

SOMMAIRE

REMERCIEMENTS

SOMMAIRE

LISTE DES TABLEAUX

LISTE DES FIGURES

LISTE DES CARTES

LISTE DES ACRONYMES

INTRODUCTION

PARTIE I : PRESENTATION DU CADRE D'EXPLOITATION ET ETUDES

PRELIMINAIRES

Chapitre I : ETUDE MONOGRAPHIQUE ET ETAT INITIAL DU SITE

Chapitre II : RECONNAISSANCE DU GISEMENT

Chapitre III : ETUDE DE MARCHE

PARTIE II : PHASES TECHNIQUES DE L'EXPLOITATION

Chapitre IV : GENERALITES

Chapitre V : ABATTAGE

Chapitre VI : CHAINE DE TRAITEMENT

Chapitre VII : ETUDE D'IMPACT ENVIRONNEMENTAL

PARTIE III : ETUDE ECONOMIQUE ET FINANCIERE

Chapitre VIII : ÉVALUATION ÉCONOMIQUE ET FINANCIÈRE DU PROJET

CONCLUSION

BIBLIOGRAPHIE

ANNEXES

TABLE DES MATIERES

RESUME

LISTE DES TABLEAUX

	Page
Tableau n°1 : Moyenne de précipitations, températures et pressions mensuelles de 1961 à 1990 pour Antananarivo	4
Tableau n°2 : Normales des températures et pluviométrie mensuelles recueillis en 2005 pour Antananarivo.....	4
Tableau n°3 : Répartition par âge par sexe de la population.....	5
Tableau n°4 : Classification des granulats	13
Tableau n°5 : Résultat du tamisage du granulat	16
Tableau n°6 : Utilisation des produits finis de granite	25
Tableau n°7 : Evolution du nombre d'exploitant de carrière à Antananarivo	27
Tableau n°8 : Evaluation de la production annuelle de granulats à Antananarivo	27
Tableau n°9 : Tarif de production	27
Tableau n°10 : Evolution de la consommation annuelle du ciment et du granulat.....	28
Tableau n°11 : Evolution de la construction, réhabilitation et entretien annuelle du réseau routier et consommation du granulat.....	29
Tableau n°12 : Récapitulation de l'évolution de la consommation du granulat à Antananarivo	29
Tableau n°13 : Calcul de prévision	30
Tableau n°14 : Inventaire des matériels de carrière	41
Tableau n°15 : Inventaire des ouvrages en constructions	41
Tableau n°16 : Effectifs du personnel	42
Tableau n°17 : Types de dynamites	52
Tableau n°18 : Récapitulation du plan de tir.....	64
Tableau n°19 : Ratio de consommation des explosifs.....	78
Tableau n°20 : Caractéristique de la pelle hydraulique.....	69
Tableau n°21 : Caractéristique du camion	71
Tableau n°22 : Durée du cycle d'un camion.....	73
Tableau n°23 : Caractéristique des concasseurs primaire	80
Tableau n°24 : Caractéristique des concasseurs secondaire.....	81
Tableau n°25 : Caractéristiques granulométriques des produits	87
Tableau n°26 : Récapitulation de l'état initial du site.....	90
Tableau n°27 : Matrice des impacts sur le milieu physique.....	93
Tableau n°28 : Matrice des impacts sur le milieu biologique	94
Tableau n°29 : Matrice des impacts sur le milieu socio-économique.....	95
Tableau n°30 : Ordonnancement de la remise en état.....	99
Tableau n°31 : Estimation des coûts de la remise en état	100
Tableau n°32 : Clé de répartition des investissements	101
Tableau n°33 : Investissement des équipements et engins d'exploitations	102

Tableau n°34 : Investissement des équipements de concassage	102
Tableau n°35 : Investissement des matériels roulants	102
Tableau n°36 : Frais de montage et de transport.....	103
Tableau n°37 : Investissement en construction	103
Tableau n°38 : Investissement divers.....	103
Tableau n°39 : La répartition des parts des coûts d'investissements fixes en monnaie locale et en devises	104
Tableau n°40 : Frais du personnel.....	104
Tableau n°41 : Dépense annuelle des divers matières consommables	105
Tableau n°42 : Dépense annuelle des pièces de rechanges et fournitures d'entretien	105
Tableau n°43 : Dépense annuelle des utilités.....	105
Tableau n°44 : Récapitulation du fonds de roulement	106
Tableau n°45 : Investissement sans intérêt intercalaire	106
Tableau n°46 : Provenance des investissements	106
Tableau n°47 : Les intérêts intercalaires	108
Tableau n°48 : Plan de financement.....	108
Tableau n°49 : Emprunt local	109
Tableau n°50 : Emprunt extérieur	109
Tableau n°51 : Tableau des amortissements	109
Tableau n°52 : Comptes d'exploitation prévisionnel	111
Tableau n°53 : Consommation intermédiaire.....	112
Tableau n°54 : Calcul de TRI.....	116
Tableau n°55 : Evaluation en devises et monnaie locale du coût de revient	118
Tableau n°56 : Détermination du coefficient de Los Angeles	VI
Tableau n°57 : détermination du coefficient Micro Deval à l'eau	VII
Tableau n°58 : Détermination du coefficient de Fragmentation Dynamique	VII
Tableau n°59 : Caractéristiques de quelques explosifs très utilisés à Madagascar.....	VIII
Tableau n°60 : Prix de quelques explosifs très utilisés à Madagascar	IX
Tableau n°61 : Caractéristiques de quelques explosifs industriels commercialisés.....	X
Tableau n°62 : Saisie des données sur la roche.....	XI
Tableau n°63 : Saisie des données sur les explosifs.....	XI
Tableau n°64 : Saisie des données sur la foration.....	XI
Tableau n°65 : Résultat du paramètre de tir.....	XII
Tableau n°66 : Résultat sur la répartition des charges	XII
Tableau n°67 : Caractéristiques comparées de marteaux perforateurs	XVI
Tableau n°68 : Caractéristiques comparées des machines rotatives	XVI
Tableau n°69 : Caractéristiques et champs d'application de différents types de concasseurs, de granulateurs et de broyeurs	XVII
Tableau n°70 : Consommation et coût des explosifs	XVIII
Tableau n°71 : Entretien des matériels roulants.....	XXIII
Tableau n°72 : Entretien des machines de traitement	XIV

LISTE DES FIGURES

	Page
Figure n°1 : Lames minces de granites	13
Figure n°2 : Courbe granulométrique.....	16
Figure n°3 : Modèle numérique de terrain	24
Figure n°4 : Droite prévisionnelle d'évolution de la consommation du granulat à Antananarivo .	32
Figure n°5 : Méthode d'exploitation par tranches horizontales successives en plaine largeur	
Figure n°6 : Opération minière	39
Figure n°7 : Evolution de la séquence d'exploitation vue en profil.....	40
Figure n°8 : Organigramme du personnel	43
Figure n°9 : Image satellite Format Landsat de la région Sud Ouest d'Antananarivo	47
Figure n°10 : Distribution de charge d'un trou	64
Figure n°11 : Géométrie de tir.....	65
Figure n°12 : Cycle de transport	72
Figure n°13 : Diagramme du cycle de camions	75
Figure n°14 : Cubature des matériaux transportés	75
Figure n°15 : Flow sheet de concassage.....	79
Figure n°16 : Concasseur à mâchoire à simple bielle	81
Figure n°17 : Aperçu général de l'aménagement du site.....	100
Figure n°18 : Graphe PERT	101
Figure n°19 : Diagramme de GANTT	101
Figure n°20 : Droite de VAN	118
 Figure n°21 : Séries de tamis	 I
Figure n°22 : Courbe d'analyse granulométrique	II
Figure n°23 : Mesure de la résistance a la compression	IV
Figure n°24 : Mesure de la résistance a la traction par flexion.....	IV
Figure n°25 : Plan de charge et géométrie de tir	XV

LISTE DES CARTES

	Page
Carte n°1 : Localisation administrative de la zone d'étude	1
Carte n°2 : Carte d'accès à la carrière	2
Carte n°3 : Carte géologique régionale	9
Carte n°4 : Carte topographique de la carrière	23
Carte n°5 : Plan de masse de la carrière	45

LISTE DES ACRONYMES

° : Degré angle
°C : Degré Celcius
€ : Euro
A : Ampère
AN : Application numérique
Ar : Ariary
BTP : Batiment et Travaux Publics
C I : Concasseur Primaire
C II : Concasseur Secondaire
CEG : Collège d'Enseignement Général
cm : centimètre
COLAS : Cold Asphalt
CUR : Centre Universitaire Régional
CV : Cheval Vapeur
DSRP : Document Stratégique pour le Réduction de la Pauvreté
EPP : Ecole Primaire Public
ESPA : Ecole Supérieure Polytechnique d'Antananarivo
FD : Fragmentation Dynamique
h : heure
JIRAMA : Jiro sy Rano Malagasy
Kg : kilogramme
km : kilomètre
kW : kilowatt
LA : Los Angeles
LNTPB : Laboratoire National des Travaux Publics et du Bâtiment
m : mètre
MA : Million d'années
MAP : Madagascar Action Plan ou Madagasikara Am-Perin'asa
MDE : MicroDeval à l'eau
min : minute
ml : metre linéaire
mm : millimetre
MNT : Modèle Numérique de Terrain
PIC : Pôles Intégrés de Croissance
PK : Point Kilométrique
PNB : Produit National Brut
PPP : Partenariat Public Privé (3P)
RIP : Route d'Intérêt Provincial
RN 1: Route Nationale N°1
RRI :
s : seconde
TELMA : Telecom Malagasy

INTRODUCTION

Les gisements de minerais de différentes natures se sont constitués au cours des temps géologiques. Il y avait depuis longtemps que les hommes commencèrent à exploiter ces matériaux par tous les moyens. En effet, tous les travaux ont été effectués manuellement en abattant par exemple les roches meubles au moyen des pics et les roches dures à l'aide du feu.

Très tôt, vu l'essor de la technologie moderne, dès le 19^{ème} siècle que l'on débute à utiliser des explosifs dans les mines et à mécaniser l'exploitation par des matériels plus performants. Cependant, il faut se préoccuper des conditions d'exploitation et de la réhabilitation du site.

A Madagascar, dans le cadre du développement rapide et durable, voie que notre pays a décidée de suivre, le secteur minier se doit d'être un des acteurs le plu actif sachant que le pays dispose de ressources géologique et minière relativement abondantes qui ne demandent qu'à être exploitées de manière plus rationnelle. De plus, le plan de développement actuel (DSRP, MAP, RRI, PIC, ...) fixé par le gouvernement priorise la réhabilitation des infrastructures, incluant le développement du secteur BTP et génie civil.

De ce fait, le marché des matériaux de construction et d'empierrement augmente considérablement mais la production reste insuffisante. Ce qui entraîne l'augmentation excessive de petits exploitants qui s'intéressent aux travaux d'exploitation de carrières de granit dont ceux qui opèrent du côté du pont de Vontovorona en n'utilisant que des méthodes traditionnelles. La plupart d'entre eux travaillent entièrement dans l'informel et seule une minorité est en règle vis-à-vis de la commune d'Alakamisy et de l'administration minière.

Or le problème au niveau de ces petits exploitants c'est qu'on observe de produits ne respectant aucune norme et en outre, de nombreux sites sont abandonnés sans qu'aucun réaménagement ait été effectué entraînant une dégradation de l'environnement.

C'est dans ce contexte que nous avons élaboré ce projet de fin d'étude qui s'intitule "**Etude de préféabilité de l'exploitation d'une carrière de granite à Alakamisy-Fenoarivo**" et qui

propose d'ouvrir une nouvelle carrière de production de granulats respectant les réglementations et les normes en vigueur afin de combler le marché local. De plus, cette étude ne se limite pas seulement à prouver la rentabilité économique du projet mais aussi essaye également de proposer des solutions efficaces et viables quant à son impact sur l'environnement.

Pour atteindre ces objectifs, cet ouvrage a été divisé en trois parties :

- la première décrit la présentation du cadre d'exploitation et les études préliminaires d'avant projet,
- la deuxième traite les différentes phases techniques de l'exploitation,
- la troisième et dernière partie développe l'évaluation économique et financière du projet.

PREMIERE PARTIE

PRESENTATION DU LIEU D'EXPLOITATION ET ETUDES PRELIMINAIRES

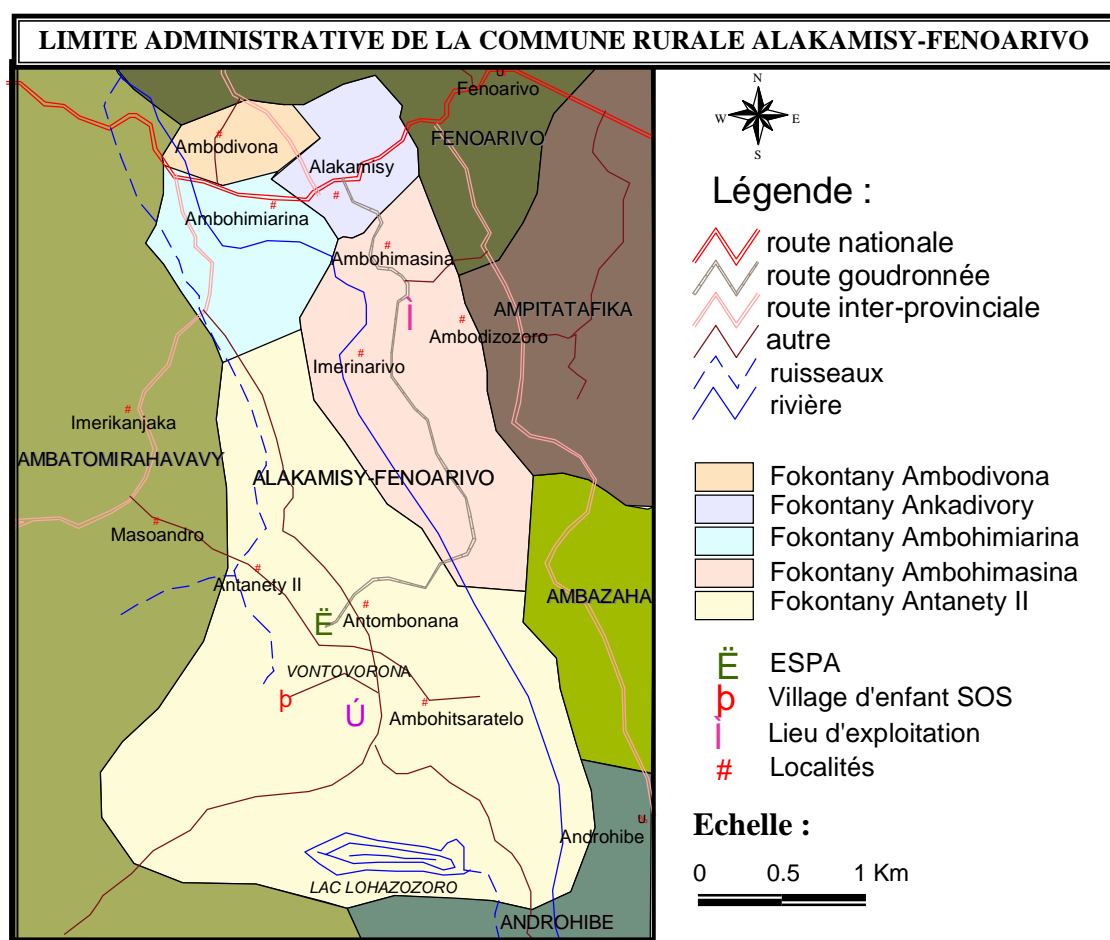
Chapitre I : ETUDE MONOGRAPHIQUE ET ETAT INITIAL DU SITE

I-1- CONTEXTE GEOGRAPHIQUE

I-1-1- Localisation administrative

La zone objet de cette étude où se situe le gisement fait partie du Fokontany Ambohimasina – Commune rurale Alakamisy-Fenoarivo – District Antananarivo Atsimondrano - Région Analamanga et Province Antananarivo. Elle se trouve à la limite Ouest de la région ANALAMANGA dont quelques kilomètres la sépare de la Région Itasy.

La Commune rurale Alakamisy-Fenoarivo est l'une des nouvelles communes fondées en Novembre 2003, car auparavant, elle est un Fokontany rattaché à la commune rurale Fenoarivo Ce territoire couvre une superficie de 15,00 km² et est constitué par cinq Fokontany qui sont Ambohimasina, Ankadivory, Ambohimiarina, Ambodivona et Antanety II. Elle est délimitée au Nord par la commune rurale Fenoarivo, à l'Est par Ampitatafika et Ambazaha, à l'Ouest par Ambatomirahavavy et au Sud par Ambatomirahavavy et Androhibe.



Carte n°1 : Localisation administrative de la zone d'étude

I-1-2- Situation géographique

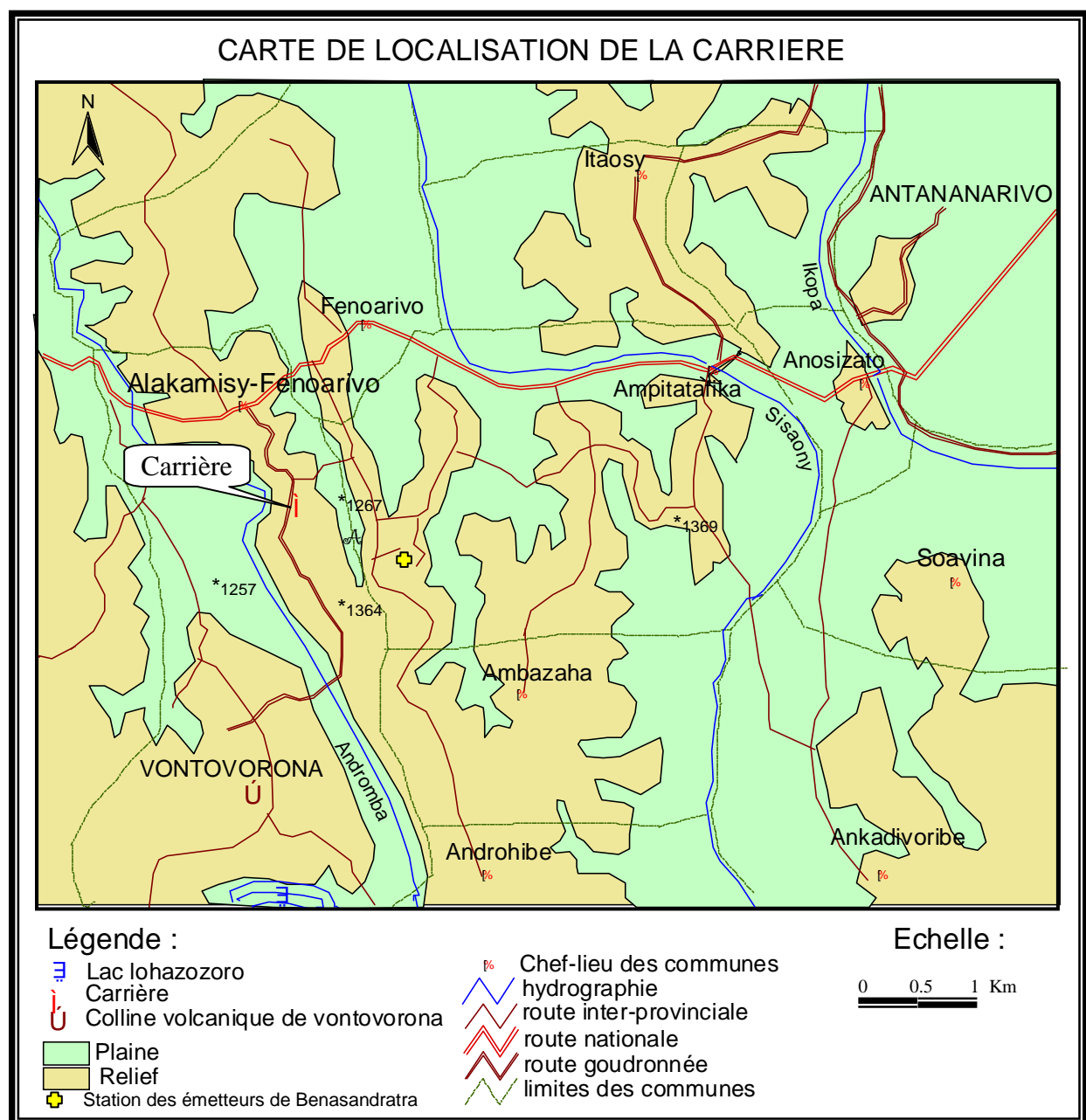
La carrière est implantée sur la partie Sud-Est du Fokontany Ambohimasina, au flanc Nord de la colline Faravohitra. Elle se trouve au Sud-Ouest du village Ambodizozoro et est entourée au Nord - Ouest par la route de Vontovorona.

