 10 * 11)} - 0,75 * 6,65}{2 * 1 * 0,457 * 10}$$

$$W = 3,46 \text{ m}$$

Après le calcul de la ligne de moindre résistance, on la vérifiée d'après la condition suivante :

$$WS = Hg * (ctg\alpha - ctg\beta) + C ; (m).$$

Où :

$\alpha$  : angle du talus du gradin ;  $\alpha=80$ .

$\beta$  : angle d'inclinaison du trou ;  $\beta=75$ .

C : distance minimum admissible entre l'arrêt supérieur du gradin et le centre du trou de la première rangée ; C=3m.

Donc :

$$Ws = 10 * (ctg80 - ctg75) + 3$$

$$Ws = 2,1 \text{ m}$$

$W > W_s$ , donc la relation est vérifiée selon les conditions de sécurité du travail.

### III.4.5.8. distance entre deux trous (a):

Cette distance ou bien l'espacement est déterminé d'après la relation suivante :

$$a = m * w; m$$

$$a = 1 * 3,46$$

$$a = 3,46 \text{ m}$$

### III.4.5.9. Distance entre deux rangées de trou (b) :

La distance entre les rangées de trous dépend au schéma de disposition des trous sur le gradin et l'ordre de tir

- Tir a micro retard .....  $b = w$ , [m]
- Tir instantané .....  $b = 0,8 * a$ , [m]

Le tir se fait par des détonateurs à micro-retard, donc :

$$b = w; m$$

$$b = 3,46 m$$

#### III.4.5.10. Nombre de rangées :

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler :

- La fragmentation des blocs;
- Les variations de projection;
- Les vibrations du sol;
- Les dégâts commis sur la roche en place;
- Le nombre de rangées est déterminé par :
  - ❖ Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
  - ❖ La réserve nécessaire des roches abattues;
  - ❖ La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

#### III.4.5.11. Quantité d'explosif par trou :

Les résultats d'abattage à l'explosif dépendent de la quantité nécessaire d'explosif à mettre dans chaque trou, cette quantité se détermine par la formule suivante :

$$Q_{ex} = q * a * w * Hg; Kg/trou$$

Donc :

$$Q_{ex} = 0,457 * 3,46 * 3,46 * 10$$

$$Q_{ex} = 55 kg/trou$$

#### III.4.5.12. Longueur de la charge dans un trou :

Elle est donnée avec la formule suivante :

$$Lch = Q/p; m$$

$$Lch = 55/6,65$$

$$Lch = 8,27 m$$

#### III.4.5.13. Longueur de bourrage total :

On la détermine à l'aide de la formule suivante :

$$Lb = Lt - Lch; m$$

$$Lb = 11 - 8,27$$

$$Lb = 2,73 m$$

#### III.4.5.14. La longueur de bourrage de bouchon :

On la détermine suivant la formule :

$$Lbb = 20 * Dt; m$$

**Remarque :** Si  $Lb > Lbb$  : on emploie alors la charge discontinue

$$Lbb = 20 * 0,089$$

$$Lbb = 1,78 m$$



On a :  $L_b > L_{bb}$  donc on utilise la charge discontinue.

#### III.4.5.15. La longueur de bourrage intermédiaire

$$L_{bint} = L_b - L_{bb}; m$$

$$L_{bint} = 2,73 - 1,78$$

$$L_{bint} = 0,95 m$$

#### III.4.5.16. Quantité de la charge inférieure et supérieure dans un trou :

A- La longueur de la charge supérieure :

$$L_{chs} = 1,2 * w; m$$

$$L_{chs} = 1,2 * 3,46$$

$$L_{chs} = 4,15 m$$

B- La longueur de la charge inférieure :

$$L_{chi} = L_{ch} - L_{chs}; m$$

$$L_{chi} = 8,27 - 4,15$$

$$L_{chi} = 4,12 m$$

#### III.4.6. Paramètres du bloc à tirer :

##### III.4.6.1. Longueur de bloc :

La longueur de bloc au niveau de la carrière d'adarr ofernou égale à 150m.

##### III.4.6.2. Volume du minerai à abattre par un trou :

Le volume de bloc abattu par trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = w * a * H_g; m^3/trou$$

$$V_{tr} = 3,46 * 3,46 * 10$$

$$V_{tr} = 120 m^3/trou$$

##### III.4.6.3. Volume du bloc à tirer :

Le volume total du bloc à tirer est calculé par la formule suivante :

$$V_{bl} = L_b * H_g * A; m^3$$

$$V_{bl} = 150 * 10 * 7$$

$$V_{bl} = 10500 m^3$$

##### III.4.6.4. Calcul le nombre de trous par volée :

Le nombre des trous dans un bloc peut déterminer par l'expression suivante :

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}}; trou$$

$$N_{tr} = 10500/120$$

$$N_{tr} = 88 trous$$

##### III.4.6.5. Calcul du nombre de blocs à abattre par an :

Le nombre de bloc se détermine par la formule suivante :

$$N_{bl} = \frac{Pa}{V_{bl} * \gamma}; blocs/an$$

$$N_{bl} = \frac{500000}{10500 * 2,6}$$

$$Nbl = 18 \text{ blocs/an}$$

#### III.4.6.6. Longueur de forage par bloc :

La longueur de forage par bloc est calculée par la formule suivante :

$$Lf b = Ntr * Ltr; m/blocs$$

$$Lf b = 88 * 11$$

$$Lf b = 968 \text{ m/blocs}$$

#### III.4.6.7. Longueur de forage par an :

La longueur de forage qu'on peut réaliser par an est déterminée par l'expression suivante :

$$Lf an = Nbl * Lf b; m$$

$$Lf an = 18 * 968$$

$$Lf an = 17424 \text{ m}$$

#### III.4.6.8. Quantité d'explosif totale pour abattre un bloc :

C'est la quantité d'explosif pour abattre un bloc de trous connus. Elle se détermine comme suit :

$$Qtot = Qex * Mtr; kg/blocs$$

$$Qtot = 55 * 88$$

$$Qtot = 4840 \text{ kg}$$

**Tableau III.6.** Tableau récapitulatif des Paramètres des travaux de forage et de tir.

N <sup>o</sup>	Paramètres	symboles	unités	valeurs
01	Hauteur du gradin	H <sub>g</sub>	m	10
02	Diamètre du trou	d <sub>tr</sub>	mm	89
03	Longueur du trou	L <sub>tr</sub>	m	11
04	Consommation spécifique d'explosif	q <sub>p</sub>	Kg/m <sup>3</sup>	0,457
05	Ligne de moindre résistance	W	m	3,46
06	Distance entre les trous	a	m	3,46
07	Distance entre deux rangées	b	m	3,46
08	Longueur de l'excès de forage	L <sub>ex</sub>	m	0,89
09	Angle d'inclinaison des trous	β	degré	75 <sup>0</sup>
10	Quantité d'explosif par trou	Q <sub>ex</sub>	Kg/trou	55
11	Longueur du bourrage du bouchon	L <sub>bb</sub>	m	1,78
12	Longueur du bourrage intermédiaire	L <sub>b(int)</sub>	m	0,95
13	Longueur de la charge dans un trou	L <sub>ch</sub>	m	8,27
14	Longueur de la charge supérieure	L <sub>ch</sub> <sup>sup</sup>	m	4,15
15	Longueur de la charge inférieure	L <sub>ch</sub> <sup>inf</sup>	m	4,12