De plus, le lieu est situé géographiquement aux coordonnées Laborde :

X = 504,68 km ; Y = 794,12 km et présente une altitude moyenne de Z = 1 300 m

I-1-3- Accès à la carrière

L'accès se fait en prenant la route goudronnée de Vontovorona, à 1,5 km de la bifurcation gauche au P.K. 14 de la route nationale RN 1.



Carte n°2 : Carte d'accès à la carrière

I-2 – CADRE PHYSIQUE

I-2-1- Orographie

La zone étudiée présente une structure peu variée, formant d'un relief monotone en plat couvert de steppes aménagées, par endroits, en parcelles cultivées ou des collines parsemées des boules rocheuses en altération, essentiellement granitiques et migmatitiques. Cependant, sa partie Ouest est prédominée par la vaste plaine marécageuse appelée Mahavizana faisant partie de la plaine d'Antananarivo et qui occupe la majorité de sa superficie. Au centre, on observe des collines formées de migmatite granitoïde, se prolongeant vers la partie Sud du pays et une colline d'épanchement volcanique nommée Vohijaza se situe à la limite sud-Ouest.

L'altitude du plateau varie de 1275 m à 1350 m environ mais la dénivellation entre les collines mamelonnées et la vallée marécageuse dépasse rarement quelque dizaine de mètres.

I-2-2- Hydrologie

La région est parcourue par un réseau hydrographique représenté par la rivière d'Andromba qui sillonne le pays en partant du Sud vers le Nord Ouest et en exposant sa forme amygdalienne. De plus, comme partout sur les régions des hautes terres centrales, ce cours d'eau subit l'influence du climat régional qui lui confère un régime très irrégulier avec une période de basse eaux pendant l'hiver et une période de crue pendant l'été. Par conséquent, les plaines sont quasiment séchées pendant toute l'année sauf durant la saison de pluie où pratiquement les bas fonds sont inondés.

Complétant le réseau hydrographique, l'existence d'un grand lac, appelé Lohazoro qui est d'ailleurs célèbre pour un site touristique marque l'hydrologie de la partie Sud.

I-2-3- Climatologie

Par son altitude élevée et sa situation géographique face aux influences continentales, la zone étudiée possède un climat du type des haut plateaux de Madagascar, semi humide avec une alternance très marquée d'une saison sèche (Avril-Octobre) et d'une saison de pluie (le reste de l'année). On remarque aussi des écarts peu importants de température et des irrégularités des précipitations telles que :

- La pluviométrie varie de 7,2 mm en saison sèche à 304,1 mm en saison de pluie, la moyenne annuelle est de 155 mm, d'après le Tableau n° 1.

- La température moyenne annuelle est de 22°C, avec un maximum de 26°C en décembre et un minimum de 10°C en Août.

Ces données de précipitation et de température ont des impacts sur les conditions de travail, notamment pour une exploitation à ciel ouvert où les travaux subiront directement les effets des intempéries entraînant les variations de rendement. En effet, plus la température augmente plus le rendement des ouvriers diminue du fait de la forte chaleur. Ainsi, durant la saison humide, le temps de travail se réduit à cause de la pluie.

Mois	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Juin	Juil	Août	Sep	Oct	Nov	dec
Uu	81	81	81	79	78	78	78	76	72	71	76	79
Tx	25,7	25,9	25,4	24,8	22,9	20,9	20,2	20,6	23,0	25,2	26,0	25,8
Tn	16,6	16,9	16,3	15,2	12,9	10,8	10,3	10,3	11,3	13,4	15,1	16,3
Tt	20,2	20,3	19,9	19,1	17,0	14,9	14,3	14,5	16,3	18,4	19,4	19,9
FF	1,7	1,7	1,7	1,4	1,7	1,7	2,0	2,0	2,0	2,0	1,7	1,7
E	18,4	18,6	18,8	17,5	15,1	13,2	12,7	12,5	13,3	15,0	17,8	19,2
PP	869,9	869,2	870,9	872,0	873,6	874,9	875,6	875,8	874,7	873,4	872,1	870,8
RR	270,4	256,9	183,1	50,5	20,1	7,2	11,1	15,0	9,5	66,6	170,8	304,1
NJ	14	14	12	5	2	2	2	3	2	6	11	16
I	198,8	189,5	205,6	223,9	224,8	203,6	207,2	226,7	248,5	260,6	226,3	180,6

Tableau n°1 : Moyenne de précipitations, températures et pression mensuelles 1961-1990 pour Antananarivo

Mois	Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Juin	Juil	Août	Sep	Oct	Nov	dec
RR	268,8	223,4	207,8	86,9	13,0	1,6	28,1	5,6	4,1	58,5	143,6	246,5
Tn	17,6	17,9	17,6	16,1	14,2	12,5	10,4	10,7	11,6	13,8	15,3	16,2
Tx	26,7	27,7	27,0	26,3	22,8	21,9	20,5	21,0	22,1	23,9	25,1	26,1
Moyenne (Tx+Tn) / 2	22,15	22,8	22,3	21,2	18,5	17,2	15,45	15,85	16,85	18,85	20,2	21,15

Tableau n°2 : Normales des températures et pluviométrie mensuelles recueillis en 2005 pour Antananarivo

Avec :

Uu : Humidité (%)

Tx : Température maximale en °C

Tn : Température minimale en °C

Tt : Température de l'air en °C

FF: Vitesse du vent en m / s

e : tension de vapeur en Hpa

PP : Pression en Hpa

RR : Pluviométrie en mm

NJ : Nombre de jour de pluie >=1 mm

I : Durée d'insolation en heure

(Source : Direction de la météorologie et de l'hydrologie Ampandrianomby

Antananarivo : Février 2006)

I-3 – ASPECT SOCIO-ECONOMIQUE

I-3-1- Constat démographique

La population dans la Commune rurale d'Alakamisy-Fenoarivo s'élève actuellement à 11 293 habitants, soit une densité de population de 752 habitants par km². Cette population est fortement concentrée au bord de la RN1 et auprès du CUR Vontovorona. La plupart d'eux sont des migrants venant de la ville et de la région Moyen Ouest de la Province. Le tableau suivant montre que plus de la moitié de la population sont des jeunes travailleurs et que les femmes sont plus nombreuses par rapport aux hommes.

Age	Femme	Homme	Total	Pourcentage
< 5 ans	732	736	1468	13 %
De 6 à 17 ans	1586	1576	3162	28 %
De 18 à 60 ans	3126	3085	6211	55 %
> 60 ans	233	219	452	04 %
Total	5677	5616	11293	100 %

Tableau n°3 : Répartition par âge par sexe de la population

Ainsi, on a :

Taux de natalité.....2,0 %

Taux de mortalité.....0,5 %

Taux d'immigration.....1,2 %

Taux d'accroissement naturel.....1,8 %

(Source : Commune rurale d'Alakamisy-Fenoarivo : Recensement en Novembre 2004)

Ce qui montre que la population augmente rapidement que celle des autres régions.

I-3-2- Activités économiques

Soixante dix neuf pour cent de la population sont des paysans. Ils sont donc en grande partie des agriculteurs et des éleveurs. Malgré cela, beaucoup des jeunes du village travaillent dans les zones franches environnantes.

I-3-2-1- Agriculture

La culture du pays est essentiellement agricole. La culture de base est celle du riz à laquelle viennent s'ajouter quelques cultures vivrières comme le manioc, le maïs, la patate douce, les cannes à sucre. Ils cultivent aussi des fruits et des légumes pour ravitailler la ville et cela complète leur recette journalière.

I-3-2-2- Elevage

Dans la région, les habitants sont des éleveurs de volailles, plus particulièrement des poulets de chair et des poules pondeuses. Sans oublier l'élevage bovin qui se réduit à l'utilisation

traditionnelle comme animal de trait et le gavage du cochon, l'ensemble contribue au développement de l'économie régionale.

I-3-2-3- Autres activités

Outre l'agriculture et l'élevage, les gens pratiquent aussi l'exploitation des matières premières particulièrement les matériaux de constructions (sables de rivière, gravillons et moellons, briques et tuiles) par la méthode traditionnelle. Les activités du secteur secondaire restent moins développées car il n'existe encore ni industrie ni des usines de transformations dans la région. Certains des villageois s'investissent dans le commerce en faisant une petite épicerie au bord de la route ou des marchands de légumes.

I-3-3- Education et santé

I-3-3-1- Education

Les enfants de 6 à 18 ans constituent plus du tiers de la population qui devaient aller à l'école mais le taux de scolarisation n'est pas satisfaisant : soixante dix pour cent (70 %) dans l'enseignement primaire et quarante pour cent (40 %) dans l'enseignement secondaire. Ainsi, le taux d'abandon d'école est assez élevé : vingt deux pour cent (22 %). De ce fait, le taux d'alphabétisation est plus bas surtout pour les adultes : quarante pour cent (40%) et soixante pour cent (60%) pour les jeunes. A part des écoles publiques, on dispose aussi des institutions et des centres de formations privés dans la commune.

Enfin, une branche de l'Université d'Antananarivo, l'Ecole Supérieure Polytechnique d'Antananarivo (ESPA) est implantée sur le site du CUR (Centre Universitaire Régional).

Au total, on compte 12 établissements dans la Commune répartis dans le niveau primaire, secondaire et universitaire.

I-3-3-2- Santé

Comme dans divers pays de la grande île, on trouve également des épidémies comme le paludisme, la diarrhée, la grippe,... dans la région. Cependant, on n'y trouve aucun dispensaire ni de centre de santé. Heureusement, il y a un centre hospitalier public dans la commune voisine et quatre médecins privés et qui s'occupent de la population.

I-3-4- Infrastructures existantes

Outre la route nationale RN 1 traversant la partie Nord de la commune, on a aussi une route goudronnée de cinq (5) kilomètres menant vers l'ESPA et des routes d'intérêt provincial (RIP) environ 20km relient la région aux communes voisines.

En plus de ces infrastructures, elle dispose aussi :

- d'un Centre Universitaire Régional de Vontovorona avec l'ESPA,

- d'une poste avancée de la gendarmerie nationale,
- d'une station émettrice pour chacun des opérateurs téléphoniques Madacom et Orange ainsi que de trois publiphones du TELMA,
- des réseaux électriques du JIRAMA

I-3-5- Mœurs et coutumes

La plupart des gens respectent encore beaucoup de mythe et de tradition ancestrales, particulièrement certains tabous, la circoncision, le *Famadihana*,... Ils ont conservé aussi certaines croyances et de l'art de la médecine traditionnelles. Cependant, depuis quelque décennie, par suite de l'appropriation par les malgaches des technologies modernes, la région est devenue de plus en plus civilisée.

I-4- CONTEXTE GEOLOGIQUE [4] , [7] , [12]

I-4-1- Géologie régionale

Cette région fait partie de la région centrale de Madagascar, dans le bloc d'Antananarivo et qui a été largement migmatisé et en majeure partie granitisé. Cette granitisation a épargné des ensembles importants de la série paragneissique du vieux précambrien rattaché au système du graphite. Le faciès charnockitique y est présent dans la plupart des formations et qui, soit granitiques, soit migmatitiques, soit encore gneissique.

Les migmatites granitoïdes et granites migmatitiques, par leurs caractères de gisement harmonique de structure, à enclaves, et de texture corrodée, semble bien résulter d'une granitisation *in situ* et non de la montée d'un magma éruptif. La formation s'observe très peu de schistosité, mais il subsiste néanmoins une certaine orientation.

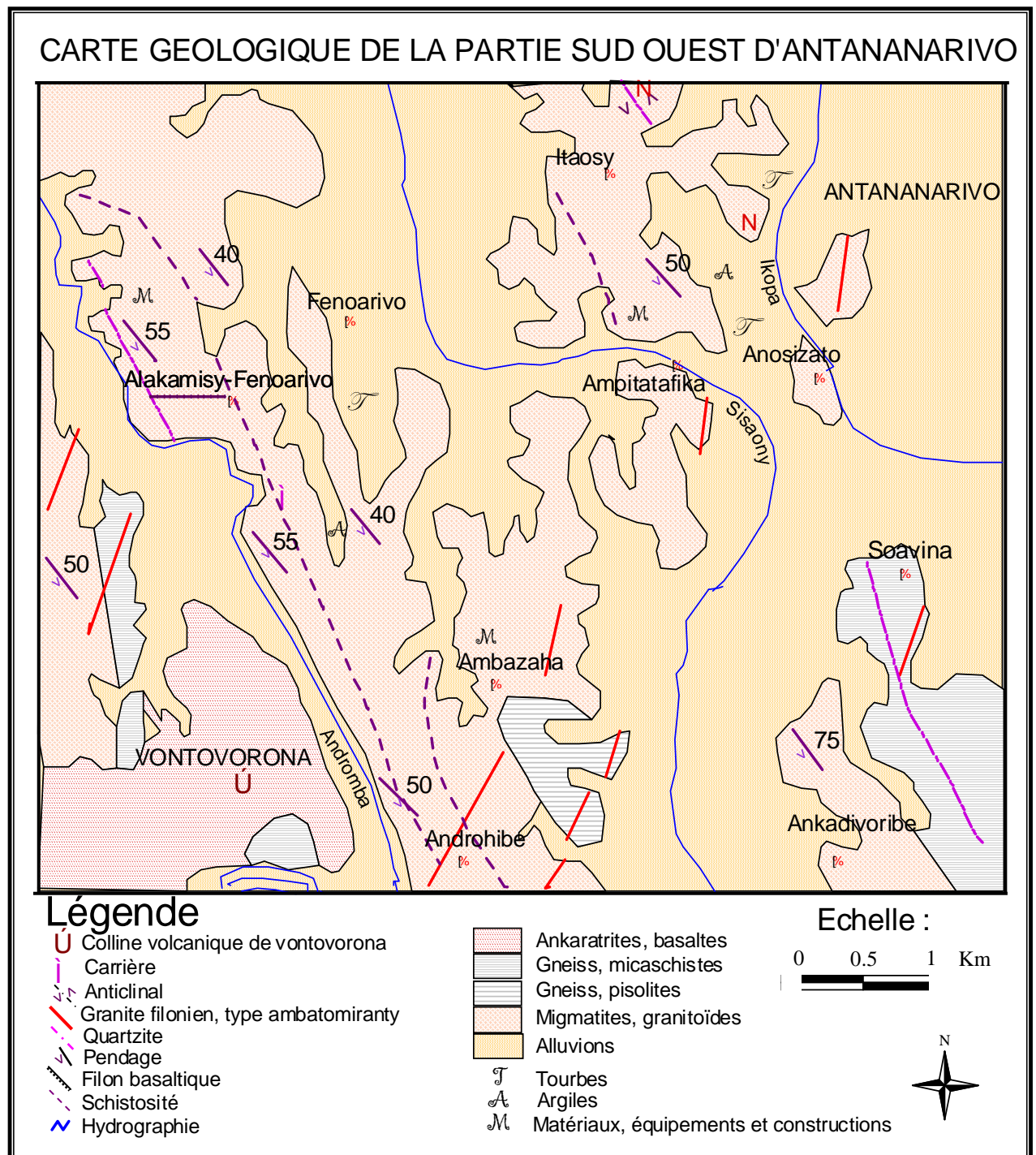
En effet, un trait géologique majeur est l'abondance des filons granitiques recoupant, dits Ambatomiranty, qui forment un faisceau serré au Sud de Tananarive. Les formations récentes sont représentées d'une part par les coulées volcaniques et quelques épanchements basaltiques d'Ankaratra, et d'autre part par les sédiments fluvio-lacustres de la vaste plaine de Tananarive.

L DELBOS, dans sa thèse (Clermont 1957), étudie trois types de granite des environs de Tananarive : - les granites d'Ambatomiranty,

- le granite du casque de Behenjy,
- le granite de Vavavato.

Enfin, d'après les études et des différentes mesures réalisées antérieurement par des géologues, on pourrait révéler quelques indications chronologiques récentes, pour accomplir notre étude :

- la série gneissique du système du graphite est antérieure à 2600 MA (chiffre donné par la monazite d'Antsirabe et les biotites de la région de Tamatave).
- le granite Ambatomiranty d'Ambatoroaka à Antananarivo est daté de 1050 MA.
- la charnokite de l'institut Pasteur à Antananarivo : 820MA.
- les granites migmatitiques : 550 MA, d'après une mesure faite au Tampoketsa d'Ankazobe, à 100 km au Nord de Antananarivo.



Carte n°3 : Carte géologique régionale

I-4-2- Tectonique

I-4-2-1- Définition

La tectonique est l'étude de déformation de terrain sous l'effet des forces internes à la terre et postérieure à la mise en place des déformations affectées. C'est ainsi l'énergie entraînant de déformations permanentes des roches et pouvant apparaître, soit sous forme de failles, soit sous forme des cassures ou des plis. Elle a trois composantes essentielles : le cisaillement, les accidents tectoniques et les déformations résultantes.

I-4-2-2- Tectonique de la région

Conformément aux interprétations de carte géologique et de la photo aérienne de la région, ainsi que des données existantes, on peut avancer les points suivants :

- ☞ La région se caractérise par un relief arrondi et une morphologie en monoclinale de pendage moyen dirigé vers le sud Ouest avec forte érosion favorisée par le climat chaud et humide.
- ☞ Dans la partie Sud, on observe des séries de granite filonien de type Ambatomiranty allongées suivant la direction du pendage et qui sont parfois difficiles à mettre en évidence, car elles sont masquées par la formation superficielle
- ☞ Le centre Nord de Tananarive est occupé par une vaste cuvette synclinale, qui est soulignée sur ses flancs ouest et est, par les séries paragneissiques qui forment, d'une part les hauteurs de Fort Duchesne et de l'observatoire à Ambohidemponaet, d'autre part, l'arc d'Ambohimangakely-Fieferana.
- ☞ Dans l'ensemble, on marque l'absence des failles ou d'escarpements dans la zone mais des lignes discontinues des schistosités et des fissurations sont observées partout suivant la direction parallèle à celle du pendage. La faille qui barre la vallée de l'Ikopa, au-delà de la partie ouest de la région, et qui est responsable de la formation de la plaine de Tananarive, est d'origine tectonique récente. Il se pourrait que cette plaine, elle-même, corresponde à une série d'effondrements tectoniques eux-mêmes d'origine récente.

I-4-3- Géologie générale du gisement

I-4-3-1- Généralités

Dans la carte géologique régionale, en faisant une coupe suivant Y=790 qui débute à l'Ouest du lac Lohazozoro, sur la rive gauche de l'Andromba vers l'Est, on observe :

- ☞ De la partie Ouest jusqu'au lac s'étend un petit plateau basaltique recouvert de latérite « lie de vin », qui correspond aux coulées du petit volcan de Vontovorona situé un peu plus au Nord. Sous ces formations volcaniques récentes, peu épaisses apparaissent des gneiss à biotites et des quartzites, qui affleurent en particulier sur la rive Nord du lac. Ils

forment un banc subméridien à fort plongement Ouest, qui constitue en fait le flanc Est d'un grand synclinal qui se ferme plus au Sud, et dont le cœur est occupé par des granites migmatitiques. La limite entre gneiss et granite est masquée au niveau de la coupe par la couverture basaltique. Une autre petite coulée sépare la dépression du lac Lohazozoro de la vallée de l'Andromba, dont les alluvions masquent le contact gneiss-granites migmatitiques.

- ☞ En effet, vers l'Est, deux séries de hautes collines alignées suivant une direction N20°W, qui s'interposent entre les vallées de l'Andromba et de la Sisaony, sont formées par des granites migmatitiques qui plongent de 40° à 50° vers l'Ouest au-delà d'Androhibe.
- ☞ En traversant, la vaste plaine alluviale où la Sisaony a établi son cours, et ce sont à nouveau des granites migmatitiques que l'on voit affleurer autour d'Ankadivoribe, présentant des directions concordantes avec les précédentes et des pendages toujours Ouest, mais de l'ordre de 70° à 80°.

I-4-3-2- Morphologie

Le gisement se présente sous forme d'un massif rocheux allongé suivant la direction NNW au SSE. D'une manière générale, sa couverture est composée de steppe et de latérite rouge obtenue par l'altération sur place des roches originelles. Le sommet possède une forme arrondie. L'affleurement des roches saines de couleur gris noirâtre et rose blanchâtre se découvre sur le flanc Nord avec une pendage pratiquement forte.

I-4-3-3- Structure

Le gisement est formé de migmatite granitoïde, résultats d'une granitisation de la série des migmatites. On rencontre à une roche plus massive voire même granitique qui est généralement leucocrates, avec un alignement discontinu des minéraux colorés (noir, blanche et rose) indiquant sur le terrain une schistosité encore nette, mais qui n'a pas la régularité d'une schistosité gneissique ou rubanée.

I-4-3-4- Caractéristique minéralogique

Les roches de texture microgrenue à grenue présentent des minéraux relativement de types variés. Les minéraux le plus abondants sont la biotite, le quartz, l'orthose et plagioclase de type oligoclase. Elles renferment également, des pyroxènes, des amphiboles, des olivines, du grenat, des apatites, des zircons et accessoirement des sphènes et des orthites.

Chapitre II : RECONNAISSANCE GENERALE DU GISEMENT

II-1- TERMINOLOGIE ET RAPPELS BIBLIOGRAPHIQUES [2] [3] [6] [18]

II-1-1- Exploitation à ciel ouvert

Tirant de la loi n°99-022 portant code minier, on définit par :

☞ « **Exploitation** » : toute opération qui consiste à extraire ou à séparer des gîtes naturels ou des eaux, des substances minérales pour en disposer à des fins utilitaires ou esthétiques et comprenant à la fois les travaux préparatoires, l'extraction et éventuellement l'installation et l'utilisation des facilités destinées au traitement et à l'écoulement de la production.

Donc "l'exploitation à ciel ouvert" est une expression utilisée pour désigner une telle opération qui se fait à la surface terrestre.

Dans la pratique, on enlève la couverture de terrains sus-jacents ou mort terrains par des terrassements jusqu'au minerai ; on procèdera par gradins réguliers, très larges, suivant des courbes de niveau, afin d'éviter les éboulements. Les découvertes progresseront au fur et à mesure de l'approfondissement. Ce dernier sera limité par l'importance de la couverture du mort terrains. Ce type d'exploitation est intéressant en structures régulières. Il pourra être gêné par des problèmes de venues d'eau accentuée par la cuvette artificiellement créée où s'accumulent les eaux météoriques. De plus, l'extension des découvertes et l'accumulation des débris occuperont des surfaces de plus en plus grandes (achat prohibitif de terrains), la législation des carrières est à bien à étudier.

II-1-2- La carrière

Tirant aussi du code minier, on définit par :

☞ « **Carrière** » : tous gîtes de substances de carrière ;

☞ « **Substances de carrière** » : toutes substances minérales destinées à la production de granulats (moellons, pavés, pierres plates, graviers, gravillons et sables) et de produits d'amendement de terres locales pour la culture (y compris les tourbières, mais à l'exception des phosphates, nitrates et sels alcalins) ; les substances de carrière sont exploitées à ciel ouvert ou en souterrain.

On distingue en général trois types de carrières en fonction des techniques d'extraction et de l'utilisation des matériaux :

- Les carrières de roches massives
- Les carrières de roches meubles
- Les carrières de pierres de taille

De plus, une carrière présente :

☞ une zone d'extraction dont la configuration dépend à la fois du gisement exploité et du relief des terrains concernés,

- ☞ une zone dite de traitement où les matériaux extraits font l'objet d'un traitement physique par concassage et criblage de manière à obtenir les granulats,
- ☞ des zones annexes de stockage (pour la découverte et les produits finis).

II-1-3- Le granite

Le granite est une roche magmatique de formation et de texture cristalline visible. Il se compose essentiellement de **feldspath** (orthose ou plagioclase : silicate complexe d'alumine, de potasse, de soude et de chaux), et de **quartz** (silice pure cristallisée), avec une certaine quantité de **mica** (biotite ou muscovite : silicate complexe d'alumine, de magnésium et de potasse) et de minéraux accessoires mineurs, tels que le zircon, l'apatite, la magnétite, l'ilménite et le sphène.

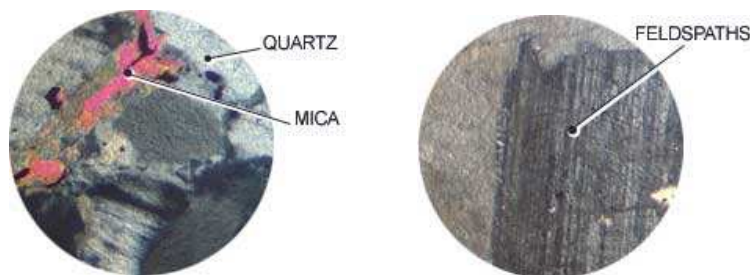


Figure n°1 : Lames minces de granites

La densité du granite varie de 2,63 à 2,75. Sa force d'écrasement va de 1 à 14 kg par cm². Le granite est plus résistant que le grès, que le calcaire et le marbre, et il est donc difficile à extraire. C'est une pierre de construction importante, les meilleures qualités de granite étant très résistantes à la désagrégation.

Le granite est habituellement blanchâtre ou gris, avec des taches dues à des cristaux plus foncés. La potasse de feldspath donne à la roche une couleur rouge ou claire. Ce matériau cristallise à partir du magma qui refroidit lentement, en profondeur. Des vitesses de refroidissement exceptionnellement lentes donnent naissance à une variété de très gros grains appelée pegmatite. Le granite, et d'autres roches cristallines, constituent le socle des masses continentales, et celui de la roche intrusive de surface la plus courante.

En géologie, la dénomination du Granite avec un "e" correspond à une roche bien précise. Mais Granit sans "e" est habituellement employé par les professionnels pour désigner toutes les roches plutoniques formées de cristaux visibles à l'oeil nu. La nature et la disposition de ces cristaux traduisent des différences d'origine et permettent de distinguer plusieurs grandes familles:

- ☞ Les **schistes cristallins** dont les minéraux sont groupés en lits plus ou moins nets, alternativement clairs et foncés, sont peu utilisés, à part quelques gneiss et quartzites.
- ☞ Les **migmatites** présentent une trame de schiste cristallin, injectée de matériel granitique. Les deux constituants peuvent se fondre l'un dans l'autre avec de multiples dessins, veinés ou nébuleux, et donnent les granits veinés.

- ☞ La très grande famille des **granitoïdes** comporte plusieurs clans ou cortèges. Le plus riche est celui des granites à dominante de minéraux clairs et riches en silice (quartz). Celui des gabbros, roches sombres, basiques, c'est-à-dire pauvres en silice donc pratiquement sans quartz, fournit les granits noirs.

Les granites eux-mêmes comprennent différentes séries dont les deux principales sont les leucogranites à deux micas (biotite et muscovite) de couleur claire et les granites à biotite. Parmi ces derniers, suivant leur composition, certains sont très sombres, d'autres gris clair, quelques uns colorés, rouge à rose.

II-1-4- Le granulat [16] , [23]

C'est l'ensemble des grains minéraux du matériau utilisé en B.T.P. et Génie Civil qui sont issus de l'exploitation d'une substance de carrière, dont les proportions granulaires (d / D) sont bien définies après une élaboration correcte du produit (concassage et criblage).

On représente généralement les granulats par :

- ☞ **leur diamètre** : diamètre minimal, diamètre maximal, diamètre nominal et diamètre des chutes équivalents.
- ☞ **leur coefficient de forme** : rapport entre la surface du cercle de même diamètre que le diamètre nominal d'un des granulats individuels et la surface maximale du contour apparent de ce même granulat lorsqu'on oriente en tous sens.
- ☞ **leur poids volumique** ou densité.

Suivant les dimensions des grains constituant le matériau, les granulats peuvent être classés en plusieurs catégories de granulat d/D (exemples : 3/8 ; 10/14 ; 5/15 ; 15/25) et granulat 0/D (exemples : 0/31,5 ; 0/40)

On peut classer les granulats suivant leur granularité, qui est la distribution, dimensionnelle de leurs grains :

Terminologie	Fines	Sable	Gravillons	Cailloux	Graves	Ballasts
d (mm)	0	≥ 1	≥ 1	≥ 20	0	≥ 25
D (mm)	$\leq 0,08$	0,08 à 6,3	$\leq 31,5$	≤ 80	6,3 à 80	≤ 50

Tableau n°4 : Classification des granulats

Le granulat a donc de dimension comprise entre 0/ 80 mm.

II-2- CARACTERISTIQUES DU GISEMENT

Avant d'aborder à la phase d'exploitation et au traitement des matériaux de la carrière, il est indispensable en premier lieu de connaître les caractéristiques de la roche. Ceci est dans le but de déterminer les choix convenables de la méthode d'exploitation et des matériels à utiliser. Les

donnés suivants résultent des études bibliographiques, des prospections sur terrains et des mesures et calculs effectués en laboratoire.

II-2-1- Indice de continuité [19]

La vitesse de propagation des ondes dans la roche est fonction des propriétés élastiques du matériau et de son état comme la porosité, le taux d'humidité et les micro-fissures. Ces propriétés qui vont être différentes entre la roche et la matrice définissent l'indice de continuité qui est donné par le rapport de V à V_e , exprimé en pourcentage.

$$I_c = 100 \cdot \frac{V_r}{V_t}$$

Avec

V_r : La vitesse de propagation réelle dans la roche exprimée en m/s.

Par analyse de l'état de fissuration de la roche, on adopte $V_r = 4\,600$ m/s

V_t : Vitesse théorique ou Vitesse de propagation absolue des ondes de compression dans la matrice de la roche exprimée en m/s

Pour une roche métamorphique, on peut approcher la valeur de V_t à 6500 m/s à partir du type pétrographique auquel appartient la roche.

$$I_c = 100 \cdot \frac{4\,600}{6\,500} = 70.76\%$$

D'où

$I_c = 70\%$: on peut dire que la roche est moyennement continue.

II-2-2- Les essais laboratoires [8] , [10]

Ces essais ont été effectués au Laboratoire Centrale de l'entreprise COLAS à Anosibe durant notre stage pratique de deux semaines au mois de Décembre 2005. Ainsi, nous avons pris deux types d'échantillons observés sur le site à savoir le granite rose à orthose (échantillon 1) et le granite noir grisâtre à biotite (échantillon 2). Ce dernier est en grande quantité sur le gisement.

On ne donne ici que le résultat des essais mais les détails sont présentés dans l'annexe de cet ouvrage.

II-2-2-1- L'analyse granulométrique

L'analyse granulométrique est la détermination des dimensions des grains d'un mélange, la mesure de la fréquence des grains de différentes dimensions d'un échantillon, ainsi que la détermination de leur forme et de leur répartition statistique.

Cette épreuve est généralement réalisée pendant le démarrage de l'exploitation lors de l'essai de production ou au moment même de la phase d'exploitation pour la vérification de la norme et la qualité des produits finis. Cependant, nous l'avons effectué quand même, non seulement à titre de connaissance et expérience pratique mais aussi pour la reconnaissance du gisement. Pour ce faire, les matériaux utilisés sont des granulats exploités par la méthode traditionnelle dans la carrière.

Durant l'essai, on utilise des séries de tamis, dans lesquels l'organe de séparations est constitué d'une toile métallique ou d'une toile perforée de trous carrés avec des dimensions nominales choisie selon le type de roche à analyser :

0.50 0.80 1.60 3.15 6.30 12.5 25.0 40 (mm)

Ainsi, la masse d'échantillon pour un essai est 500 g

Le résultat de l'essai est donné dans le tableau et la courbe suivante :

Dimensions	Masse du tamisat (g)	Tamisat en %	Pourcentage cumulé des tamisats
0.5	13	2.6	2.6
0.8	7	1.4	4
1.6	32.5	6.5	10.5
3.15	80	16	26.5
6.3	117.5	23.5	50
12.5	180	36	86
25	62.5	12.5	98.5
40	7.5	1.5	100

Tableau n°5 : Résultat du tamisage du granulat

Courbe granulométrique

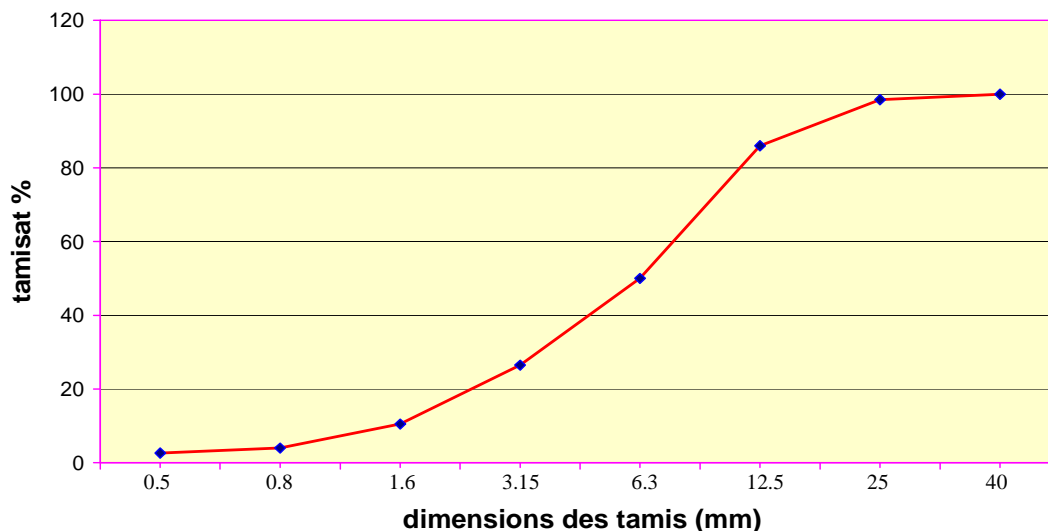


Figure n°2 Courbe granulométrique

D'après ces résultats, nous pouvons conclure que le granulat est riche en élément grossier. On pourra encore dire que la granulométrie est continue car toutes les dimensions de grains sont présentes.

II-2-2-2- Propriétés physiques de la roche

a- Masse volumique absolue

C'est la masse de l'unité de volume absolu du corps c'est-à-dire de la matière qui constitue le corps, sans tenir compte du volume des vides.

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$\rho = 2,69 \text{ g/cm}^3$$

Cette valeur indique la masse d'un corps par unité de volume réelle sans considérer les vides.

b- Porosité

On appelle porosité d'un granulat ou d'une roche le volume des vides contenus dans l'unité de volume de matière. Porosité entraîne souvent gélivité (défaut de certains matériaux qui se détériorent sous l'effet du gel).

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$n = 1,44 \%$$

Elle représente le pourcentage en volume de l'ensemble des vides existant dans la roche.

⇒ Ainsi, on peut déduire analytiquement les propriétés suivantes :

c- Densité apparente

C'est la masse de l'unité de volume apparent du corps, c'est-à-dire du volume constitué par la matière du corps et les vides qu'elle contient.

$$\text{Avec : } \rho_a = \frac{\rho}{1+n}$$

$$\text{AN : } \rho_a = \frac{2,69}{1+0,0144} = 2,651$$

$$\rho_a = 2,65 \text{ g/cm}^3$$

Cette valeur donne une indication sur le degré de compacité d'une pierre et permet d'évaluer sa masse pour un volume connu.

d- La compacité C du matériau

$$\text{Avec : } C = 1 - n ; C = 98,56 \%$$

Donc c'est une roche très compacte.

e- Degré de fissuration (Df)

Il exprime le pourcentage en volume des vides correspondant aux seules fissures.

$$D_f = \frac{100 - I_c - 1,4n}{100 - 1,4n}$$

AN :

$$D_f = \frac{100 - 70 - (1,4 * 1,44)}{100 - (1,4 * 1,44)} = 0,2856$$

D'où le degré de fissuration est $D_f = 28,5 \%$. La roche est faiblement fissurée.

II-2-2-3- Les essais mécaniques

a- Résistance en compression

Cette mesure permet de choisir, en fonction des sollicitations auxquelles le matériau sera soumis dans l'ouvrage et du coefficient de sécurité correspondant, la pierre ayant la résistance suffisante.

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$R_c = 186 \text{ MPa}$$

b- Résistance en traction par flexion

Cet essai permet de choisir, en fonction des sollicitations de traction demandées pour l'ouvrage et du coefficient de sécurité correspondant, la pierre ayant la résistance de traction suffisante.

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$R_T = 9 \text{ MPa}$$

c- Essai Los Angeles

L'essai Los-Angeles permet de juger la résistance à la fragmentation de la matrice de la roche. Elle consiste à vérifier la qualité des pierres, et matériaux au point de vue sa fragilité (résistance à la fragmentation par choc)

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$LA = 28$$

Le Los-Angeles représente alors une caractéristique intrinsèque des matériaux

d- Essais Micro-Deval Humide

Cette essai mesure la résistance à l'usure par frottement des granulats et leur sensibilité à l'eau. Les produits résultant de l'usure sont en général très fins, et leur proportion passant au tamis de 1,6 mm représente le coefficient Micro-Deval.

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$MDE = 25$$

Ce résultat représente aussi une caractéristique intrinsèque des matériaux

e- Essai Fragmentation Dynamique

Cet essai mesure la même caractéristique que le LA et il a été choisi par la rusticité du matériel et la rapidité de l'exécution qui en fait un bon essai de chantier

D'après les calculs effectués suites aux résultats d'essais, nous obtenons :

$$FD = 17$$

NB : Ces trois derniers essais permettent d'évaluer les propriétés mécaniques de la roche.