16	Quantité d'explosif par volée	$Q_{tot}$	Kg/blo c	4840
17	Nombre de trou par volée	$N_{tr}$	-	88
18	Volume du bloc à abattre	$V_{bl}$	$m^3$	10500
19	Nombre de rangées	n	-	2
20	Largeur de l'enlevure	A	m	7

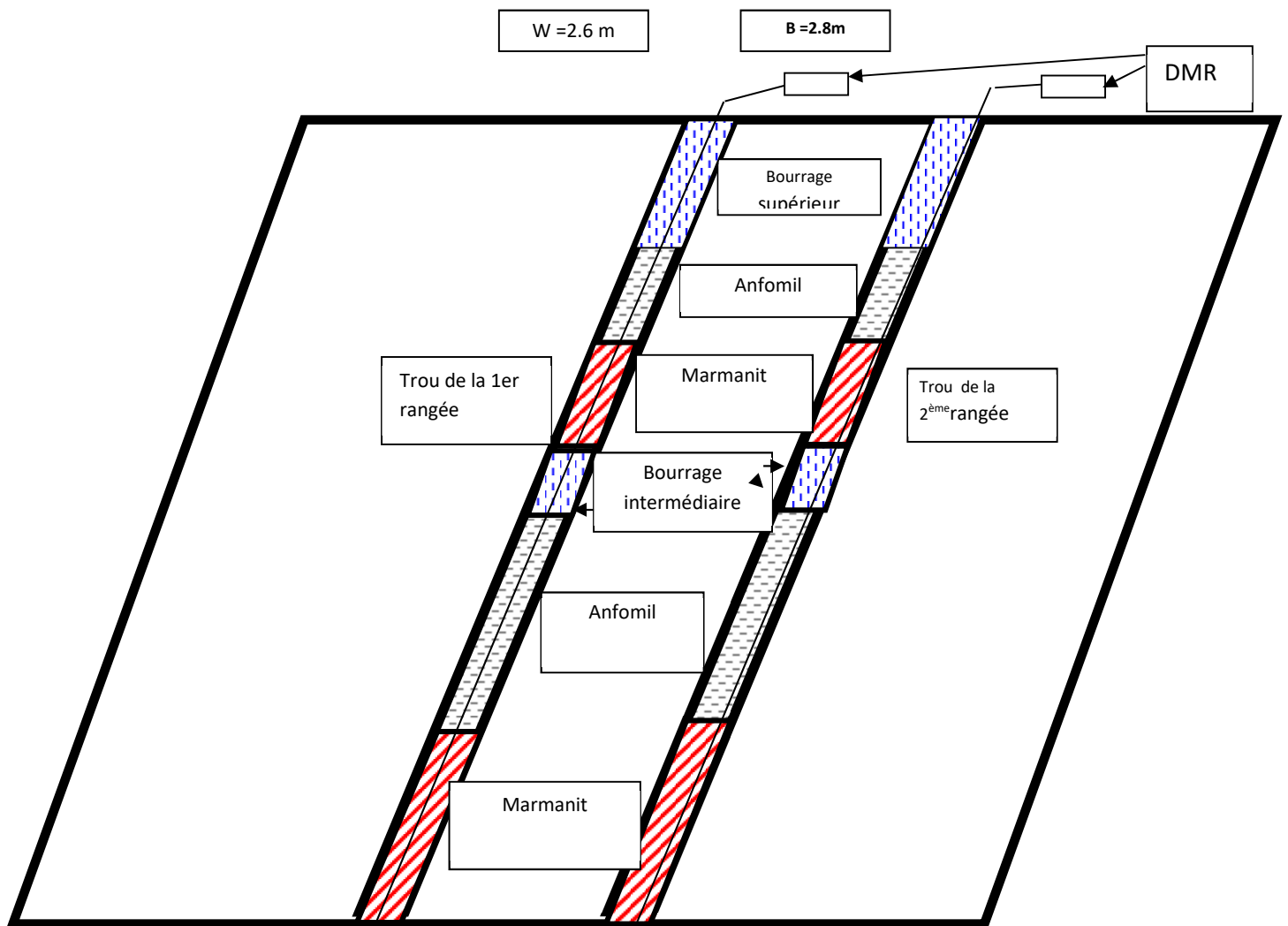


Figure III.3. Schéma de chargement des trous de mine

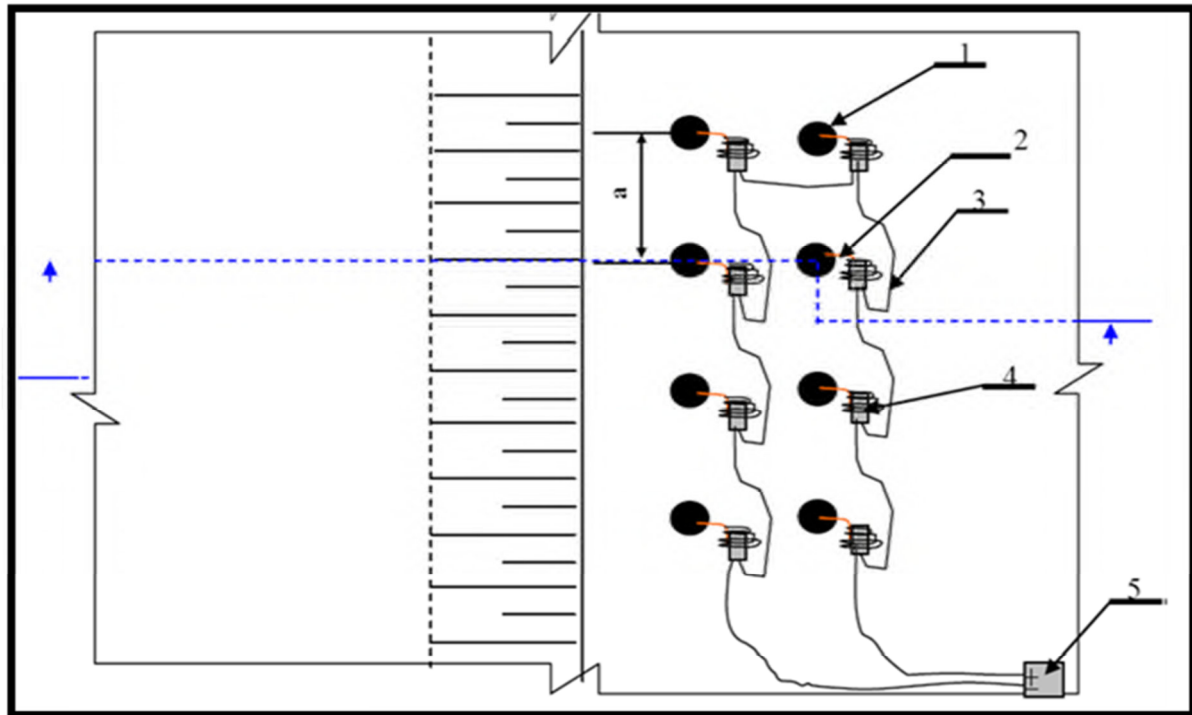


Figure III.4. Dispositions des trous de tir.