Pour la précision de mesure et la fiabilité du résultat, on répète au moins deux fois chaque essai et on prend la valeur moyenne.

II-2-3- Les performances du granite [6]

Le granite "*tient le haut du pavé*" grâce à ses caractéristiques physiques et mécaniques. En effet, il est :

- ☞ **Incombustible** : il n'est pas décomposé par la chaleur et ne fond qu'à une température d'environ 1 500 degrés.
- ☞ **Inaltérable** : Les minéraux silicatés, tels le quartz et le feldspath étant pratiquement inaltérables, le granite résiste bien aux ambiances agressives sans changement de teinte. Les acides, sauf l'acide fluorhydrique, n'ont que très peu d'action sur le granite
- ☞ **Inusable** : Sa dureté (7 sur l'échelle de Mohs) lui confère dans le temps une parfaite tenue de son état de surface, notamment de son poli. Sa résistance à l'usure le destine particulièrement aux revêtements de sols.
- ☞ **Résistant aux chocs** : La résistance mécanique de ce matériau (résistance en compression et en traction, LA, MDE, FD, etc.) est très élevée par rapport aux autres matériaux. Par exemple : la résistance à la compression du granite est supérieure à celle des bétons haute performance, certains granites sont plus résistants que la fonte.
- ☞ **Stable** : Le granite s'est affranchi plusieurs millions d'années durant, de ses tensions internes. Il a comme propriété d'être non-conducteur et amagnétique .Il est utilisé pour les "marbres" de métrologie dans l'industrie automobile, aéronautique et pour les bancs et tables optiques. Le coefficient de dilatation thermique de certains granits est à peu près la moitié de celui de l'acier ou du béton. C'est une importante propriété lorsqu'il est nécessaire d'effectuer des mesures précises.

II-3- TRAVAUX PRELIMINAIRES

Etant donné que les granulats sont des matériaux de faible valeur à la tonne, alors ils ne peuvent pas supporter des coûts d'exploitations et de transport importants. Alors, la sélection du gisement doit tenir compte des coûts d'extractions, d'élaboration et de transport des matériaux étudiés à part la qualité.

II-3-1- Stade de prospection ou recherche de gisements [18] , [23]

II-3-1-1 – Généralités

La prospection est l'examen topographique, géologique et géophysique, la reconnaissance des lieux et autres recherches préliminaires des minéraux se trouvant en surface afin de déterminer les

attributs minéralogiques et les caractéristiques géologiques d'un terrain. Donc c'est une activité spécialisée impliquant du personnel scientifique expérimenté. Des équipes de géologues, d'ingénieurs des mines, de géophysiciens et de géochimistes travaillent ensemble pour découvrir de nouveaux gisements.

Les méthodes modernes de prospection font appel à : des études géologiques pour définir les zones où une minéralisation est susceptible de s'être produite ; de vastes relevés effectués par des instruments sophistiqués installés dans des avions ou des satellites terrestres artificiels afin de détecter des anomalies dans le champ magnétique terrestre ; des examens de la coloration des formations rocheuses ; des analyses chimiques de la terre et de l'eau dans la zone étudiée ; du travail de surface à l'aide d'instruments géophysiques, etc.

Ces techniques modernes peuvent révéler des gisements éventuels aussi bien en profondeur qu'en surface. Elles servent de base pour l'estimation préliminaire du potentiel économique de ces gisements. Les travaux qui s'ensuivent comprennent le creusement de fouilles, le fonçage de puits d'exploration et des opérations de carottage. L'ensemble de ces opérations vise à définir les dimensions physiques de la masse de minerai et une estimation fiable de sa valeur économique

II-3-1-2 - Choix des zones à prospecter

Dans cette phase, notre but c'est de localiser et exploiter le gisement le plus près possible des marchés. Rappelons que les consommateurs cibles se trouvent dans la ville d'Antananarivo et aux environs, c'est pourquoi on choisit l'emplacement de la carrière dans la périphérie.

Ainsi, compte tenue de la recherche des données géologiques et pétrographiques relatif à la région concernée et de la détermination des caractéristiques du matériau à exploiter, on démontre que les résultats obtenus répondent aux normes exigées.

Enfin, après une visite technique sur terrain, en vue de la détermination du mode d'occupation des sols, on s'assure que dans la zone où l'on envisage l'exploitation, l'ouverture de la carrière n'est pas interdite.

II-3-1-3- Recherches des gisements possibles (prospection stratégiques)

Dans ce stade, nous effectuons les tâches suivantes :

- ☞ Etude de la documentation existante qui fournira soit des indications directes sur le gisement (cartographie) soit des renseignements indirects (morphologie observable sur photo aérienne) ;
- ☞ Reconnaissance préliminaire sur terrain en vue de recherche des indices de surface et d'apprécier l'extension possible de la réserve autre que le prélèvement des échantillons accessibles ;
- ☞ Analyse et test (au laboratoire) en fonction de la nature du matériau et de son usage, de la considération locale : conformité aux spécifications, condition climatiques... ;

- ☞ Interprétation des résultats obtenus sur l'aspect géométrique (étendu, forme) et l'aspect qualitatif.

II-3-1-4- Détermination du gisement probable (prospection tactique)

Pour cela, l'étude sera réduite par rapport à la zone prospectée. Les tâches principales que nous devons faire sont :

- ☞ L'étude de terrain qui fait l'objet d'une prospection de surface et d'une reconnaissance de profondeur pour connaître la géométrie et la qualité du gisement.
- ☞ Les analyses et tests sur les matériaux afin de circonscrire approximativement le gisement des différentes qualités de matériaux.

II-3-2- Stade d'exploration

L'exploration est l'exécution des études géologiques et géophysiques relatives aux structures et à la géologie souterraine, des travaux d'évaluation par excavation, sondage et forage, d'analyse des attributs physiques et chimiques des minéraux et l'examen de la faisabilité économique du développement et de la mise en production d'un gisement. C'est-à-dire évaluation de la dimension, de la forme, de l'emplacement et de la valeur économique du gisement.

La décision d'exploiter un gisement est prise lorsqu'on a rassemblé suffisamment d'informations indiquant une rentabilité de l'investissement financier. À ce stade, il n'est pas crucial d'avoir une certitude complète sur le potentiel total en minéral. Les travaux d'exploration peuvent continuer pendant plusieurs années pendant l'exploitation même du gisement

II-3-3- Critère d'exploitabilité du gisement [17]

- 1)- Le premier critère d'exploitabilité d'un gisement c'est le Ratio τ qui est défini par :

$$\tau = \frac{V_m}{V_s} \quad \text{Avec : } V_m : \text{Le volume unitaire du minerai abattu.}$$

V_s : Le volume du stérile correspondant

- ☞ Pour un gisement de roche meuble : $\tau \geq 0,33$ avec une épaisseur minimale de couche exploitable de 2m
- ☞ Pour un gisement de roche massive $\tau \geq 0,2$ avec une épaisseur minimale de couche exploitable de 10m.

2)- Le second critère c'est la nature de la roche à exploiter. Pour cela, le gisement doit constituer d'une zone saine supérieure ou égale à 75%. Si cette zone est comprise entre 50 et 80 %, le gisement est exploitable mais avec diverses conditions.

3)- Enfin, on doit tenir compte également de la réserve. Pour une exploitation de durée moyenne (de 10 à 50 ans, il faut au moins une réserve supérieure à 5 000 000 tonnes.

II-4- EVALUATION DE LA RESERVE

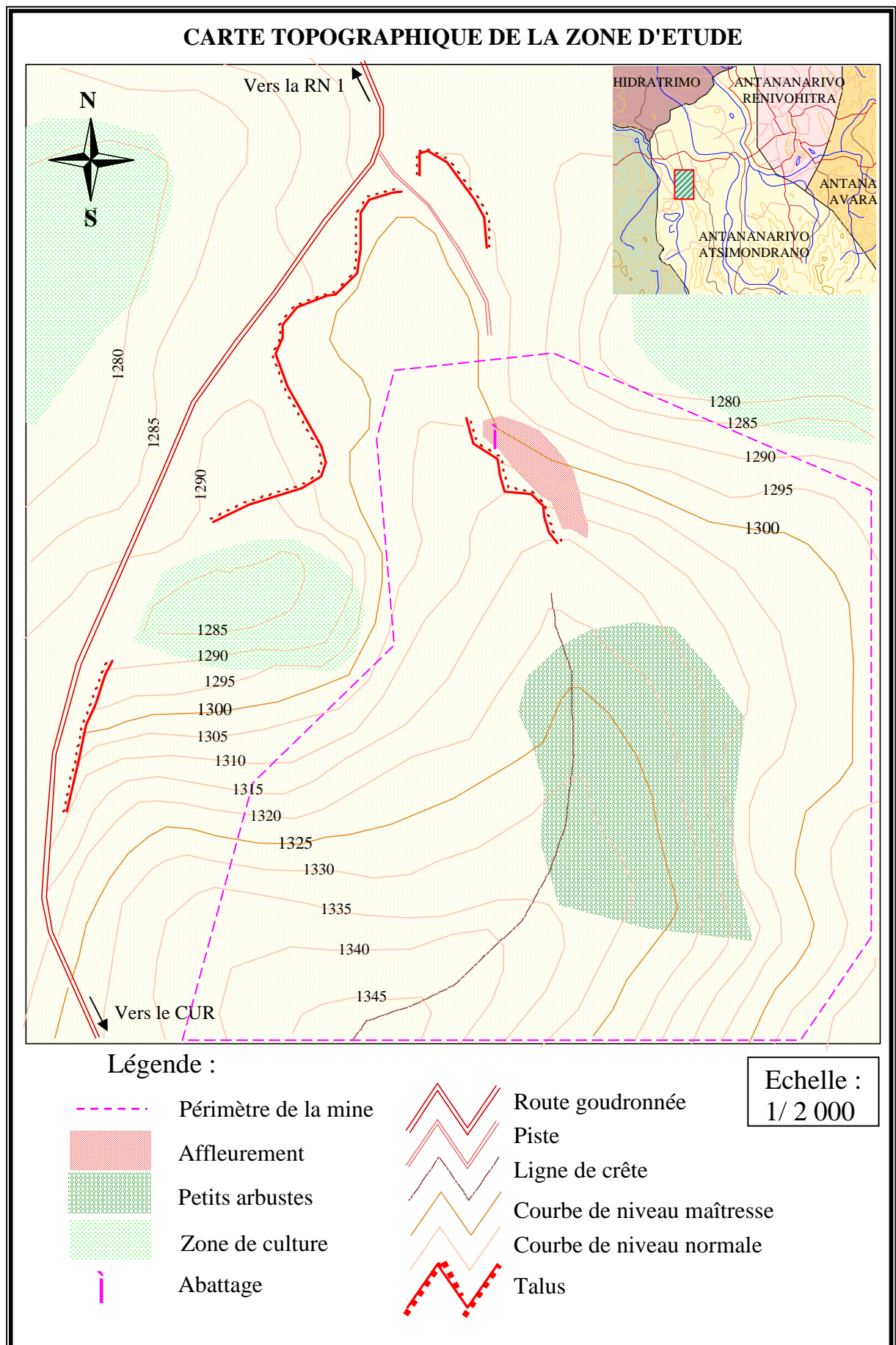
Plusieurs tâches doivent être effectués pour aboutir à l'évaluation de la réserve et pour avoir du résultat le plus proche de la réalité.

II-4-1- Levé topographique

Le levé topographique est l'établissement d'un plan, d'une carte à partir de données de terrain et des documents bibliographiques.

Nous avons sollicité les services d'un Topographe expérimenté et son assistant, avec des matériels appropriés et complets (appareil topographique station totale, fournitures et outils de dessin), pendant deux journées pour l'exécution des travaux sur terrains. Dans ce cas, le but c'est de collecter les données nécessaires pour l'élaboration d'une carte topographique détaillée de la zone ainsi que pour la délimitation géologique du gisement.

En fait, on pique des points à peu près tous les 20 m dont on prélève ses coordonnées X et Y ainsi que son altitude Z en référant par rapport à un point supposé connu. Prélever les objets, symboles et parcelles remarquables sur le terrain. Ensuite, on dessine tout de suite le plan croquis et la coupe du gisement en marquant la forme du relief, les pendages, les talus, la ligne de crête, les affleurements et l'occupation du sol. Le résultat est alors confrontés avec les feuilles et les documents bibliographiques existantes avant de continuer le travail.



Carte n°4 : Carte topographique de la carrière

II-4-2- Méthode d'évaluation

Après avoir effectué les levés sur terrain, la suite du travail sera fait sur ordinateur. Les données sont ainsi traitées et analysées par la machine en utilisant le logiciel COVADIS-2004 associé avec le logiciel AutoCAD 2004. Du fait que la base de donnée produite par Covadis est au format AutoCAD (fichier DWG et DXF), il nécessite le logiciel AutoCAD adapté à chaque version.

Covadis est un logiciel complet et performant de calculs topométriques et de géocodification de levés. Ainsi, il regroupe les modules nécessaires à la création, à l'habillage et au tracé de plans à partir d'un semis de points levés. C'est également un applicatif de modélisation, de calcul projet et d'intégration dans le site.

Ce logiciel permet aussi de :

- ☞ tracer les courbes de niveau pour la réalisation de la carte topographique à l'échelle voulue (carte n°4),
- ☞ faire le modèle numérique du terrain et modélisation en 3D (figure 3),
- ☞ calculer directement la réserve (cubature),...

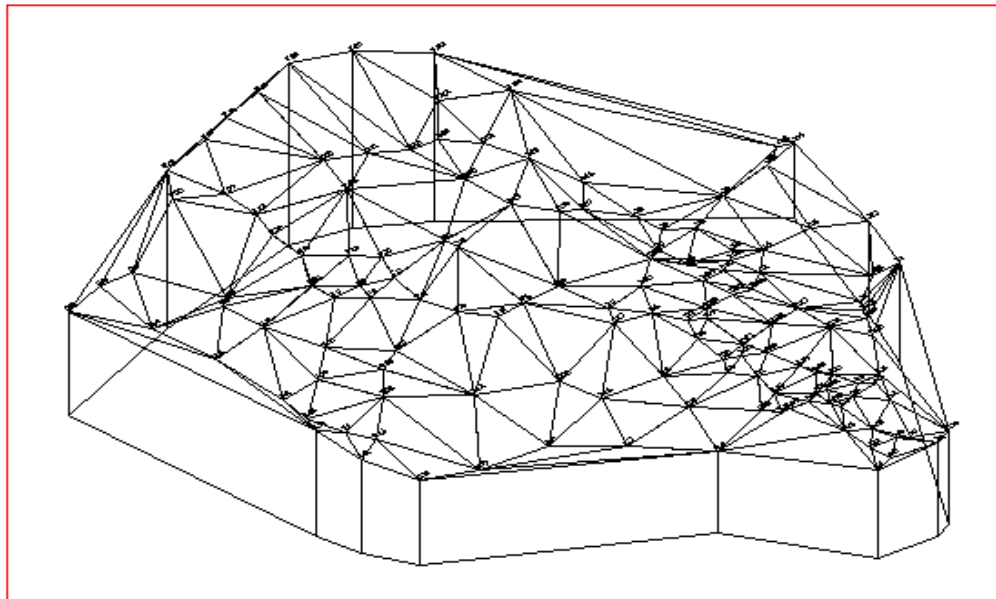


Figure n°3 : Modèle numérique de terrain

Pour aboutir à la conception d'un projet, plusieurs étapes sont à suivre :

- Lecture du carnet terrain (transformer le carnet enregistré par l'appareil en géobase) ;
- Edition de la géobase (fichier texte contenant les informations de levés et de codification dans un format propre à Covadis) ;
- Transformer la géobase en fichier ASC II ;
- Importer les fichiers c'est-à-dire les points dans AutoCAD ;
- Effectuer les modifications si nécessaire (resserrement des points topographiques, immatriculation des entités, modification des altitudes des entités, ...) ;

- Dessin du Modèle Numérique du Terrain ou MNT (c'est une représentation approchée du terrain qui permet de créer un maillage surfacique triangulaire à partir d'éléments ponctuels 3D, des lignes de rupture comme le bas talus ou le haut talus par exemple. Il sert de base aux calculs de courbes de niveau, de cubature et de projet.) ;
- Visualisation et analyse du relief en 3D (tri en couleur du MNT en fonction des plus grandes pentes de ses faces, mesure des surfaces d'une zone maillée, projection et plaquage des objets, symboles, parcelles... sur MNT) ;
- Dessin des courbes de niveaux (.Créées et cotées à partir du MNT en suggérant plusieurs commandes) ;
- Dessin des profils en long (Construction des polygones et les axes 3D au dessin du profil en long et projection des objets linéaires 2D sur le MNT) ;
- Calculs des réserves (calcul des déblais et remblais à partir du MNT)

A chaque fin de calcul, Covadis affiche automatiquement un listing sur le calcul effectué.

II-4-3- Résultat

Ainsi, on a trouvé comme réserve probable du gisement une quantité équivalent à $4\,356\,265\text{ m}^3$ (les mesures ont été faites à partir de la courbe de niveau 1295 prise comme soubassement).

Cependant, après la reconnaissance sur terrain, une opération de décapage de hauteur moyenne de 2m de stérile est nécessaire et les matériaux sains sont estimés à 75% du gisement. De ce fait, la réserve possible est de l'ordre de $2\,500\,000\text{ m}^3$.

Chapitre III : ETUDE DE MARCHE

III- 1 - GENERALITES

Cette étude est strictement nécessaire avant d'exécuter le projet d'exploitation. Elle permet à l'exploitant d'organiser et de planifier ses opérations de production.

Ici, l'étude consiste à recueillir et analyser les données statistiques de l'offre et la demande des produits de carrière notamment la production du granulat sur le plan national et plus précisément dans la province d'Antananarivo. Elle permet également de nous renseigner sur les différents paramètres existants sur le marché afin d'estimer la prévision de l'année horizon et intervenant dans l'évaluation du prix de revient.

Nous consacrerons essentiellement cette étude à la province d'Antananarivo notamment aux alentours de la ville car, d'une part, la carrière y est installée et, d'autre part, c'est dans cette région qu'on trouve la majorité des consommateurs. Ainsi, on voit que le transport de ce produit s'avère très compliqué du point de vue rentabilité économique surtout si la destination est assez loin.

Malgré l'insuffisance et même l'inexistence des données statistiques concernant la production et la consommation de granulat à Madagascar ; on doit considérer toutes les données disponibles auprès des divers entreprises et autres bureaux administratifs concernés, puis descendre sur terrain dans de nombreux chantiers et carrières touchés pour aboutir aux résultats ci-après.

Tout d'abord rappelons brièvement les produits de carrières de granite et leurs utilisations en génie civil :

SABLE	0/3 – 0/5 – 3/8	Techniques routières : ➤ Rue et voies pavées ➤ Parpaing ➤ Buses, chaussées
GRAVILLON	5/15 – 10/14 – 15/25 – 25/20 – 15/40	Techniques routières : ➤ Rue et voies pavées ➤ Chaussées, dalles, assainissement
MOELLON	–Taillée (20 x 20 ; 20 x 40) – Brut	Bâtiment, pont, ouvrages : ➤ Fondation, soubassement. ➤ Mur de soutènement, de sécurité (bordure) ➤ Elévation Génie rural : ➤ Aménagement en eau
TOUT VENANT	0/31.5 – 0/40 – 0/80	Rues et voies pavées
CAILLASSE		Dallage, remblayage
PAVEE		Route pavée
STÉRILE		Remblayage

Tableau n°6 : Utilisation des produits finis de granite

Mais le principal produit qui occupe le marché reste le granulat (mignonnettes, gravillonnettes, gravillons et graviers) qui est aussi la base de notre étude.

III- 2 – SITUATION ACTUELLE DE L'EXPLOITATION DE CARRIERE A MADAGASCAR

L'Etat Malgache vise actuellement le développement rapide et durable de la Nation en appuyant sur le secteur secondaire et la construction des infrastructures pour promouvoir l'investissement privé dans la grande île. Cependant la production des matières premières comme les matériaux de constructions s'avère insuffisant pour combler le besoin local. C'est pour cette raison que l'exploitation notamment les carrières de granite augmentent considérablement dans le pays, mais la plupart des exploitants sont informels et produisent de matériaux hors normes. Néanmoins, ce secteur participe largement, à sa manière, au redressement de l'économie nationale avec participation au relèvement du PNB si on arrive à gérer les activités.

En vertu de cette situation, nous pouvons classer les producteurs de granulat en deux groupes selon leur mode et méthode d'exploitation, la mécanisation des travaux ainsi que la quantité et la qualité de production :

Groupe I : Les grandes Entreprises qui adoptent la méthode d'exploitation appropriée aux normes pour l'extraction, utilisent des matériels mécanisés (matériels concasseur et engins de chantiers etc.) et produisent des matériaux calibrés plus de 10 000m³ par an.

Groupe II : Les petits exploitants de carrière qui pratiquent la méthode d'exploitation traditionnelle en n'utilisant que des outils manuels pour le traitement. Leur production est largement inférieure à 10 000m³ par an avec des qualités non appropriées.

Soulignons que ces deux classes d'exploitants ont heureusement des permis d'exploitation offerte par l'autorité locale et qui font leur abattage par explosif. Pourtant, c'est la seconde classe qui est de plus en plus nombreux que celle de la première.

De plus, il y a aussi des petits exploitants habituels qui n'ont pas de permis d'exploitation et qui font l'abattage au marteau artisanal. Toutefois, leur production est quantitativement négligeable dans le marché, donc nous ne les considérons pas dans notre étude.

III- 3 – EVALUATION DE LA PRODUCTION

Rappelons que les chiffres exacts concernant la production du granulat n'existent pas dans notre pays. Pourtant, s'il y en a il sont insuffisant et très variables selon le besoin et la demande du marché. Malgré tous, après notre enquête et collection de données, nous obtenons quelques chiffres qu'on pourrait manipuler ici.

Selon les statistiques offerts par le Service de l'inspection minière et de la carrière au sein de la direction des Mines et de la géologie à Ampandrianomby, le nombre des exploitants de carrière utilisant des explosifs, enregistré durant les quatre dernières années dans la province d'Antananarivo sont :

	2002	2003	2004	2005
Groupe I	04	06	06	07
Groupe II	12	18	19	23

Tableau n°7 : Evolution du nombre d'exploitant de carrière à Antananarivo

Source : Direction des Mines et de la Géologie à Ampandrianmby

Chaque exploitant et chaque entreprise ont leur propre production du point de vue type, qualité et quantité. Elles sont déterminées par les facteurs suivants :

- la méthode d'exploitation
- le schéma de tir pour l'abattage
- les matériels d'extractions, de transport et de traitement
- le nombre de personnel et ouvrier
- l'étendue du chantier,...

Durant les enquêtes effectuées sur chaque exploitant, ils confirment que leur production est presque invariable dans une année à l'autre. Voici donc la quantité moyenne de production requise pendant l'année 2005 :

	Production moyenne par exploitants [m ³ / an]	Nombre	Total [m ³ / an]
Groupe I	35 000	07	245 000
Groupe II	2 750	23	60 500
Total			305 500

Tableau n°8 : Evaluation de la production annuelle de granulat à Antananarivo

On voit que la production annuelle totale de granulat dans la province d'Antananarivo tourne autour de 300 000m³. Il est à noter que cette production n'est pas constante dans une année, elle varie suivant la saison et la demande du marché. Ainsi, elle augmente environ de 5% par an selon la demande du marché et l'augmentation du nombre d'exploitant

En ce qui concerne le prix des produits finis, il est très variable suivant le tarif des producteurs. Cependant, on sait que ce tarif est plus élevé pour les entreprises utilisant des matériels mécanisés et assez bas pour les exploitants traditionnels.

Produit		Tarif moyenne du GROUPE I (en Ariary / m ³ TTC)	Tarif moyenne du GROUPE II (en Ariary / m ³ TTC)
AGREGATS	Sable :	20 000	15 000
	Gravillons	65 000	46 000
	Tout venant	52 000	—
BLOCAGE	Moellon	180 / unité	150 / unité
	Pavée	240 / unité	200 / unité
	Caillasse	25 000	16 000

Tableau n°9 : Tarif de production

Elaborée d'après les enquêtes faites dans quelques entreprises et exploitants (en Novembre 2005)

III-4- CONSOMMATION LOCALE

Nous constatons que la plupart des granulats et les produits de carrières sont destinés en BTP et en Génie Civil. Dans ce cas il est utilisé

- ☞ soit à être composé avec le sable et le ciment pour la fabrication du béton (bétons prêts à l'emploi et bétons préfabriqués),
- ☞ soit associé avec le bitume ou le goudron dans la et l'entretien construction routière,
- ☞ soit utilisé comme ballast dans la confection et le renouvellement des voies ferrées.

Il y a aussi d'autres utilisations comme la construction du terrain d'aviation, des ports,... mais qui ne sont pas considérables et qui n'interviennent dans notre calcul. Ainsi, nous ne contemplons pas ce troisième cas car il est très difficile d'avoir les données statistiques concernant la consommation actuelle de ballast à Antananarivo ou à Madagascar. En tout compte, nous considérons seulement les deux premiers cas d'utilisations courantes du produit pour la suite du calcul.

III-4-1- Consommation dans la fabrication du béton

Le béton est un produit très utilisé dans le domaine de construction en Bâtiment et en Travaux publics. On peut jauger la proportion de granulats utilisés dans le béton à partir de la consommation de ciment d'une région ; on mélange à peu près trois tonnes de granulats dans une tonne de ciment et trois autres de sable.

A propos de l'évolution du marché, le responsable de la société Holcim (premier producteur du ciment à Madagascar) estime que d'ici 5 ans, une nette augmentation de la consommation sera observée. Les prévisions font état de 1 000 000 tonnes de ciment. En 2003, le marché local a avalé 424 000 tonnes mais l'évolution positive de la demande est confirmée. La région centre, englobant Antananarivo, Antsirabe et Mahajanga, représente environ 50% de la vente annuelle tandis que le Nord fait 35% et le Sud 15% seulement. Ainsi si on prend à 20% de la vente globale la consommation de ciment pour la fabrication du béton à Antananarivo, on peut établir le tableau suivant :

Année	Consommation annuelle de ciment en tonne		Consommation annuelle du granulat à Antananarivo (sans considérer le sable)	
	Madagascar	Antananarivo	en tonne	en m ³
1994	110 320	22 064	66 192	39 715
1995	124 154	24 830	74 490	44 694
1996	74 825	14 965	44 895	26 937
1997	75 321	15 065	45 195	27 117
1998	138 472	27 695	83 085	49 851
1999	175 300	35 060	105 180	63 108
2000	190 550	38 110	114 330	68 598
2001	205 060	41 012	123 036	73 822
2002	105 470	21 094	63 282	37 969
2003	424 000	84 800	254 400	152 640
2004	500 000	100 000	300 000	180 000

Tableau n°10 : Evolution de la consommation annuelle du ciment et du granulat
(Source : Institut National de Statistique)

III-4-2- Consommation dans les constructions routières

La construction routière est l'une des travaux primordiaux effectués par le régime actuel. Or ce travail nécessite une énorme quantité de matière première dont les produits de carrières notamment le granulat.

Tout d'abord, on a deux types de routes qui nécessitent des produits de carrière dans sa construction, à savoir :

- les routes en pavée (pavée)
- les routes goudronnées (tout venant 0/31,5 ; gravillons 3/8 ; 8/12,5 et 5/15).

On a encore de plusieurs types ou modèles de constructions pour ce dernier mais nous ne tenons compte que le type le plus utilisé dans notre pays. Dans ce cas, la consommation en granulats est calculée en fonction de la longueur des routes fabriquées dans la province d'Antananarivo. Pour cela, la technique de construction routière nous montre qu'on consomme en moyenne $1,8 \text{ m}^3$ de granulats par mètre linéaire d'une route de 6 m de largeur revêtu en goudron. Ainsi, on a besoin de $0,2 \text{ m}^3$ de granulats pour l'entretien d'une route d'une même longueur. On n'a pas des données exactes pour les routes en pavée, donc nous ne considérons pas ce type. Ce qui nous permettons d'établir le tableau suivant :

Année	Construction routière en km		Réhabilitation et entretien routier en km		Consommation annuelle du granulat à Antananarivo en m^3
	Madagascar	Antananarivo	Madagascar	Antananarivo	
1994	116,25	35,00	237,50	29,50	68 900
1995	129,33	38,90	250,00	35,80	77 180
1996	96,75	25,50	218,33	26,15	51 130
1997	106,00	28,18	325,80	32,50	57 224
1998	136,50	35,65	374,20	38,80	71 930
1999	152,00	40,00	350,00	28,00	77 600
2000	179,80	48,40	381,50	30,60	93 240
2001	145,95	46,25	166,25	42,25	91 700
2002	52,80	18,50	69,66	23,33	37 966
2003	425,50	72,60	650,00	84,60	147 600
2004	624,50	85,00	1255,50	230,40	199 080

Tableau n°11 : Evolution de la construction, réhabilitation et entretien annuelle du réseau routier et consommation du granulat
(Source : Direction des Routes au Ministère des Travaux Publics)

Notons bien que le programme général de l'Etat inscrit dans le DSRP a défini qu'on va construire 1 500 km de route bitumineuse par an et au moins 4 000 km de réhabilitation. Mais cet objectif n'a jamais été atteint. En moyenne, seule la moitié sera réalisée.

Alors, pour faciliter le calcul, on résume la totalité de consommation dans le tableau suivant :

Année	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004
C_A	108 615	121 874	78 067	84 341	121 781	140 708	161 838	165 522	75 935	300 240	379 080

Avec C_A : Consommation annuelle totale du granulat en m^3

Tableau n°12 : Récapitulation de l'évolution de la consommation du granulat à Antananarivo

III-5– ETUDE DE LA PREVISION [13] , [18]

III-5-1– But de l'étude

Pour cela, avec l'insuffisance des données statistiques nous pouvons quand même apprécier la courbe de tendance de la consommation du granulat dans la région d'Antananarivo, puis la vérification de la prévision pour l'année 2010.

Le modèle structurel de la courbe est de la forme :

$$C = a \cdot t + b + \varepsilon$$

Où C : la quantité du granulat à consommer ;

t : année de consommation ;

a, b : sont des coefficients à estimer ;

ε : variable aléatoire Gaussienne d'espérance mathématique nulle.

Le modèle ajusté est exprimé par :

$$\hat{c} = \hat{a} \cdot t + \hat{b}$$

Avec $\hat{a}, \hat{b}, \hat{c}$ sont les estimateurs respectifs sans biais convergents de a, b et c

III-5-2– Calcul de \hat{a} et \hat{b}

Les estimateurs \hat{a} et \hat{b} , sont calculés par la méthode des moindres carrées, ils sont donnés par les formules suivantes :

$$\hat{a} = \frac{\sum (c_i - \bar{c}) \times (t_i - \bar{t})}{\sum (t_i - \bar{t})^2}$$

Et d'après l'équation $\bar{c} = \hat{a} \cdot \bar{t} + \hat{b}$; on peut tirer \hat{b} égal à :

$$\hat{b} = -\hat{a} \cdot \bar{t} + \bar{c}$$

Où \bar{c}, \bar{t} sont les moyennes arithmétiques respectives de c_i et t_i .

AN : $\bar{c} = 158\,000$ $\bar{t} = 1999$

Pour faciliter le calcul, il est nécessaire de dresser le tableau suivant :

t_i	C_i	$(C_i - \bar{C})$	$(t_i - \bar{t})$	$(t_i - \bar{t})^2$	$(C_i - \bar{C})^2$	$(t_i - \bar{t})(C_i - \bar{C})$
1994	108 615	-32 093	-5	25	102 9947 812	160465
1995	121 874	-18 834	-4	16	354 719 556	75336
1996	78 067	-62 641	-3	9	3 923 894 881	187923
1997	84 341	-56 367	-2	4	3 177 238 689	112734
1998	121 781	-18 927	-1	1	358 231 329	18927
1999	140 708	0	0	0	0	0
2000	161 838	21 130	1	1	446 476 900	21130
2001	165 522	24 814	2	4	615 714 745	49628
2002	75 935	-64 773	3	9	4 195 515 620	-194319
2003	300 240	159 532	4	16	25 450 459 024	638128
2004	379 080	238 372	5	25	56 821 210 384	1191860
Total				110	96 373 408 940	2261812

Tableau n°13 : Calcul de prévision

On aura ainsi :

$$\hat{a} = \frac{2261812}{110} = 20\,561,93$$

$$\hat{b} = 158\,000 - 1999 \times 20\,561,93 = -40\,945\,298,07$$

$$\hat{c} = 20\,561,93 \times t - 40\,945\,298,07$$

Avec $t = 2010$

$$\hat{c} = 384\,181,23 \approx 400\,000 \text{ m}^3$$

\hat{c} : exprime la consommation estimée à l'instant t , elle est représentée par la droite Δ .

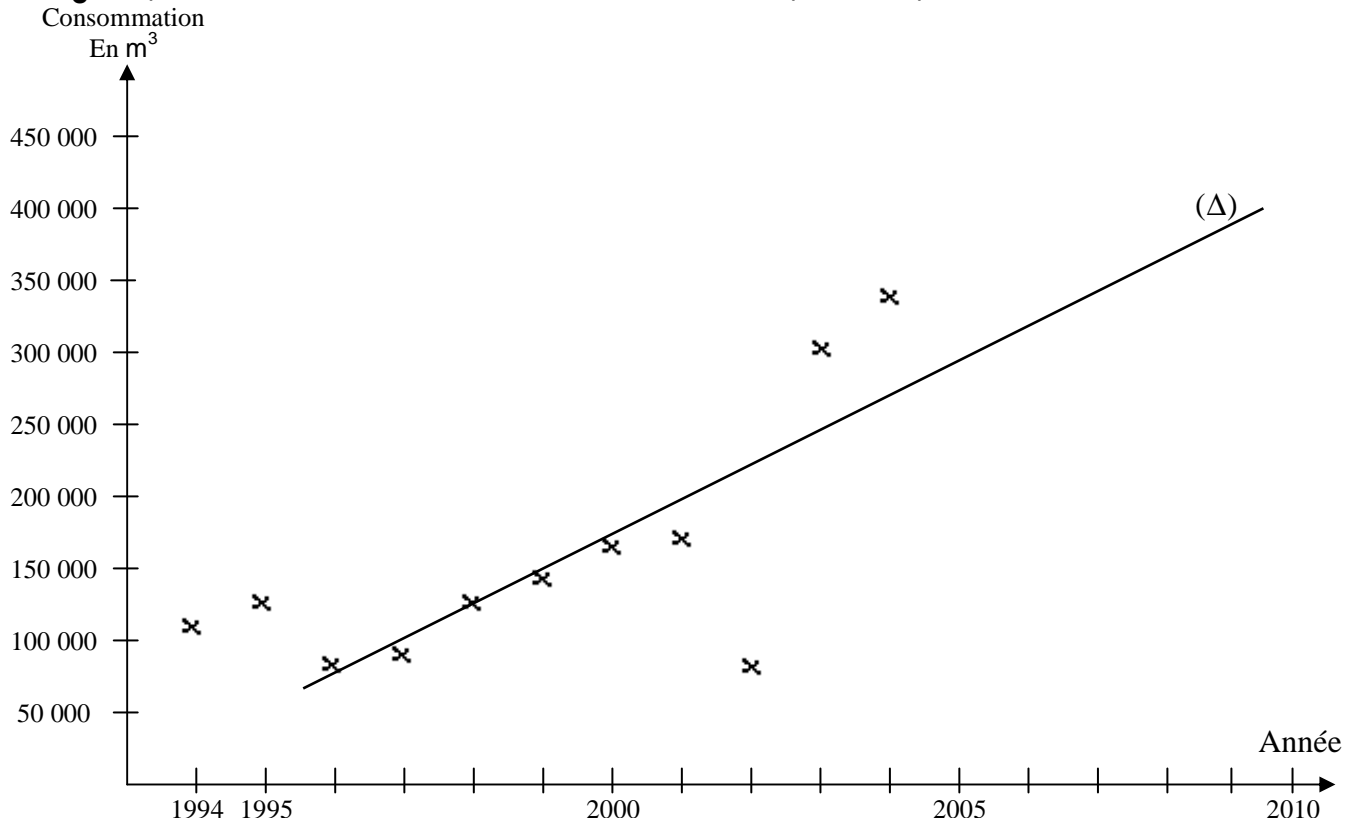


Figure 4 : Droite prévisionnelle d'évolution de la consommation du granulat à Antananarivo

III-5-3– Calcul du coefficient de corrélation : ρ_0

Elle permet de juger de la qualité d'ajustement. Pour que l'ajustement soit acceptable il faut que ρ_0 soit voisin de 1. Mais dans la pratique on juge l'ajustement correct lorsque

$$|\rho_0| \geq 0,85.$$

ρ_0 est linéaire entre les deux variables c_i et t_i , tel que :

$$\rho_0 = \frac{\text{Covariance}(c_i, t_i)}{\sqrt{\text{Var } c_i} \cdot \sqrt{\text{Var } t_i}} \quad \Leftrightarrow \quad \rho_0 = \frac{\frac{1}{n} \sum (c_i - \bar{c}) \cdot (t_i - \bar{t})}{\sqrt{\frac{\sum (c_i - \bar{c})^2}{n}} \cdot \sqrt{\frac{\sum (t_i - \bar{t})^2}{n}}}$$

On peut exprimer ρ_0 en fonction de :

$$\rho_0 = \frac{\sum (c_i - \bar{c}) \cdot (t_i - \bar{t})}{\sqrt{\sum (c_i - \bar{c})^2 \cdot \sum (t_i - \bar{t})^2}} \quad \Leftrightarrow \quad \rho_0 = \hat{a} \cdot \frac{\sqrt{\sum (t_i - \bar{t})^2}}{\sqrt{\sum (c_i - \bar{c})^2}}$$

AN:

$$\rho_0 = 33\,932,81 \cdot \frac{\sqrt{110}}{\sqrt{161\,707\,869\,231}} = 0,89$$

$\rho_0 = 0,89$, donc on peut dire que l'ajustement est acceptable

III-5-4– Test de coefficient de corrélation

Le test du model fait à partir du test de l'estimateur \hat{a} dont la région critique est définie par l'inégalité : $\hat{a} > t \cdot \sqrt{\text{Var } \hat{a}}$ aboutit au test de coefficient de corrélation de ρ_0 .