### III.5. Travaux de forage :

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de forage doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

#### III.5.1. Définition de forage :

Le forage c'est l'action de creuser un trou de diamètre allant jusqu'à 75 mm ou un sondage dont le diamètre est supérieur à 75mm de forme cylindrique dans le massif par la destruction de la roche. [05]

#### III.5.2. Classification des machines de forage :

Les machines de forage utilisées pour le creusement des trous dans les carrières sont divisées en général en deux (2) groupes :

- Avec la destruction mécanique de la roche par l'outil spécial ;
- Avec la destruction physique de la roche.

Les machines du premier groupe qui sont à leur tour les plus répandues, peuvent être divisées d'après le caractère du travail de l'outil et l'application des charges. Ce sont les machines de forage rotatif, percutant et roto-percutant.

Et celles avec la destruction physique s'applique surtout pour le forage des trous dans les assises ayant de grande teneur en quartz, c'est pourquoi l'application de cette méthode dans les carrières de calcaire est très limitée.

**III.5.3. Choix du type d'équipement :**

Le choix du type d'équipement dépend des facteurs suivants :

- Résistance de la roche ;
- Diamètre de forage ;
- Production requise ;
- Distance entre gradins ;
- Conditions locales :
- Environnement (bruit, poussière...) ;
- Fournisseur (après-vente, pièces de rechange...).

**III.5.4. Foration des trous :**

Une foration de qualité est celle qui respecte le plan de foration théorique, c'est-à-dire les paramètres qui suivants :

- Emplacement des forages.
- Inclinaison et direction dans l'espace.
- Déviations.
- Profondeur du trou.
- Diamètre.
- Stabilité de la paroi du forage.

**III.5.5. Paramètres caractérisant l'engin de foration a la carrière d'adarr oufernou :**

La foration s'effectue par les moyens suivants : Sondeuse et groupe de foration (chariot compresseur).

- Les trous de foration sont d'une inclinaison de 80 à 85° pour la stabilité du gradin après l'abattage et la sécurité des engins roulants.

- Le diamètre du trou utilisé est de 89 mm.

- La vitesse de foration moyenne mesurée sur un trou de 12 m est de: 0.35 ml / mn pour la sondeuse hydraulique. 0.42 ml/mn pour la sondeuse (location). 0,14 ml /mn pour le groupe de foration.

**III.5.6. Rendement de Groupe de foration :**

Le rendement annuel du groupe de foration est de :

$$R_{Gp} = 60 \times H_p \times K_d \times 0.14$$

$$R_{Gp/jr} = 60 \times 7 \times 0,53 \times 0.14 =$$

$$R_{Gp/jr} = 31 \text{ ml/poste}$$

$$R_{Gp/an} = R_{Gp/jr} \times n/jr \times N_p \times N_{jo}.$$

$$R_{Gp} = 31 \times 2 \times 250$$

$$R_{Gp} = 15\,438 \text{ ml/an}$$

Ou :

**N<sub>jo</sub>**: Nombre de jour ouvrable.

**N<sub>p</sub>** : Nombre de poste.

**R<sub>son</sub>**: rendement de la sondeuse.

**R<sub>son/jr</sub>**: rendement de la sondeuse jour

**R<sub>Gp</sub>** : rendement du Groupe de foration.

**R<sub>Gp/jr</sub>** : rendement du Groupe de foration.

**Kd**: coefficient de disponibilité.



**Figure III.5.** Sondeuse ATLAS COPCO.

### Conclusion :

La méthode d'exploitation au niveau de la carrière d'agrégats d'Adrar Oufarnou, s'effectue par gradins à ciel ouvert, elle consiste à une succession de réalisation de travaux préparatoires, d'abattage par tir de mine et d'extraction de la masse rocheuse utile (calcaire) dans un ordre bien déterminé qui met la carrière en développement dans le temps et dans l'espace.

# Chapitre IV

**Introduction :**

Le transport constitue la principale opération dans pratiquement toutes les mines, il ne peut se faire sans le chargement. C'est ainsi que la combinaison du chargement et du transport constitue la production dans la plupart des mines actuellement. Il s'agit d'utiliser aux maximums les capacités de production des équipements de chargement et de transport afin de réduire le coût d'exploitation le plus possible.

Pour réaliser les opérations de chargement et transport dans les mines, les notions de temps, de coefficient d'utilisation, de coefficient de remplissage, de foisonnement, de cycle, sont vraiment très important.

**IV.1. Coefficient utilisation :**

C'est le rapport du temps effectif de travail au temps disponible, la différence entre les deux étant les temps d'arrêt et les panne des équipements au chantier.

En effet, en un cycle l'équipement de chargement ou de transport est capable de produire :

**Production par cycle = Ce \* Kr**, Si nous nous referons au matériau foisonné.

$$\text{Production par cycle} = \text{Ce} * \frac{\text{Kr}}{1 + f}$$

Avec :

- Ce : la capacité nominale de l'équipement en m<sup>3</sup> ou en tonnes
- Kr : le coefficient de remplissage en pourcentage
- f : le coefficient de foisonnement

Or la production d'une mine se réfère toujours à une période plus longue que le cycle. Nous avons par exemple :

1. La production par poste
2. La production journalière
3. La production mensuelle
4. La production annuelle

Ainsi donc, nous devons aller de la production par cycle à la production sur une période plus longue qui peut être l'heure, le poste, le jour, la semaine, le mois, le trimestre, le semestre, l'année, la durée du projet, etc. La production dans ces cas vaut : [13]

$$\text{Prod} = T * \frac{3600 * \text{Kr} * \text{CUA} * \text{Ce}}{(1 + f) * T}$$

Avec :