On a l'inégalité : $\hat{a} > t \cdot \sqrt{\text{Var } \hat{a}} \quad (1)$

où $t_\alpha = \frac{\hat{a} - E(\hat{a})}{\sqrt{\text{Var } \hat{a}}}$ est une variable qui suit la loi normale centrée réduite, t_α est dans la table de **Gauss**

et $\text{Var } \hat{a} = \frac{\text{Var}(\varepsilon)}{\sum (t_i - \bar{t})^2}$

Tel que $\text{Var}(\varepsilon) = \frac{1-\xi^2}{T-5} \cdot \sum (c_i - \bar{c})^2$

d'où $\text{Var } \hat{a} = \frac{1-\xi^2}{T-5} \cdot \frac{\sum (c_i - \bar{c})^2}{\sum (t_i - \bar{t})^2}$

or $\rho_0 = \hat{a} \cdot \frac{\sqrt{\sum (c_i - \bar{c})^2}}{\sqrt{\sum (t_i - \bar{t})^2}}$

L'inégalité (1) peut s'écrire comme suit en remplaçant \hat{a} et $\text{Var } \hat{a}$ par leurs valeurs.

$$\rho_0^2 > \frac{t_\alpha^2}{(T-5) + t_\alpha^2}$$

Cette inégalité constitue la région critique pour le test de coefficient de corrélation.

En posant $\rho_\alpha^2 = \frac{t_\alpha^2}{(T-5) + t_\alpha^2}$: cette variable suit la loi de **Student-Fisher**. La valeur de t_α est obtenu à partir de la table de **Student-Fisher** à T-6 degré de liberté.

ρ_0^2 : est appelé coefficient de détermination, mesure la réduction relative de la variation de consommation c_i par l'effet de régression.

$\rho_0^2 = 0,7921$ signifie que **79,21%** de la variation de c_i sont imputables à celle du temps t_i dont c_i dépend linéairement.

$$\rho_{\alpha}^2 = \frac{t_{\alpha}^2}{(T-5) + t_{\alpha}^2} \text{ au seuil } \alpha = 0,05.$$

On a : $t_{\alpha}(T-5) = t_{0,05}(6) = 2,447$

$$\rho_{\alpha}^2 = \frac{2,447^2}{5 + (2,447)^2} = 0,545 \text{ d'où } \rho_{\alpha} = 0,74$$

$$\text{or } \rho_0 = 0,89$$

III-5-5– Règle de décision

- Si $|\rho_0| < \rho_{\alpha}$: le test est insignifiant c'est-à-dire il n'y a pas de corrélation linéaire entre c_i et t_i
- Si $|\rho_0| > \rho_{\alpha}$: la corrélation est significative.

Dans notre cas où $\rho_0 = 0,89 > \rho_{\alpha} = 0,74$ on peut dire qu'il y a corrélation entre c_i et t_i . Elle est significative au seuil $\alpha = 0,05$

III-5-6– Intervalle de prévision

Pour l'année horizon 2010 la consommation est estimée C_{T+11} devra appartenir à un intervalle $[M, N]$ symétrique et centrée. La probabilité de l'erreur de prévision $Z_{T+11} = 0,05$

$$P_r \{ Z_{T+11} \in [M, N] \} = 0,05 \quad (2)$$

$$\text{Avec } \begin{cases} M = E_{z_{T+11}} - t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \\ N = E_{z_{T+11}} + t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \end{cases}$$

Et par définition : $Z_{T+11} = C_{T+11} - \hat{c}_{T+11}$ suit une loi normale. $N(0, \sigma_{z_{T+11}})$ ainsi $E_{z_{T+11}} = 0$

$$\text{d'où } \begin{cases} M = -t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \\ N = +t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \end{cases}$$

$$(2) \Leftrightarrow P_r \{ -t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} < C_{T+11} - \hat{c}_{T+11} < +t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \} = 0,05$$

$$P_r \{ \hat{c}_{T+11} - t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} < C_{T+11} < \hat{c}_{T+11} + t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}} \} = 0,95$$

Ainsi l'intervalle de prévision pour la consommation C_{T+11} en 2010 sera défini par

$$\begin{cases} A = X_0 - [\hat{c}_{T+11} - t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}}] \\ B = X_0 - [\hat{c}_{T+11} + t_{\alpha} \cdot \sigma_{z_{T+11}}] \end{cases}$$

Avec : $X_0 = 305\,500$

$$\sigma_{z_{T+11}} = \sqrt{\text{Var}(Z_{T+11})} \text{ tel que}$$

$$\text{Var}(Z_{T+11}) = \text{Var}(\varepsilon)\left(1 + \frac{1}{T}\right) + \frac{\text{Var}(\varepsilon)}{\sum (t_i - \bar{t})^2} \cdot (t_{2010}^2 - 2\bar{t} \cdot t_{2010} + \bar{t}^2)$$

$$\text{Var}(\varepsilon) = \frac{1 - \rho_0^2}{T - 11} \cdot \sum (c_i - \bar{c})^2$$

AN :

$$\hat{c}_{T+11} = 20\,561,93 \times 2010 - 40\,945\,298,07 = 384\,181,23$$

$$\text{Var}(\varepsilon) = \frac{1 - 0.7921}{1999} * 96\,373\,408\,940 = 10\,023\,027.37$$

$$\begin{aligned} \text{Var}(Z_{T+11}) &= 10\,023\,027.37 \times 1,09 + \frac{10\,023\,027.37}{110} \times [11^2 + 2(11 + 6) + 6^2] \\ &= 28\,328\,720,085 \end{aligned}$$

$$\text{D'où } \sigma_{z_{T+11}} = 5\,322,47$$

Et

$$\begin{cases} A = 305\,500 - [384\,181,23 - 2,447 \times 5\,322,47] = 65\,657,14 \, m^3 \\ B = 305\,500 - [384\,181,23 + 2,447 \times 5\,322,47] = 91\,705,31 \, m^3 \end{cases}$$

En fait, on peut produire jusqu'à 65 000 à 90 000 m³ par an

III-5-7– Objectif de production par an

Compte tenu des considérations ci-dessus, la consommation de granulats pour l'année horizon 2010 tend vers 400 000 m³. Or on constate que la production locale tourne autour de 320 000 m³ par an. Ainsi, on prévoit un marché libre de 65 000 à 90 000 m³ par an vers cette année. Affectons à ce résultat un coefficient d'irrégularité de marché k=0.6, nous pouvons donc produire 35 000 m³ par an.

DEUXIEME PARTIE

PHASES TECHNIQUES DE L'EXPLOITATION

Chapitre IV : GENERALITES

IV -1 – INTRODUCTION

Pour bien mener rationnellement l'exploitation, un planning qui tient compte tous les aspects technico-économiques de l'exploitation, doit être élaboré au préalable. Ce plan nécessite la connaissance des différents paramètres et conditions suivants :

- le choix de la méthode d'exploitation,
- l'importance des matériels utilisés,
- les sources d'énergie,
- le nombre de personnel,
- le rythme de production,
- le prix de revient,
- la remise en état du site, ...

Dans les mines à ciel ouvert, notamment les carrières des roches massives, diverses techniques et méthodes peuvent être utilisés pour mener l'exploitation. Leur choix dépend essentiellement de la forme, de la dimension et de l'orientation du gisement.

Pour les petites et moyennes exploitations, ayant une production inférieure à 500 000 tonnes par an, le matériel sera peu important et les installations du chantier seront réduites au minimum du besoin.

Le choix des matériels est en fonction de l'importance du gisement, de la nature et de la dureté des terrains, des distances et des profils en long de transport, ainsi que le rythme de production.

L'utilisation de l'énergie électrique est intéressante si la source de distribution, à laquelle la puissance fournie réplique conformément au besoin, n'est pas très loin du site ; sinon, on a recours à l'utilisation des carburants ou d'autres sources d'énergie.

L'évaluation du prix de revient fait l'objet de l'étude des aspects techniques et économiques de l'exploitation, sans oublier l'étude de marché. Le premier a conduit à déterminer l'importance du matériel à mettre en œuvre, du personnel d'accompagnement, des installations du chantier afin d'évaluer les dépenses correspondantes et les différentes charges de l'exploitation. Le second a pour but de faciliter la liquidation des produits au débouché.

L'étude d'impacte environnementale a pour objet la prédiction et la réduction des nuisances occasionnées par cette activité et doit permettre par la proposition des solutions techniques économiquement acceptables d'optimiser le choix de l'exploitation d'implantation du site, l'évolution de l'exploitation et la réhabilitation de la carrière. La remise en état du site doit être conforme au plan de réaménagement indiqué par la loi ou l'arrêté ministériel.

IV -2 - PROGRAMME D'EXPLOITATION [6] [14] [17]

IV-2-1- Mode d'exploitation

« Exploitation » : toute opération qui consiste à extraire ou à séparer des gîtes naturels des substances minérales pour en disposer à des fins utilitaires ou esthétiques et comprenant à la fois les travaux préparatoires, l'extraction et éventuellement l'installation et l'utilisation des facilités destinées au traitement et à l'écoulement de la production.

Ainsi, le mode d'exploitation est défini comme le moyen d'accès au gisement. Son choix dépend généralement de la situation et du rendement économique de l'exploitation.

On distingue deux modes d'exploitation minière :

- le **mode d'exploitation à ciel ouvert** qui consiste à enlever les stériles au dessus du gisement et à extraire les roches ou le minerai qui sont ensuite transportées dans une usine de traitement ou à des fins de transformation,

- le **mode d'exploitation à souterraine** qui est destiné pour le gisement situé en profondeur, en creusant un réseau de galeries très structuré pour y accéder. Cette exploitation s'avère plus coûteuse que celle de la précédente et demande une gestion et une mécanisation plus complexes.

Le mode d'exploitation pour la carrière de granulats s'effectue toujours à ciel ouvert. Le critère de la rentabilité de travaux à ciel ouvert est la valeur du minéral qui n'est autre que le ratio τ .

IV-2-2- Méthode d'exploitation

IV-2-2-1- Définition

Le méthode d'exploitation à ciel ouvert peut être défini comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble déterminé des travaux d'enlèvement des stériles et du minerais établis dans des conditions bien définies. C'est l'organisation de la progression dans le temps de l'ensemble du gradin à l'intérieur de la fosse ultime. Son choix dépend de la variabilité des matériels d'excavation et du transport de ces matériaux ainsi que leur organisation.

IV-2-2-2- Types de méthodes d'exploitation

a- La méthode par tranches horizontales simultanées (stripping)

La progression de l'exploitation se fait par tranche horizontale conduites simultanément pour enlever en un seul passage la totalité de l'épaisseur verticale à exploiter. Elle est appliquée dans les gisements subhorizontaux de grande extension.

b- La méthode par tranches horizontales successives en pleine largeur

L'évolution globalement verticale de l'excavation se fait par tranche horizontale conduite successivement jusqu'au contour final et la tranche inférieure ne démarre que peu avant la fin de la tranche précédente. Cette méthode est fréquemment utilisée pour les gisements à flanc de coteau.

c- La méthode par fosses emboîtées

Le terrassement est conduit de façon que l'évolution affecte à plusieurs époques successives la forme de la fosse à peu près homothétique de plus en plus profonde. Le Point le plus bas du gisement n'est atteint qu'à la fin de l'exploitation. Elle est typique des couches puissantes, filons redressés et amas lorsque le fond de fosse peut évoluer par rapport au point initial ou lorsqu'on ne veut pas réaliser une trop forte avance au décapage en début d'exploitation.

d- la méthode mixte

Cette méthode combine deux au moins des méthodes précédentes dont le premier pour le démarrage et le second pour la suite de l'exploitation.

IV-2-2-3- Critère du choix de la méthode d'exploitation

Avant d'entamer la réalisation du projet d'exploitation d'un gisement, il est d'abord nécessaire de connaître sa forme géométrique, son orientation et la direction de son extension afin de définir la méthode d'exploitation à utiliser. De plus, ce dernier dépend aussi de la dimension des matériels à utiliser aux opérations d'abattage, de manutention et de concassage, qui sont à leurs tours déterminés par la connaissance préalable de la taille du gisement et la capacité de production.

Autre que les conditions cités ci-dessus, le choix de la méthode sera basé sur les critères suivants :

- Assurer la sécurité de l'exploitation ;
- Améliorer les conditions de travail des personnels ;
- Obtenir un rendement économique suffisant ;
- La possibilité d'une exploitation continue et aisée ;
- La morphologie et la géologie du gisement ;
- L'importance des morts terrains recouvrant le gisement ;
- La protection de l'environnement

IV-2-2-4- Justification du choix

Dans notre cas, en tenant compte des conditions ci-dessus, nous adoptons le mode d'exploitation à ciel ouvert en utilisant la méthode par tranche horizontale successive en pleine largeur. Cette méthode est aussi la plus pratique pour l'exploitation à flanc de coteau comme notre cas. En effet, il sous forme d'amas allongé avec une légère pente d'inclinaison vers l'ouverture qui convient bien à cette méthode. L'abattage se fait par explosif dont le plan de charge et le plan de tir ainsi que ses divers paramètres seront présentés ultérieurement.

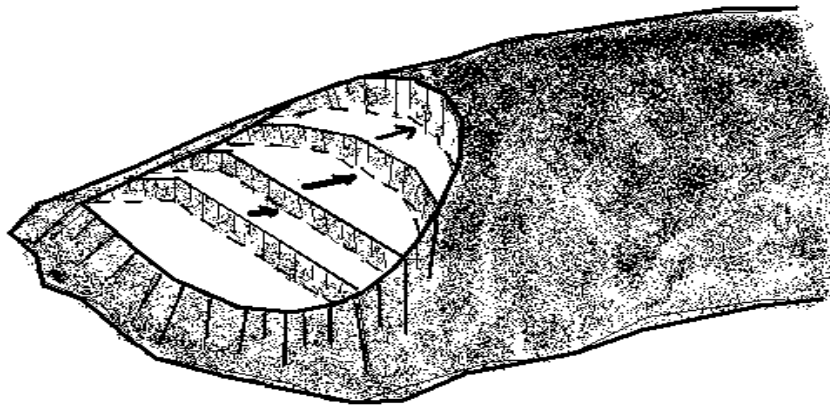


Figure 5 : Méthode d'exploitation par tranches horizontales successives en pleine largeur

IV-2-3- Schéma général du procédé d'exploitation

Le procédé d'exploitation est une succession de tâches ou d'activités qu'il faut exécuter dans un ordre plus ou moins défini pour réaliser un travail comme l'exploitation minière. On l'appelle aussi « opération minière ». Dans cette opération, on peut citer la succession des tâches comme la découverte, l'abattage, le transport, le concassage, le stockage et la vente

IV-2-3-1- Opération minière

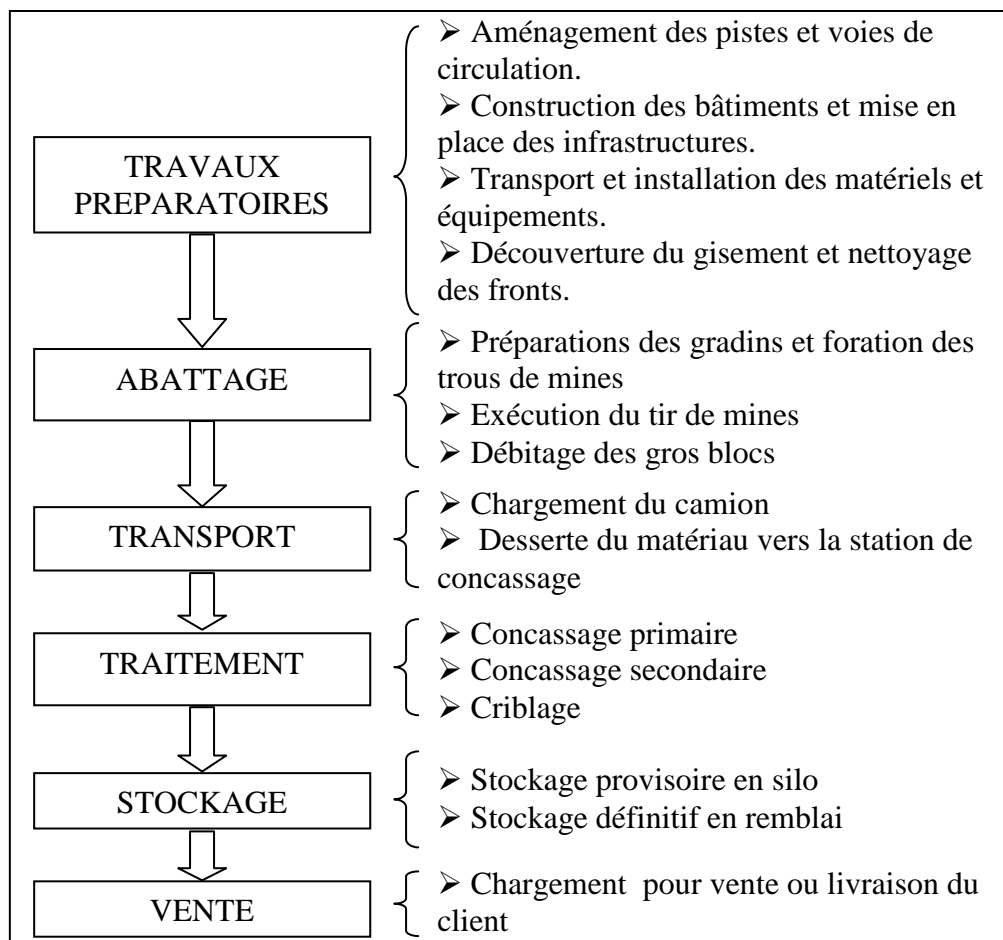


Figure 6 : Opération minière

IV-2-3-2- Séquence d'extraction

Ce paragraphe représente les différentes séquences d'exploitation de la carrière de granite et les cubatures de stériles et de minerai en m³.

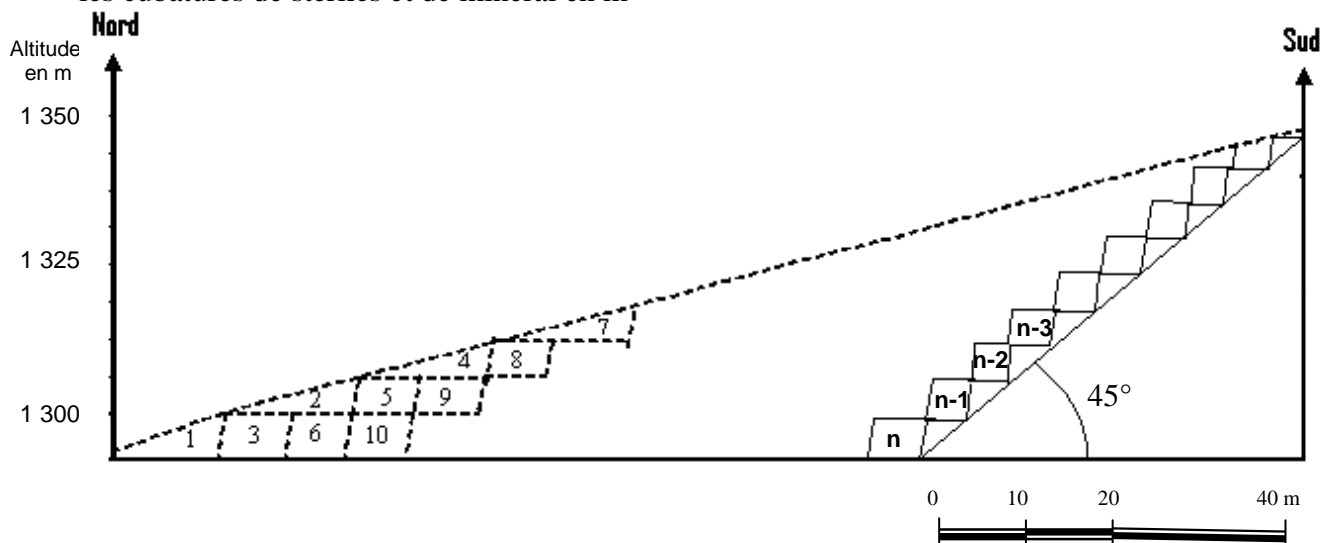


Figure n°7 : Evolution de la séquence d'exploitation n vue en profil

Avec : 1, 2, 3,....., n-3, n-2, n-1, n montrent la séquence d'exploitation, c'est-à-dire qu'on doit abattre en première lieu la tranche 1 puis la tranche 2 et ainsi de suite jusqu'à la tranche n.

Cette évolution suit le programme ci-dessous :

Les stériles vont à la verse.

Année 1 :

Production des produits de carrière (80% de la production en année de croisière c'est-à-dire en troisième année) : 27 360 m³.

Des stériles : 16 420 m³

Ratio de décapage : 0,6

Année 2 :

Production des produits de carrière (90% de la production en année de croisière c'est-à-dire en troisième année) : 30 780 m³.

Des stériles : 12 310 m³

Ratio de décapage : 0,4

Année 3 à année 10 :

Production des produits de carrière : 34 200 m³.

Des stériles : 6 840 m³.

Ratio de décapage: 0,2

IV-2-3-3- Le rythme de production

Le rythme de production dépend des facteurs suivants :

- La quantité de la réserve possible,
- Le débouché des produits finis, c'est-à-dire l'étude de marché (quantité et prix),

- La capacité et la performance des matériels utilisés,
- Le nombre des ouvriers et mains d'œuvres,

Dans le choix que nous adoptons ci-dessus, un poste de travail de 8h permet de rassurer une durée minimum de production de 7h par jour et de 6 jours par semaine ; soit 301 jours arrondis à 300 jours par an. En prenant une production moyenne de 110 m^3 de granulat par jour compte tenu de la performance des matériels de traitement choisi, la production annuelle prévue dans l'aire de concassage en marche normale est de $32\,500 \text{ m}^3$.

De plus, en embauchant des mains d'œuvres, on produit des moellons estimés à 5% de la production générale, soit $1\,700 \text{ m}^3$. La production totale est donc $34\,200 \text{ m}^3$.

En effet tous les travaux doivent être réalisés dans le cadre du respect de l'environnement. Le but c'est de minimiser l'impact négatif sur le milieu humain et celui du milieu naturel.

Pour tenir compte d'une certaine pollution des roches extraites dans les zones en bordure du stérile, c'est-à-dire, d'une certaine perte de produits, il a été admis que le niveau d'extraction des roches devrait être supérieur ou égal à $40\,000 \text{ m}^3$ / an pour assurer l'alimentation normale du système de concassage et la production de moellons. La production journalière au chantier d'abattage est donc de l'ordre de 150 m^3 foisonné soit 250 tonnes.

IV-2-3-3- Dessin de la fosse ultime

La fosse ultime est définie comme la limite finale de l'exploitation. Elle doit être optimisée au fur et à mesure des contraintes technico-économiques de l'exploitation, son optimisation sera fonction :

- des données topographiques,
- des données géologiques,
- de la géotechnique (stabilité de talus, pente finale de talus)
- de la rentabilité de la production,
- du mode d'excavation des matériaux extraits (stériles et minerais)

Ces données sont supposées connues dès la préparation du projet. Après l'optimisation de la fosse ultime (figure n°7), il est préférable de faire l'inventaire des matériaux contenus dans celle-ci, donc le but est d'évaluer :

- Les volumes de stériles et minerais à extraire ;
- Le ratio volumétrique global.

IV-3- MOYEN MATERIEL ET HUMAIN

IV-3-1- Matériels d'exploitation

Les moyens matériels nécessaires au démarrage de la production concernent le matériel d'exploitation de la carrière et les installations de concassage et de criblage en premier lieu, ainsi que les constructions en second lieu.

Ainsi, Nous ne faisons ici que des inventaires des principaux matériels utilisés mais leurs détails seront présentés ultérieurement.

IV-3-1-1- Matériels de carrière

Désignation	Nombre
- Hydrophore sur chenille 520 C	01
- Compresseur mobile de chantier ATLAS COPCO	01
- Pelle Hydraulique CAT 312 CL	01
- Chargeuse sur pneus 938 G II	01
- Tracto-pelle 438 D	01
- Motopompe	01
- Marteaux brise-roche H 100S	01
- Compacteur tandems vibrants CB – 214 E	01
- Camion benne de 15 tonnes	02
- Voiture 4x4 Pick up	01
- Camion citerne	01
- Petits matériels divers	

Tableau n° 14 : Inventaire des matériels de carrière

IV-3-1-2- Matériels de traitement

L'installation de la chaîne d'élaboration de granulats comprend :

- les unités de concassage : concasseur primaire à mâchoire, concasseur secondaire giratoire
- l'unité de criblage : crible vibrant ;
- les matériels de liaisons : trémie tampon, les convoyeurs à bande et les extracteurs ;
- les matériels d'alimentations : trémie d'alimentation, le scalper vibrant et le grizzly

Ces estimations sont basées sur le matériel neuf ; mais pour l'utilisation des matériels d'occasion, il est indispensable de prévoir le renouvellement éventuel de matériel.

IV-3-1-3- Les constructions

Désignation	Nombre
- Murette de clôture en bois	950 m
-Bureau administratif	02
- Logement de gardien	01
- Dépôt d'explosif	01
- Dépôt de détonateur	01
- Atelier mécanique	01
- Garage et hangar pour engin et voitures	03
- Aire de lavage et d'entretien	1 500m ²
- Magasin de stockage	01
- Silos	02
- Réservoir d'eau et de gasoil	02

Tableau n° 15 : Inventaire des ouvrages en constructions

IV-3-2- Ressources humaines

Et en tenant compte que l'origine même de ce projet, qui est un investissement, sera élaboré dans le cadre du 3P (Partenariat Public Privé), de ce fait, l'organisation du personnel se présente comme suit :

IV-3-2-1- Organisation du personnel

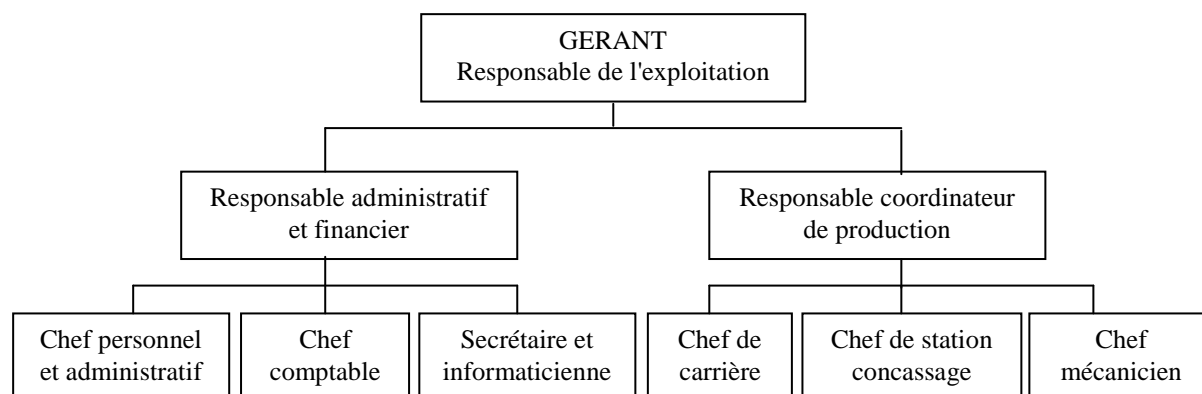


Figure 8 : Organigramme du personnel

IV-3-2-2- Répartition des effectifs

SECTION	DESIGNATION	NOMBRE	FONCTION
Administration	Chef personnel et comptable	1	Responsable du personnel et comptabilité
	Facturier	1	Responsable vente et client
	Magasinier	1	Gestion des matières consommables
	Secrétaire	1	Contrôleur et gestion S.E.D
	Sécurité	2	Surveillance du chantier
	Planton	1	Nettoyage des bureaux, services
Carrière	Chef carrière	1	Responsable de l'extraction
	Mineurs/ Foreur	4	Forage des trous de mine préparation du front, et exécution du tir
	Ouvriers	3	
	Conducteurs d'engins	4	Pour l'abattage et la manutention des matériaux
	Chauffeur	1	Un camion citerne pour l'entretien des routes et l'alimentation en eau du chantier
	Pointeur	1	Mesure du cycle de camion, comptage du godet, faire le rapport journalier du travail
Concassage	Chef concasseur	1	Surveillance du circuit d'alimentation et de la transformation
	Machinistes	2	
	Pointeur	1	
	Ouvriers	3	
Maintenance	Responsable maintenance	1	Visite, dépannage, entretien des machines et engins ou matériels de production
	Mécaniciens	1	
	Machinistes	1	
	Tâcherons	5	Fabrication des moellons et/ou autre fonction

Tableau 16 : Effectifs du personnel

L'effectif du personnel est donc trente sept (37) avec trois (3) cadres, soit quarante (40) au total.

IV-3-3- Poste de travail

Le travail est organisé en un seul poste par jour car c'est plus pratique. La durée d'un poste est de 8 heures dont 7h de production au minimum et une heure de préparation (démarrage des machines, apprêt ou retard des ouvriers,...). Il est séparé de 2h en midi pour la pause déjeuner des personnels et pour l'entretien journalier des matériels.

Ce poste n'est fonctionnel que pendant les jours ouvrables. Il dépend aussi bien des conditions météorologiques (saison de pluie, cataclysme naturel, ...) que de la conjoncture locale.

IV-4- TRAVAUX PREPARATOIRES

Comme on décrit ci-dessus, les travaux préparatoires sont composés de plusieurs tâches de préparation qui devront être exécutées avant de procéder aux abattages. Il s'agit de :

☞ L'aménagement des pistes et des voies de circulation dont la piste d'accès vers la carrière d'une part (Longueur : 100 m ; Largeur : 7m) et les pistes de circulation des engins de transport reliant le lieu d'abattage au poste de concassage d'autre part (Largeur : 7m et pente moins de 10%).

☞ La construction des bâtiments et mise en place des infrastructures qui constituent essentiellement les bâtiments administratifs, le dépôt d'explosifs, l'atelier, le magasin, les réservoirs d'eau et de gasoil, les lignes téléphoniques et câbles électriques, les tuyauteries, etc.

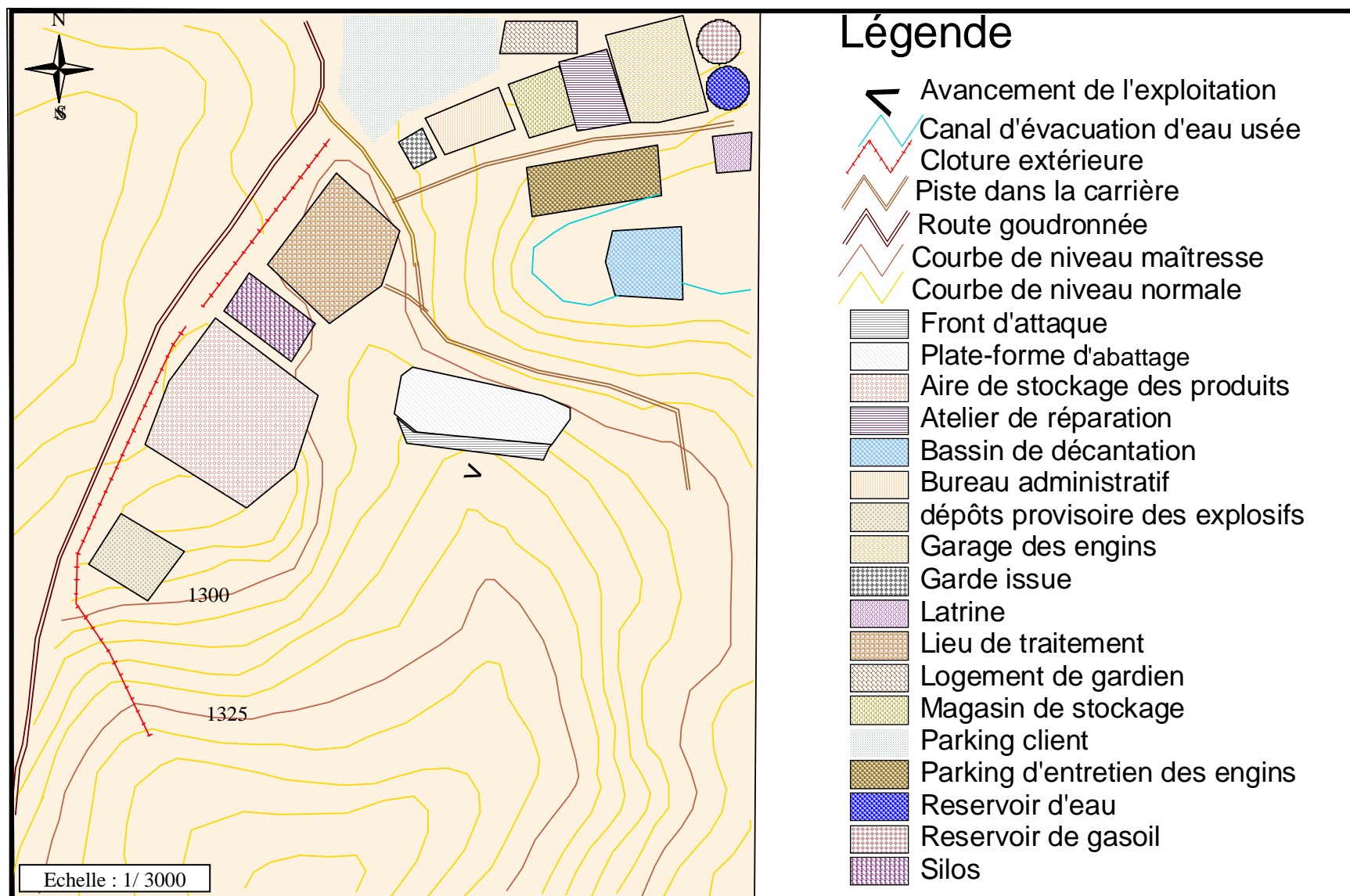
☞ Le transport et l'installation des matériels et équipements nécessaires, qui sont l'unité de concassage, les engins de chantiers, les équipements de l'atelier (poste de soudures, compresseurs,...) et la motopompe, etc. dans un parcours moyen de 15 km.

☞ La découverte du gisement et nettoyage des fronts. Il s'agit du défrichage des matières végétales qui était moins important (secteur d'une superficie d'environ 3 700 m²) et du décapage des morts terrains (environ 2 m d'épaisseur moyenne) sur la partie à exploiter. Il sera noter que les opérations de décapage des matériaux de découverte seront réalisées de manière successive et qui seront limitées aux stricts besoins de l'exploitation. Les terres de découverte seront stockées en merlon sur le flanc Ouest de la carrière de façon à ne pas perturber l'environnement et pour faciliter la remise en état du site

Pour cela, on prévoit les engins suivants :

- un tractopelle 438D pour la découverte du gisement et l'aménagement des pistes ;
- un compacteur tandems vibrant CB-334E également pour l'aménagement des pistes ;

Enfin, pour bien illustrer les travaux, voici le plan de masse de la carrière :



Carte n°5 : Plan de masse de la carrière

Chapitre V : ABATTAGE

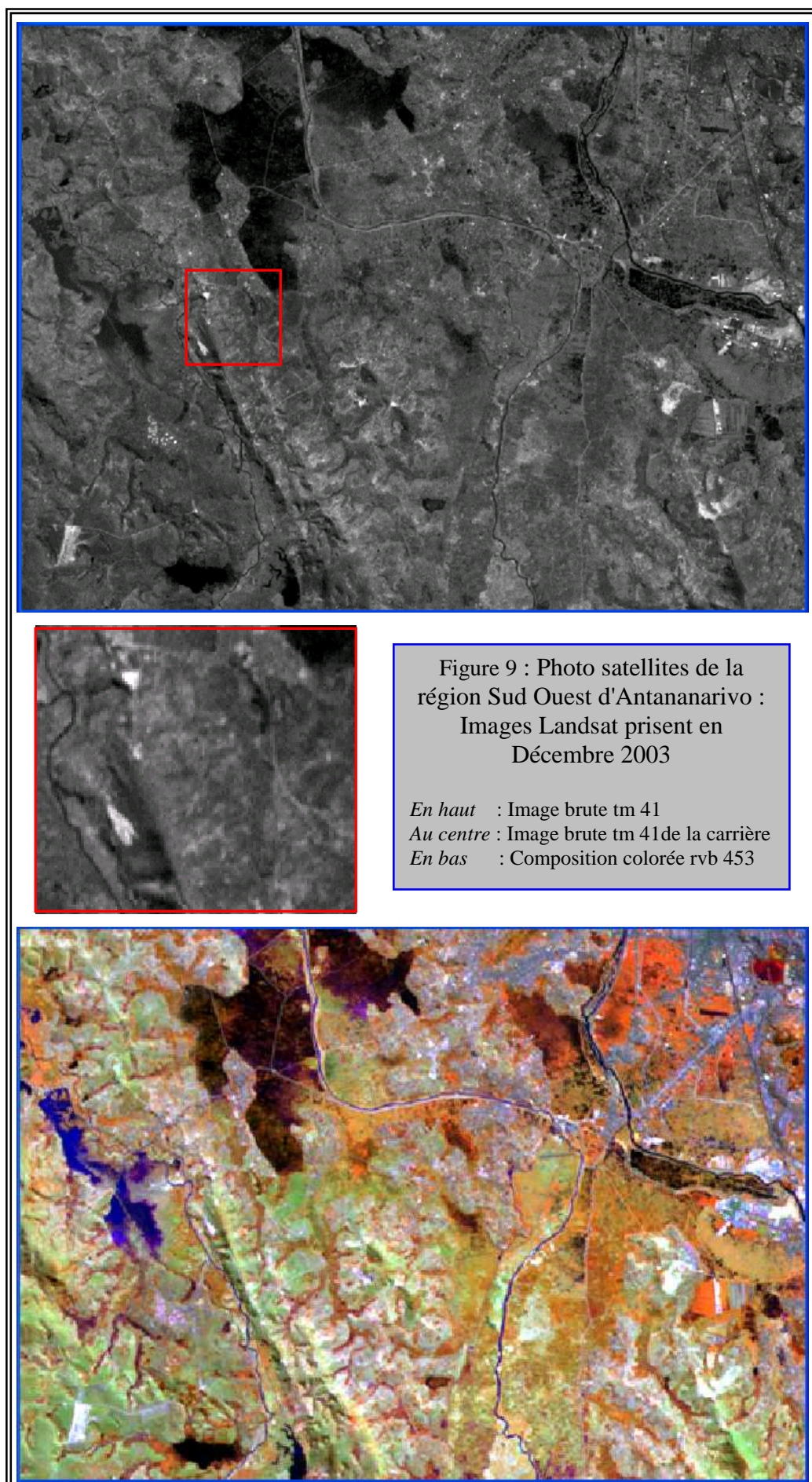
V-1- INTRODUCTION

L'abattage est une opération de détacher le minerai ou la roche d'un massif afin de les emmener au poste de traitement. En dépend des caractéristiques du gisement et de la nature de la roche, il existe différentes techniques et moyens utilisés qui visent tous à préserver au maximum l'intégrité de la roche et à en tirer la meilleure partie. L'objectif est, en effet, de produire des blocs à sa dimension destinée (bonne façade pour les pierres dimensionnelles et fragmentation maximale pour les granulats), ainsi que d'amener dans les usines de préparation la plus forte proportion possible des matériaux sains.