- CUA : le coefficient d'utilisation absolu



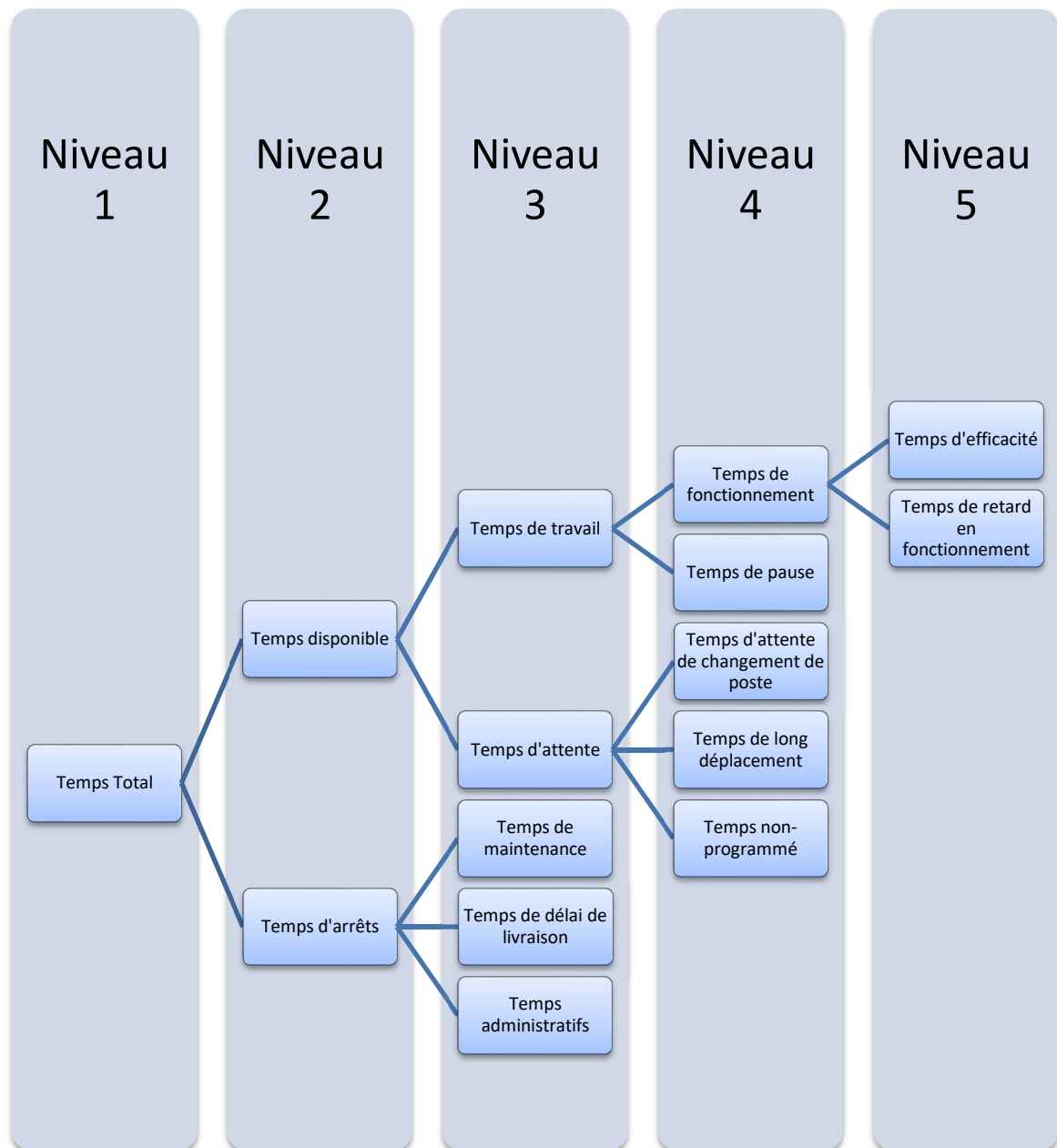
- T : le temps de cycle de l'équipement en seconde

**IV.1.1. Coefficient d'utilisation Absolue**

Le coefficient d'utilisation absolue donne le rapport entre le temps d'efficacité de l'équipement en opération et le temps théorique planifié. [13]

$$CUA = \frac{\text{Temps d'efficacité}}{\text{Temps théorique planifié}}$$

L'arbre de temps se présente comme suit (Yano, 2018) :



A chaque nœud, nous avons un coefficient :

1. Coefficient de mise en disponibilité

$$\text{CMD} = \frac{\text{Temps de disponibilité}}{\text{Temps total}}$$

2. Coefficient de travail

$$\text{CT} = \frac{\text{Temps de travail}}{\text{Temps disponible}}$$

3. Coefficient de fonctionnement

$$\text{CF} = \frac{\text{Temps de fonctionnement}}{\text{Temps de travail}}$$

4. Coefficient d'efficacité

$$\text{CE} = \frac{\text{Temps d'efficacité}}{\text{Temps de fonctionnement}}$$

5. Coefficient de maintenance

$$\text{CM} = \frac{\text{Temps de maintenance}}{\text{Temps d'arrêt}}$$

Le coefficient d'utilisation absolu tient en compte tous les paramètres : la disponibilité, le travail, le fonctionnement, et l'efficacité.

Il peut être trouvé par la formule :

$$\text{CUA} = \text{CD} * \text{CT} * \text{CF} * \text{CE}$$

## **IV.2. Travaux de chargement :**

Le type d'engin d'extraction et de chargement dans l'exploitation à ciel ouvert est lié à la quantité de matériau à extraire par poste, à la nature de ces matériaux et aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur de gradin, plate-forme de travail).

### **IV.2.1. Choix des machines de chargement:**

Le choix des machines de chargement dépend des facteurs suivants :

- Nature des roches;
- Méthode d'exploitation;
- Productivité planifiée;
- Mesures de sécurité.

Au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou, cette activité assure à l'aide de godet mécanique articulé à la pelle excavatrice et/ou des chargeuses, effectuant des mouvements successifs de levage et de déversement, le chargement des toutes venantes carrières obtenues Par abattage sur des dumpers de carrière ou des camions de transport de marchandises selon qu'il soit destiné pour les besoins de la station de concassage ou vendu à son état brut. Pour les conditions de la carrière d'Adrar Oufernou les moyens de chargement utilisés sont de type :

- Une pelle excavatrice (CATERPILLAR 345D) sur chenilles, capacité du godet est de  $C_g = 3,2 \text{ m}^3 = 5 \text{ tonnes}$  ;
- Une chargeuse sur pneus (JOHN DEERE 724K), capacité du godet est de  $4,6 \text{ m}^3 (7,36 \text{ tonnes})$ .

**IV.2.2. Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar Oufernou**

A la carrière d'Adrar Oufernou, il existe la chargeuse sur pneus : Pelle CAT 345D et la chargeuse JOHN DEERE 724K.

Leurs caractéristiques techniques sont notées dans les tableaux suivant :

**Tableaux IV.1.** Description technique de la pelle CAT345D.

<b>Paramètre</b>	<b>Unité</b>	<b>Valeur</b>
<b>Type 345D</b>	-----	-----
<b>Puissance du moteur</b>	KW	283
<b>Largeur de godet</b>	M	1,5
<b>Capacité du godet</b>	M	3,2
<b>Hauteur de diversement</b>	M	7,041
<b>Vitesse de rotation du moteur</b>	tr/min	1800
<b>Poids</b>	T	57,87
<b>Force d'extraction</b>	KN	235



Figure IV.1. Pelle CAT 345D

Tableaux IV.2. Description technique de la chargeuse JOHN DEERE 724K

Paramètre	Unité	Valeur
Type 824K	----	----
Puissance du moteur	KW	248
Largeur de godet	M	3,27
Capacité du godet	M3	4,6
Hauteur de diversement	M	4,48
Vitesse de rotation du moteur	tr/min	1600
Poids	Tonnes	26,501



**Figure IV.2.** Chargeuse sur pneus JOHN DEERE 724K.

### IV.2.3. Temps de cycle de la chargeuse :

**Note :** nos calculs sont avec la chargeuse JOHN DEERE 724K.

Le temps de cycle est la période de temps écoulé entre deux instants successifs pour lesquels les mêmes conditions de travail se retrouvent identiques à elles-mêmes.[6]

Pour les chargeuses :

1. Temps d'excavation ou chargement (temps variable)
2. Temps de manœuvre (temps variable)
3. Temps de diversement (temps fixe)
4. Temps de retour (temps variable)
5. Temps d'attente (temps variable)



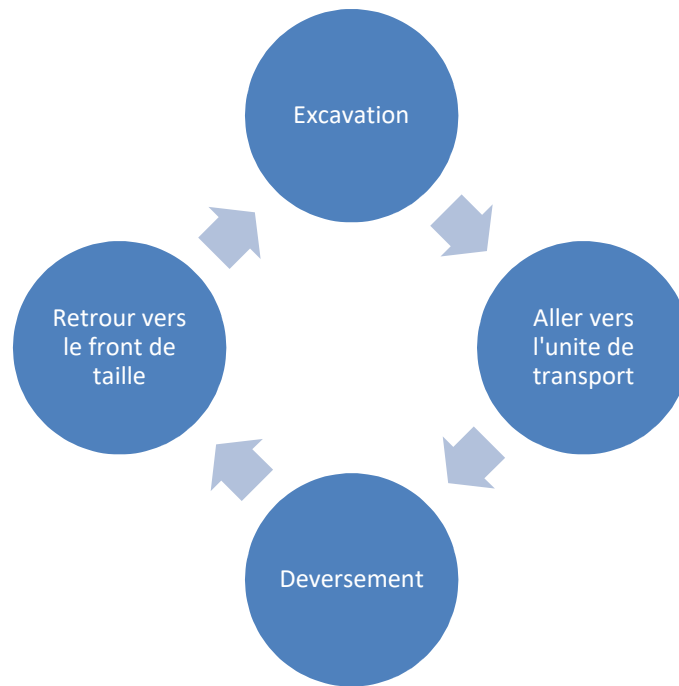


Figure IV.3. Cycle d'une unité de chargement dans les mines.[6]

Dans cette décomposition on remarque que la plupart des tranches de temps sont variables sauf un qui est le temps de diversement.

La variation du temps de cycle influe directement sur la variation de la productivité horaire des engins.

Dans le tableau suivant on détermine le temps de cycle de la chargeuse utilise a adrar ofrnou :

Tableau IV.3. Temps de cycle pratique de la chargeuse JOHN DEERE 724K.

	Temps de chargement (sec)	Temps de marche à charge (sec)	Temps de marche à charge (sec)	Temps de marche à vide (sec)
1er Essais	18	15	3	9
2éme Essais	16	14	5	11
3éme Essais	12	12	6	12
.Tmoy	15	14	5	11
T cycle moy	45			

- ❖ **Tch** : Durée de chargement du godet ; Dans la carrière d'Adrar Oufernou, le temps de chargement moyen pratique est de **15 secondes**.
- ❖ **Tmach** : durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (sec) ;

Et dans notre cas,  $T_{mach} = 14 \text{ sec}$ .

- ❖  $T_{mav}$  : La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement (sec) ; La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement pratique dans la carrière égale à **5 secondes**.
- ❖  $T_{déch}$  : Durée de déchargement du godet (sec) dans la carrière  $T_{déch} = 11 \text{ sec}$ .

Donc dans la carrière d'Adrar Oufernou le temps de cycle moyen pratique égale :

$$T_c = 45 \text{ secondes}$$

#### IV.2.4. Calcule de rendement de la chargeuse :

Le rendement des engins de chargement dépend de :

- ❖ type d'engin;
- ❖ la capacité du godet;
- ❖ temps de cycle;
- ❖ la densité et la granulométrie de la roche abattue;
- ❖ l'expérience de conducteurs.

On calcule d'abord la production théorique de la chargeuse, elle est définie par un nombre de cycles théoriques de base par heure ; elle est calculée par la relation suivante :

$$P_{th} = N \times G ; \text{ m}^3/\text{h}$$

Où:

- $P_{th}$  : production théorique de la chargeuse ;  $\text{m}^3/\text{h}$  ;
- $N$  : Nombre de cycle de base par heure.  $N = 3600/45$   
 $N = 80 ;$
- $G$  : volume chargé, déplacé ou transporté par cycle ;  $\text{m}^3$   
 $G = 4,6 \text{ m}^3.$

$$P_{th} = 80 \times 4,6 = 368 \text{ m}^3/\text{h}$$

La masse volumique du calcaire exploité est de  $\gamma = 2.67 \text{ t/m}^3$ .

La production théorique de la chargeuse est **982 t/h**.

##### IV.2.4.1. Rendement postier :

Le rendement de chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 * v * Kr * Ku * Tp * \gamma}{Tc * Kf}$$

Où :

- $R_{ch}$ : le rendement de chargeuse;
- $V$  : Capacité de godet de la chargeuse ( $4,6 \text{ m}^3$ );

- $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet ( $K_r=0.8$ ) ;
- $T$  : Durée d'un poste de travail ( $T = 7$  h) ;
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail de la carrière d'adarr oufernou: ( $K_u=0.62$ ); cas.
- $\gamma$  : Masse volumique de la roche ( $\gamma= 2.67$ ) ;
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement de la roche ( $K_f= 1.6$ );
- $T_c$  : Durée d'un cycle de chargement (s). (45sec),

$$R_p = \frac{3600 * 4,6 * 0,8 * 0,62 * 7 * 2,67}{45 * 1,6} = 2132,15 \text{ t/p}$$

$$R_p = 2132,15 \text{ t/p}$$

**IV.2.4.2 Rendement journalier :**

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_j = R_p * N_p; \text{ t/j}$$

Où:

- $N_p$  : nombre de poste par jour qu'est égale à deux (02) postes.

$$R_j = 2132,15 \times 2$$

$$R_j = 4264,3 \text{ t/j}$$

**IV.2.4.3. Rendement annuel :**

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$R_{an} = R_j * N_{jan}; \text{ t/an}$$

Où:

- $N_{jan}$  : nombre de jour ouvrable par année qui est égale à 250 jours.

$$R_{an} = 4264,3 * 250$$

$$R_{an} = 1066075 \text{ t/an}$$

**IV.2.5. Calcul du nombre nécessaire de chargeuses :**

Le nombre de la chargeuse est donné par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_a}{R_{ch} * N_p/j * N_j/an}$$

Où :

- $P_a$  : production annuelle de la carrière ( $P_a = 500000 \text{ t/an}$ ) ;
- $R_{ch}$  : Rendement d'exploitation de la chargeuse par poste ;
- $N_p/j$  : Nombre de poste par jour (2 poste) ;



➤ Nj/an : Nombre de jour ouvrable par année (Nj/an = 250 jours).

$$Nch = \frac{500000}{2132,15 * 2 * 250}$$

**Nch = 0,46 ≈ 1 chargeuse**

**Remarque :** on détermine que Dans la carrière d'Adrar Oufarnou la chargeuse JOHN DEERE 724K elle peut assurer largement la production annuelle souhaité de la carrière.

**IV.3. Travaux de transport dans la carrière d'adrar ofarnou :**

Le transport de la matière du front d'abattage vers la station de concassage est un processus de grande importance. Les moyens d'évacuation des produits abattus doivent assurer une bonne sécurité et un rendement maximal.

Le mode de transport choisis et utilisé dans la cariere d'adrar ofernou est le transport par camions.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport.

**IV.3.1. Le choix du type de transport :**

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

- ❖ La production annuelle de la carrière ;
- ❖ La distance de transport ;
- ❖ Le type d'engins de chargement ;
- ❖ La nature des roches ;
- ❖ La méthode d'exploitation ;
- ❖ La méthode d'ouverture.

Vue le relief montagneux de la carrière d'Adrar Oufarnou, Le transport est assuré par des camions de marque et de capacités des bennes différentes présenté dans le tableau suivant :

**Tableau IV.4.** Type de camions et leur production théorique

Type de camion	Capacité Eb (t)	Rendement théorique (t/p)
<b>Terex TA 400</b>	32	460.8
<b>2 Terex TR35</b>	28	362
<b>Astra RD 32</b>	25	320
<b>Astra RD 28</b>	22	281

Le rendement théorique d'un camion carrière :

$$Rc = Nc * Eb * Kr; t/p$$

**Ou :**

**N<sub>c</sub>** : Nombre de cycle d'un dumper /poste

**T<sub>c</sub>** : Durée de cycle des dumpers

**K<sub>r</sub>** : Coefficient de remplissage de benne du dumper, K<sub>r</sub>(TA400) =90% / (RD 32, RD 28 et TR35) = 80%

**E<sub>b</sub>** : Capacité de la benne du dumper

**IV.3.2. Description des engins de chargement existant au niveau de la carrière d'Adrar**

**Oufernou :**

**Tableau IV.5 : Description de camion Terex TR35.**

<b>Poids</b>	<b>23,66 t</b>
<b>Charge utile maximum</b>	<b>31,75 tonnes</b>
<b>Capacité benne</b>	<b>19,4 m<sup>3</sup></b>
<b>Puissance brute</b>	<b>298 kW</b>
<b>Vitesse de déplacement</b>	<b>60 km/h</b>
<b>Hauteur de chargement</b>	<b>3 m</b>
<b>Largeur de transport</b>	<b>3.47 m</b>
<b>Longueur de transport</b>	<b>7.95 m</b>
<b>Hauteur de transport</b>	<b>3.87 m</b>
<b>Rayon de braquage à l'extérieur</b>	<b>8.25 m</b>
<b>Fabricant du moteur</b>	<b>Cummins</b>



Figure IV.4. Camions Terex TR35.

Tableau IV.5 : Description de camion Terex TA400

<b>Poids</b>	<b>30,8 t</b>
<b>Charge utile maximum</b>	<b>38 tonnes</b>
<b>Capacité benne</b>	<b>23,3 m<sup>3</sup></b>
<b>Puissance brute</b>	<b>298 kW</b>
<b>Vitesse de déplacement</b>	<b>60 km/h</b>
<b>Hauteur de chargement</b>	<b>3,14 m</b>
<b>Largeur de transport</b>	<b>3.36 m</b>
<b>Longueur de transport</b>	<b>11,05 m</b>
<b>Hauteur de transport</b>	<b>3.94 m</b>
<b>Rayon de braquage à l'extérieur</b>	<b>9,19 m</b>
<b>Fabricant du moteur</b>	<b>SCANIA</b>



**Figure IV.5.** Camions Terex TA400.

**NB :** la descriptions de reste des engins est présenté dans les annexe.

### IV.3.3. Détermination coefficient d'utilisations des camions :

Le coefficient d'utilisation est déterminé par la formule suivante :

$$Ku = \frac{Tr}{Td}$$

**Ou :**

**Td :** temps disponible (6h\*250j\*2P= 3000heur)

**Tr :** temps réalisé par les camions

On présente les résultats dans le tableau suivant :

$$Ku \text{ terex TA400} = \frac{2000}{3000}$$

$$Ku \text{ TA400} = 0.66$$

On présente les résultats des coefficients d'utilisation des camions dans le tableau suivant :

Tableau IV.4. Les coefficients d'utilisation des camions

Désignation	Heure Prévue	Heure Réalisées	Heure panne	Autres arrêtes	% Ku
Dumper Terex TA400	3000	2000	720	218	66
Dumper Terex TR35(1)	3000	1924	783	292	64
Dumper Terex TR35(2)	2237	2754	174	71	91
Dumper RD32	2237	662	1813	524	22
Dumper RD28	2237	1155	1774	70	38

#### IV.3.4. Calcul la durée du cycle du camion :

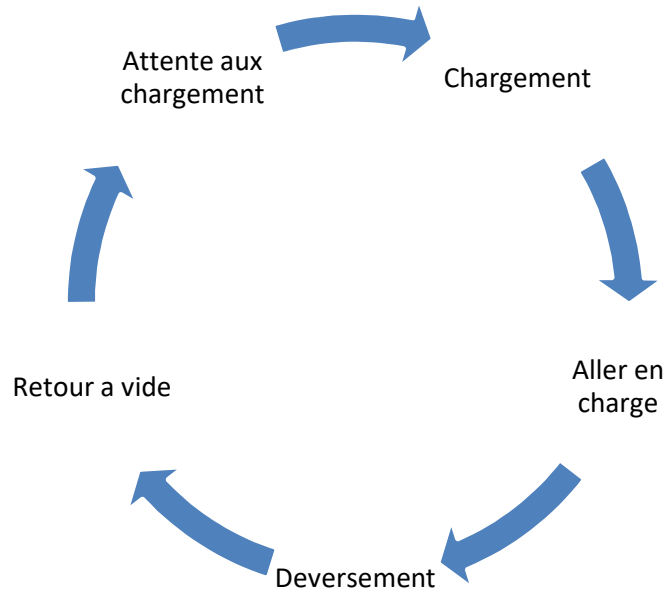
Le temps de cycle d'un camion est déterminé d'après la formule suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_a + T_d + T_r + T_{at}$$

Où:

- ❖  $T_{ch}$  : durée de chargement d'un camion (min) ;
- ❖  $T_a$  : temps d'aller du camion à la trémie de concasseur (min).
- ❖  $T_d$  : durée de déchargement du camion (min) ;
- ❖  $T_r$  : temps de retour au front de travail (min) ;
- ❖  $T_{at}$  : temps d'attente du camion (min).





**Figure IV.6.** Cycle d'une unité de transport dans les mines.[6]

**Tableau IV.4.** Temps de cycle du camion Terex TA 400.

	T <sub>ch</sub> (min)	T <sub>a</sub> (min)	T <sub>d</sub> (min)	T <sub>r</sub> (min)	T <sub>at</sub> (min)
1 <sup>ere</sup> cycle	3,55	6,52	1,11	10,02	-
2 <sup>ème</sup> cycle	4,26	8,30	1,07	09,32	-
3 <sup>ème</sup> cycle	5,50	7,21	0,51	11,03	-
4 <sup>ème</sup> cycle	5,61	9.56	1,48	10,56	2,01
T <sub>moy</sub>	<b>25,89</b>				

Selon le tableau au-dessus, on peut déterminer le temps de cycle moyen de ce type de camion est égale à 26 min.

- Les tableaux de temps de cycle pour les autres camions sont présentés dans les annexes.

**Tableau IV.5.** Temps de cycle moyen des camions utilise dans la carrière d'adrar ofarnou.

Type du camion	Terex TA 400	Terex TR35 (1)	Terex TR35 (2)	ASTRA RD 32	ASTRA RD 28
Temps de cycle du camion (min)	26	27	27	24	24

**IV.3.4.1. Calcul le nombre de cycle du camion :**

Le nombre de cycle que peut effectuer un camion est déterminé par la formule suivante :

$$N_{cycle} = \frac{T_p * K_u}{T_c}; Cycle$$

Où:

- **T<sub>p</sub>** : durée d'un poste de travail, T<sub>p</sub> = 7 heures.
- **K<sub>u</sub>** : coefficient d'utilisation des camions a la carrière d'adrar ofarnou

**Tableau IV.6.** Nombre de cycle effectue par chaque camion.

Type du camion	Terex TA 400	Terex TR35 (1)	Terex TR35 (2)	ASTRA RD 32	ASTRA RD 28
Nombre de cycle	11	10	14	4	7

**IV. 3.4. Largeur de la chaussée de transport :**

La largeur de la chaussée de transport à doubles voies est déterminée par la formule suivante :

$$T = 2 * l_c + 2 * B_c + m ; m$$

Ou :

- **l<sub>c</sub>** : largeur du camion.....l<sub>c</sub>= 3,7m.
- **B<sub>c</sub>** : l'accotement.....B<sub>c</sub>=1m.
- **m** : la distance de croisement (distance entre les camions).....m=1,5m.

Donc :

$$T = 2 * 3,7 + 2 * 1 + 1,5$$

$$T = 11 m$$

**IV.3.5. Calcul le rendement effectif du camion :**

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Rca = \frac{60 * Eb * Kr * Ku * Tp}{Tc}; t/p$$

Où:

- ❖ Eb : capacité de la benne de camion, Eb = 32 tonnes.
- ❖ Kr : Coefficient de remplissage du camion, Kr = 0,9.
- ❖ Ku : Coefficient d'utilisation pratique du camion Terex TA 400, Ku= 0,66
- ❖ Tp : Temps d'un poste ; Tp=7heures.
- ❖ Tc : Temps de cycle du camion

$$Rca = \frac{60 * 32 * 0,9 * 0,66 * 7}{26}$$

$$Rca= 307 t/p$$

**Tableau IV.8.** Rendement effectifs pour chaque camion.

Type du camion	Terex TA 400	Terex TR35 (1)	Terex TR35 (2)	ASTRA RD 32	ASTRA RD 28
Rendement des camions (t/p)	<b>307</b>	<b>223</b>	<b>317</b>	<b>77</b>	<b>117</b>

**IV.3.6. Calcul le rendement d'exploitation du camion.**

**IV.3.6.1. Rendement journalier :**

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$Rj : Rca * Np ; t/j$$

Où:

- Np : nombre de poste par jour qu'est égale à deux (02) postes.

$$Rj = 307 * 2$$

$$Rj = 614 t/j$$

**IV.3.6.2. Rendement annuel :**

Il est déterminé selon la formule suivante :

$$Ran = Rj * Nj/an ; t/an$$

Où:



- **Njan** : nombre de jour ouvrable par année qui est égale à 250 jours.

$$R_{an} = 614 * 250$$

$$R_{an} = 153500 \text{ t/an}$$

Type du camion	Terex TA 400	Terex TR35 (1)	Terex TR35 (2)	ASTRA RD 32	ASTRA RD 28
Rendement des camions journalier (t/j)	<b>614</b>	<b>446</b>	<b>634</b>	<b>154</b>	<b>234</b>
Rendement des camions annuels (t/an)	<b>153500</b>	<b>111500</b>	<b>158500</b>	<b>38500</b>	<b>58500</b>

**Tableau IV.9.** Rendement journalier et annuelle pour chaque camion.

**IV.3.7. Calcul le nombre de camions assurant la production :**

Le nombre de camions est donné par l'expression suivante :

$$N_c = \frac{Q_{an/j} * K_{irr}}{R_{c/p} * N_p}; \text{ camions}$$

Où :

- ❖ **K<sub>irr</sub>** : Coefficient d'irrégularité de travail de la carrière.  $K_r = (1,1 \text{ à } 1,2)$ , on prend  $K_r = 1.1$  ;
- ❖ **Q<sub>an/j</sub>** : Production de la carrière par jour (t/jour),  $Q_{an/j} = 2000 \text{ t/jour}$  ;
- ❖ **R<sub>c/p</sub>** : Rendement postier du camion (t/poste),  $R_c = 214 \text{ t/poste}$ .

$$N_c = \frac{2000 * 1,1}{214 * 2}$$

$$N_c = 5,14 \approx 5 \text{ camions}$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière.

**Remarque :**

On observe que l'utilisation des camions a adrar ofernou elle assure la production souhaitée par l'entreprise, la production des camions est de 520 500 t/an alors que la production envisagé est de 500000 t/an.

**Conclusion :**

La production dans la carrière d'adrar oufernou est assuré avec une combinaison chargement et transport (chargeuse et camions), au cours de cette partie on a calculé le coefficient d'utilisation des camions dans la carrière il assure la production souhaitée, et on a constaté que les camions avec une grande utilisation assure une production plus importante donc faut augmenter l'utilisation des camions si une production plus grande est envisageable.

# Conclusion

# Conclusion générale

---

## Conclusion générale :

Le chargement et le transport est un processus très important au sein de tous les projet minier, il présente des couts très important au sein de l'entreprise et il contribuent à son rendement, le chargement et le transport s'effectuent par différents engins tel que les camions, les pelles, les chargeuse...

Le travail que nous avons effectué il s'est concentré sur l'influence de coefficient d'utilisation des camions sur le rendement de la carrière d'adras oufernou, et nous avons essayé de présenter des solutions afin d'améliorer ces dernier.

Il est à noter que l'efficacité d'utilisation des camions dans la carrière dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse dont nous avons présenté la méthodologie de choix de système de chargement et transport.

Nous avons définis tous les termes entrant en ligne de compte dans la détermination de la disponibilité, de l'utilisation des engins et nous avons déterminé les coefficients d'utilisation des camions au niveau de la carrière d'adras oufernou et nous avons calculé leur rendement et on conclue que l'utilisation des camions est suffisante pour atteindre la production déjà estimé par l'entreprise.

Pour l'amélioration de l'efficacité d'utilisation des camions nous avons proposé une gestion à l'échelle des matériels et de zone de travail, et pour celle-là on a besoin une collecte de donnée :

- Horamètre
- Heures de fonctionnement
- Taux de productivité global en pourcentage
- Taux de ralenti
- Heures de production
- Taux d'utilisation

Avec la collecte de ces donnée on va bénéficier de :

- Optimiser la maintenance
- Garantir la disponibilité des matériels.
- Augmenter la rapidité d'exécution
- Découvrir des axes d'amélioration du service.
- Maximiser la productivité des matériels.
- Optimiser l'utilisation des matériels.

# **BIBLIOGRAPHIE**

## Référence Bibliographique

---

- [1] : Kerkebane, Hana, [2007/2008], “Etudes des vibrations dues aux tirs de mines. Apport de la modélisation“. Ecole Nationale Polytechnique.
- [2] : ALGRAN Bejaia Unité Adrar Oufarnou Plan d’exploitation [2015]
- [3] : SERRADJ.T (CETIM), « Chargement et transport dans les carrières, Choix des matériels »,
- [4] : Tatiya, R. R. (2005). Surface and Underground Excavations : Methods, Techniques and Equipement. LEIDEN / LONDON / NEWYORK / PHILADELPHIA / SINGAPORE: Taylor & Francis Group, LLC.
- [5] : Centre National des Etudes et de Formation de l’Industries des Carrières et des Matériaux de construction (CEFICEM), « CHARGER – TRANSPORTER », Première partie.
- [6] : Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2006). Open Pit Mine Planning & Design. London: Taylor & Francis plc.
- [7] : Dr. Sami YAHYAOU,2017, << Couple CHARGEMENT TRANSPORT >>
- [8] : Ecole des mines de DOUAI formation TIM **le forage des roches**. Ceficem .2010.
- [9] : Caterpillar Performance Handbook (48 ed.). (June 2018). Peoria, Illinois, United States of America: Caterpillar
- [10] : KAMULETE MUDIANGA N , COURS D’EXPLOITATION DES MINES À CIEL OUVERT.
- [11] : CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [12] : LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d’études de l’école nationale polytechnique, 2007.
- [13] : Yano, Y. I. (2018, Septembre). Gestion De Rendement Des équipements Miniers. International Journal of Research, 855-868. Retrieved from [https://www.researchgate.net/publication/336253067\\_GESTION\\_DE\\_RENDEMENT\\_DES\\_EQUIPEMENTS\\_MINIERS](https://www.researchgate.net/publication/336253067_GESTION_DE_RENDEMENT_DES_EQUIPEMENTS_MINIERS)
- [14] : DJEMAOUI L, «INFLUENCE DES PARAMETRES DE FORAGE ROTOPERCUTANT SUR L’EXPLOITATION DANS LES CONDITIONS DE LA CARRIERE D’ADRAR OUFERNOU W.BEJAIA. 2015

# **Annexes**

## Annexe

### Annexe 01 :

Le temps de cycle Du dumper Terex TR35

	T <sub>ch</sub> (m)	T <sub>a</sub> (m)	T <sub>d</sub> (m)	T <sub>r</sub> (m)	T <sub>att</sub> (m)	Somme (m)
Cycle01	4,45	5,60	0,58	11,60	4,55	26,78
Cycle02	3,83	5,81	0,76	9,21	5,84	25,45
Cycle03	4,60	5,72	0,80	9,45	7,03	27,60
Cycle04	4.35	6,40	1,23	10,43	6,15	28,56
	<b>27,09</b>					

### Annexe 02 :

Le temps de cycle Du dumper Astra RD-32

	T <sub>ch</sub> (m)	T <sub>a</sub> (m)	T <sub>d</sub> (m)	T <sub>r</sub> (m)	T <sub>att</sub> (m)	Somme (m)
Cycle01	3.85	8,40	0,75	8,70	2.30	24,00
Cycle02	4,82	6,35	-	9,54	2,70	23,32
Cycle03	4,66	7,14	-	10.35	1,94	24,09
Cycle04	5,60	6,57	0,95	9,18	2,58	24,88
	24,07					

### Annexe 3 :

Le temps de cycle Du dumper Astra RD-28

	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>a</sub> (s)	T <sub>d</sub> (s)	T <sub>r</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	Somme (s)
Cycle01	3,63	8,83	1,15	8,16	3,10	24,87
Cycle02	3,66	7,85	-	09,31	3.27	24,09
Cycle03	3,79	7,65	0,91	8,84	2,68	23,87
Cycle04	3,45	7,30	0,65	8,11	3,20	22,71



## Annexe

	23,88
--	-------

### Annexe 4 :

#### Description technique de Dumper Astra RD-28

Poids	20,5 t
Charge utile maximum	28 tonnes
Capacité benne	14,2 m <sup>3</sup>
Puissance brute	260 kW
Vitesse de déplacement	58 km/h
Hauteur de chargement	3,14 m
Largeur de transport	3,47 m
Longueur de transport	7,35 m
Hauteur de transport	3,25 m
Rayon de braquage à l'extérieur	8,82 m
Fabricant du moteur	iveco

### Annexe 5 :

#### Description technique de Dumper Astra RD-32

Poids	21,5 t
Charge utile maximum	32 tonnes
Capacité benne	16 m <sup>3</sup>
Puissance brute	280 kW
Vitesse de déplacement	62,6 km/h
Hauteur de chargement	3,80 m
Largeur de transport	3,74 m
Longueur de transport	7,38 m
Hauteur de transport	3,80 m
Rayon de braquage à l'extérieur	8,92 m
Fabricant du moteur	iveco

## **Résumé :**

Dans les carrières à ciel ouvert la gestion et l'efficacité d'utilisation des engins de chargement et de transport sont très important pour une production rentable et atteindre les objectifs souhaitées

Dans notre travail on a définie de manière pratique tous les termes entrant en ligne de compte dans la détermination de la disponibilité, de l'utilisation, du fonctionnement et de l'efficacité des équipements miniers.

Le but essentiel de ce travail et de notre étude ce concentre sur le coefficient d'utilisation des camions et leur dépendance et comment remédier les défaillances d'utilisation des camions, et calculer son effet sur le rendement de la carrière d'adrar ofernou.

Les études et les observations accomplies ainsi que les résultats de calcul, nous montre que le coefficient d'utilisation des camions a adrar ofernou garantit la production envisage par la direction de la carrière.

**Mots clés :** carrière d'adrar ofernou, engins, chargement, transport. Coefficient d'utilisation.

## **Abstract :**

In open pit mining, the management and efficient use of loading and haulage equipment is very important for profitable production and achieving the desired objectives.

In our work we have defined in a practical way all the terms involved in determining the availability, use, operation and efficiency of mining equipment.

The main purpose of this work and our study is to focus on the truck utilization coefficient and its dependence and how to remedy the truck utilization failures, and to calculate its effect on the performance of the Adrar ofernou quarry.

The studies and observations carried out as well as the calculation results show that the truck utilization coefficient in Adrar ofernou guarantees the production envisaged by the quarry management.

**Key words:** adrar ofernou quarry, machinery, loading, transport. Coefficient of use.