Pour ce faire, on utilise, soit des dispositifs mécaniques appelés "matériels d'abattage", soit des explosifs industriels. Ce dernier est le plus employé dans l'exploitation des roches massives que ce soit à ciel ouvert ou souterraine. Dans notre cas et comme la plupart des carrières de granite, l'abattage se fait à l'explosif, en utilisant la méthode par gradin de 6 m. Les autres paramètres sont présentés ultérieurement.

Ainsi, on a choisi l'ouverture de la carrière du côté Nord pour les raisons suivantes :

- La morphologie du massif, allongé suivant la direction NNW au SSE où on a un flanc de coteau au Nord
- On n'observe pas des failles ou des diaclases dans la zone, mais les petites fissurations et fracturations des roches sont de même direction que celles des pendages : E,NE – W,SW
- Au flanc Nord, il est facile d'accéder à la carrière
- L'affleurement se trouve au Nord légèrement au Nord-Est, ainsi que dans cette partie l'épaisseur du stérile recouvrant le massif est moindre



La recherche du meilleur coût de revient des produits abattus est un objectif permanent sur les sites d'exploitation des matériaux rocheux. Elle passe nécessairement par la maîtrise de la qualité de la foration. Dans la pratique, les objectifs de la démarche étaient multiples et portaient sur les points suivants :

- Maîtrise de la sécurité des tirs au niveau des projections,
- Optimisation du ou des matériels de foration,
- Limitation de l'emploi des brises roches,
- Diminution du coût des produits abattus.

Pour y parvenir, un plan de foration théorique doit être respecté, c'est-à-dire les paramètres suivants : L'emplacement de forage, son inclinaison et sa direction dans l'espace, les déviations, la profondeur du trou, le diamètre et la stabilité de la paroi de forage,

V-2-1- Préparation du front d'abattage

Après le travail de décapage, il est nécessaire de préparer le gradin sur lequel on va implanter les trous de mines pour faciliter le travail de forage. Ainsi l'implantation rigoureuse des trous de mines garantit une bonne géométrie de tir. Puis marquer l'emplacement des trous de mines d'après le plan effectué par le mineur. Ainsi, dans une volée comportant de 40 à 50 trous, ceux-ci sont disposés en deux rangées. Ils se mettent en quinconces pour tenir l'état de la roche afin d'obtenir une bonne fragmentation.

V-2-2- Méthodes de foration et matériels correspondants [8] [20]

Dans les exploitations à ciel ouvert, la foration des trous de mines peut être exécutée par l'une des trois manières suivantes :

V-2-2-1- Forage à percussion ou battage

C'est la méthode de forage la plus anciennement connue. Dans l'appareillage le plus simple, la destruction de la roche et l'avancement du trou qui en résulte sont obtenus à l'aide d'un trépan suspendu à un câble, auquel un balancier ou un treuil à chute libre imprime un mouvement alternatif de haut en bas. Le trou est curé périodiquement au moyen d'une soupape qui remonte les débris de roche, tandis que dans les terrains non cohérents et ébouleux, un tubage poussé à l'avancement assure la tenue des parois du forage. Cette méthode est destinée uniquement pour les roches tendres ou mi-tendres dans les forages de reconnaissances, les forages d'eau et les forages de pieux.

V-2-2-2- Forage à rotation

Cette méthode de foration est couramment utilisée et mise en œuvre par les foreuses traditionnellement connues sur le marché. Ces techniques s'appliquent dans les gisements de roches tendres, et mi-dures et non abrasives.

Le forage à rotation consiste à transmettre à l'outil un couple pour assurer le découpage du terrain et une poussée pour en assurer la pénétration. L'outil est relié à la machine par un système de tige ou de tubages. Selon le type d'outil employé, on distingue :

- **Le forage à la tarière** : Les tarières sont destinées seulement pour le forage des roches meubles, mi-tendres ou altérés. Ainsi, leurs utilisations se limitent à la présence de la nappe aquifère en terrain bouillant. On peut citer :
 - Les tarières simples qui existe sur le marché soit sous forme des matériels très simples, robustes, permettant d'exécuter des forages de reconnaissance de petit diamètre (tarière à main et moto-tarières : exemple la tarière Hélix); soit par des machines montées sur camion ou sur chenille, permettant d'effectuer des sondages et forages de grand diamètre.
 - Les tarières continues qui sont de vis sans fin, assemblées bout à bout et travaillant généralement à sec. Les diamètres vont de 40 à 450 mm et les éléments sont assemblés par emboîtement mâle/femelle avec clavetage. L'élément d'attaque est muni d'un outil de forme et constitution variables en fonction des terrains à forer (outil à argile, dents de carbure, etc.).
- **Forage au tricône** : Ce système de forage à grand rendement est au départ largement utilisé dans la recherche pétrolière et en forage d'eau ; mais dans la mesure où il peut être valorisé, il est également très intéressant pour les reconnaissances de génie civil. L'outil d'attaque est entraîné en rotations rapides par l'intermédiaire d'une colonne de tiges cylindriques creuses, à l'intérieur duquel le fluide de forage est injecté. Les molettes du tricône détruisent la roche par poinçonnement et éclatement, en roulant et glissant sur le fond du trou grâce à une géométrie adoptée.
- **Carottage par rotation** : Les machines utilisées sont les mêmes que pour le forage au tricône. Dans sa forme la plus simple, le carottage consiste à fonder en rotation dans le sol un tube muni à sa partie inférieure d'une couronne très résistante qui isole un cylindre de sol, ou *carotte*, du reste du terrain et à remonter cette carotte à la surface. L'outil est refroidi par un courant d'eau, de boue, d'air comprimé.

V-2-2-3- Forage à roto-percussion

Le forage à roto-percussion consiste à appliquer à l'outil de forage, ou *taillant*, un couple de rotation et une énergie de frappe à cadence élevée (par exemple 1 200 à 1 500 coups par minutes). Cette méthode, particulièrement adaptée aux roches dures, était principalement utilisée pour la reconnaissance et l'abattage, en carrière et en tunnels au rocher. Dans ce cas, nous avons groupé quatre types d'appareils qui sont :

- **Marteau perforateur sur glissière** : Plus souvent appelé *Wagon-drill*, c'est le système traditionnellement utilisé pour la perforation à grand rendement des roches dures, en carrière ou en tunnel. Un marteau pneumatique ou hydraulique coulisse sur une glissière. Il comporte les dispositifs de rotation et de percussion qu'il applique à l'outil par l'intermédiaire d'un train de tiges.

Dans le système entièrement pneumatique, l'énergie est fournie par un compresseur : l'air comprimé assure les divers mouvements et fonctions de l'appareillage, et remonte les sédiments. Dans le système hydraulique, l'énergie fonctionnelle est fournie et transmise par une centrale, des pompes et moteurs hydrauliques, la remontée des sédiments étant assurée soit par l'air comprimé (nécessité d'un compresseur), soit par une pompe injectant de l'eau ou de la boue comme dans la forage au tricône.

➤ **Marteau fond de trou** : Cet appareil transporte le dispositif de percussion au bas de forage, sur l'outil, la rotation restant commandée à partir de la surface par l'intermédiaire du train de tiges. Il peut être entraîné soit par un marteau perforateur (pour la rotation) et son compresseur (pour la percussion et la remontée des sédiments), soit par une sondeuse rotative utilisée par ailleurs en carottage ; dans ce dernier cas, il faut toujours un compresseur pour alimenter la percussion et remonter les sédiments. Le marteau fond de trou peut avoir les mêmes applications que le marteau perforateur classique dans certains cas de forage, et il se trouve aussi vulnérable que celui-ci à la mauvaise tenue éventuelle des parois du trou.

➤ **Vibro-carottage** : Ce système est utilisé pour la récupération intégrale d'échantillon intact dans des terrains non cohérents et noyés. Il consiste à pousser dans le sol un tubage à l'aide d'un marteau perforateur lourd (en raison du couple important nécessaire). La carotte ainsi produite est remontée à chaque longueur de tubage et récupérée, puis le train de tubage est redescendu.

➤ **Le système VPRH (vibration, percussion, rotation hydraulique)** : En utilisant comme fluide de forage l'air comprimé en circulation inverse (remontant avec les déblais), le système permet d'effectuer des sondages en tous types de terrains avec une récupération en principe intégrale, et à cadence élevée, tout en assurant à l'avancement la tenue des parois du trous. Pour cela, la machine utilise les fonctions de rotations, poussée, vibration, et vibro-percussion, dont chacune peut en outre s'exercer séparément. L'outil de forage peut être un taillant à plaquettes, à boutons, ou un tricône.

V-2-3- Choix du matériel de foration

V-2-3-1- Paramètre de choix

Le choix d'un équipement de foration dépend de plusieurs critères interdépendants. Parmi ces paramètres, on peut citer :

- La hauteur (ou profondeur) à miner définissant un diamètre limite
- Les caractéristiques du gisement ;
- Le milieu environnemental ;
- La méthode d'exploitation.
- La productivité recherchée en fonction du type d'ouvrage et du rythme de travaux.

Ceux-ci évaluent :

- le diamètre du forage ;
- la puissance des engins de foration ;
- la technique de foration

V-2-3-2- Choix du diamètre de foration

Le diamètre de foration ϕ_t est sensiblement égal à celui du taillant de la machine de foration. Il est choisi en fonction de la hauteur de front. Ce choix dépend aussi de la nature et la structure du terrain et, également des moyens de foration dont on dispose, mais le diamètre des cartouches employées doit être approprié au diamètre des trous forés. En effet, il y a des relations qui lient le diamètre de foration avec la profondeur maximale de trou et la banquette :

$$H_{\max} = 150 * \phi_t \text{ [m] : profondeur maximale de front}$$

$$B_{\max} = 0,03 \phi_t \left(\frac{SP}{cf \frac{E}{B}} \right)^{1/2}$$

Où : $B_{\max} = 45 * \phi_t$: banquette maximale d'après la formule de LANGEFORS
 S : weight strength ou coefficient de puissance
 P : densité de chargement
 c : facteur de contrainte
 f : facteur de réduction
 ϕ_t : diamètre de trou
 E : espacement
 B : banquette

Les diamètres praticables sont fonction de la profondeur à forer et des engins de foration, en tenant compte de la résistance en compression de la roche.

V-2-3-3- Inclinaison de foration

L'inclinaison de foration détermine l'angle de talus c'est-à-dire la forme inclinée du front après le tir. Ceci stabilisera le talus et évitera un effondrement accidentel, surtout si la hauteur de front est importante.

L'inclinaison des trous de mines doit s'adapter à la structure géologique. Elle est liée au mode de foration et à la qualité du foreur, qui sont essentiels si l'on décide d'incliner le trou. Nous adopterons l'inclinaison des trous voisine de 10° , généralement pour les raisons suivantes :

- avoir une meilleure sortie du pied ;
- obtenir la meilleure fragmentation en tête ;
- réduire la violence de l'explosion et des vibrations causées par le tir ;
- diminuer la consommation d'explosif

Toutefois, l'angle d'inclinaison trop grand peut poser des problèmes comme :

- la difficulté de manipulation des engins de foration ;
- le risque d'instabilité des parois de trou ;
- la déviation des trous.

V-2-3-4- Equipement de foration

En tenant compte des différentes contraintes techniques et économiques citées précédemment que présentent le gisement, nous adoptons, parmi les types énoncés dans l'annexe 3, comme équipement de foration le marteau perforateur roto percutante hors du trou monté sur chenille de type ATLAS-COPCO ROC 203 PC.

Il fonctionne à l'air comprimé alimenté par un compresseur mobile de type ATLAS-COPCO XAHS 236 MD.

V-3- TIRS DE MINE

Pour abattre un massif rocheux, on a besoin d'une certaine force ou d'énergie et c'est l'explosif qui est considéré comme moyen convenable. En premier lieu, l'onde de choc agit sur le matériau comme le ferait un énorme coup de masse, et la fissure. Ensuite, les gaz dégagés, très comprimés, cherchant à s'échapper, pénètrent dans les fissures, les élargissent et disloquent le matériau.

Cependant, le tir de mines répond à des règles précises et ne peut être confié qu'à des professionnels habilités. Des différentes règles et procédures doivent être suivies avant, pendant et après l'exécution d'un tir.

V-3-1- Les explosifs [8] [9] [21]

V-3-1-1- Définition

Un explosif est un corps ou composé chimique, capable, sous certaines conditions, de se décomposer très rapidement (quelques centièmes de seconde) en donnant naissance successivement à une onde de choc et à un dégagement d'un très grand volume de gaz.

V-3-1-2- Les principaux explosifs industriels

Les explosifs de commerce ou explosifs industriels peuvent être classés dans les catégories suivantes :

- **Les explosifs déflagrants:** Ce sont des explosifs même en comprimé, détonent lentement atteignant une vitesse maximale de 500m/s, on dit qu'il déflagre. Ils peuvent aussi provoquer des flammes longues et prolongées difficiles à éteindre comme la poudre noire.

Cette dernière est la plus connue et dont sa composition est la suivante :

- nitrate de potasse : 75%
- soufre :10%
- charbon de bois :15%

Elle est livrée soit :

- sous forme de cartouches de poudre comprimée ;
- sous forme de grains.

La poudre noire, sensible à l'humidité, doit être conservée dans un endroit sec. Son usage est réservé généralement à l'extraction de matériau tendre et compact. Très peu utilisée, son emploi est déconseillé dans les travaux publics.

- **Les explosifs détonants:** Ce sont des explosifs puissants qui détonent à une très grande vitesse atteignant 1 200 à 7 200 m/s. Il provoque à la fois une flamme courte et très chaude, des gaz, des ondes c'est-à-dire beaucoup d'énergie. De ce type, les plus connus sont les dynamites, les explosifs nitratés en cartouches et le nitrate fuel.

a)-Les dynamites

On appelle dynamite, un explosif dont le constituant essentiel est la nitroglycérine. La nitroglycérine est un explosif très puissant et très sensible aux chocs. Pour pouvoir l'utiliser industriellement, il est nécessaire de la mélanger avec des corps absorbants, afin de diminuer sa sensibilité.

Il existe un grand nombre de variétés de dynamites, fonction de la proportion de nitroglycérine qu'elles contiennent. Suivant leur consistance, on les classe en trois catégories : les dynamites gommes, les dynamites pulvérulentes et les émulsions.

Dynamite gomme	Dynamite pulvérulente	Les émulsions
-Gomme A -Gomme B.A.M. -Sofranex -Tolamite -F 15, F 16 et F 19 -Eurodyn 2000	-Dynalite -Dynalite R	- En vrac : Gemulsite 60-80 et 100 - encartouchés : Emulstar 5000, 5000UG et 8000 plus ; Irémities 1000, 2500, 4000

Tableau n°17 : Types de dynamites

b)-Les explosifs nitratés

Le composant essentiel de ces explosifs est le nitrate d'ammoniaque. Ce dernier est soluble dans l'eau, ce qui rend ces explosifs sensibles à l'humidité. Par contre, ils sont peu sensible aux chocs et brûlent difficilement. C'est pourquoi on les appelle parfois « explosifs de sécurité ».

Il existe également de nombreuses variétés d'explosifs nitratés, repérées par la lettre N suivi d'un numéro, par exemple N 21.

c)-Le nitrate fuel

C'est un explosif dont la composition variable mais la plus pratique est la suivante :

- nitrate d'ammonium : 94 %
- fuel : 6 %

C'est donc un explosif nitraté, mais il est livré en vrac sous forme de petits grains. Il est déversé directement dans le trou de mine à l'aide d'un entonnoir en plastique.

Du fait de sa consistance, ce mélange a besoin d'une forte pente pour pouvoir couler dans le trou de mine.

- **Les explosifs de sécurité**: ce sont des explosifs autorisés qui provoquent une flamme très courte, une température relativement basse. On les qualifie d'autoriser puisqu'ils sont déjà vérifiés, contrôlés, et ne présentent pas des risques de détonation ou de déflagration imprévue. On peut citer l'oxygène liquide et les bouillies explosives.

a)-l'oxygène liquide : c'est un explosif qui est fabriqué par l'utilisateur juste au moment de son emploi de son emploi par trempage dans l'oxygène liquide d'une cartouche de matière inerte. Il est utilisé presque exclusivement dans les mines de fer ;

b)-les bouillies explosives : ce sont des explosifs qui se présentent sous la forme de liquide visqueux ou de gel. De ce fait, ils ont l'avantage de remplir parfaitement les trous de mine.

V-3-1-3- Caractéristique des explosifs

a)- Puissance de l'explosif

La puissance d'un explosif désigne son énergie propre (exprimé en Kcal/kg), utilisable à un travail déterminé. La puissance de la nitroglycérine est un élément favorable d'augmentation de cette énergie : les dynamites, d'une manière générale sont donc les explosifs industriels les plus puissants. En pratique, on ne peut déterminer la puissance réelle d'un explosif qu'en mesurant l'importance de ses effets dans certains cas particuliers, c'est-à-dire le travail réalisé par l'onde de choc et les gaz émis par l'explosion. Par des méthodes expérimentales on pourrait mesurer :

- **Le coefficient d'utilisation pratique "CUP"** qui est obtenu par l'épreuve du bloc de plomb où l'on fait travailler 15 g d'explosif considéré et la même masse d'acide picrique cristallisé sur un bloc de plomb très malléable. Ainsi, il est donné par la formule:

$$C.U.P = 100 \times \frac{V_1}{V_0} \quad \text{Avec} \quad \begin{array}{l} V_1: \text{volume de cavité obtenu par l'explosif} \\ V_0: \text{volume de cavité obtenu par l'acide picrique} \end{array}$$

- **L'indice d'énergie ou "strength"**: qui est définie à partir des valeurs calculées de la chaleur d'explosion Q et du volume des gaz V par unité de masse, par comparaison avec celles d'une dynamite suédoise de référence :[le dynamex : Qo=1160 Kcal/Kg

$$S = \frac{1}{6} \left(5 \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

Q et V sont des valeurs calculées de la chaleur d'explosion et du volume des gaz pour l'étudier

- **L'énergie mesuré en piscine** : qui est obtenue par "l'épreuve de le bulle" en faisant détoner sous un confinement d'eau important, des charges unitaires allant jusqu'au kilogramme. Le tir s'effectue sous quelques mètres d'eau dans une piscine comportant des capteurs. En détonant, l'explosif engendre une onde sphérique qui se propage avec la même vitesse et la même intensité dans toutes les directions ; un enregistrement en profil

de pression à une distance donnée du centre de l'explosion permet donc d'évaluer l'énergie de choc rayonnée. En effet, on obtient :

– L'énergie véhiculée par l'onde de choc :

$$E_c = \frac{4\pi R^2}{\rho_0 U} \int_{t_2}^{t_1} P^2(t) dt$$

Avec : ρ_0 : masse volumique de l'eau

U : Célérité de l'onde de choc dans l'eau

P(t) : Courbe de développement de pression en fonction du temps t.

R : Distance de la charge

(t_1 , t_2) : intervalle d'interprétation du pic de pression P à partir de l'arrivée de l'onde de choc sur le capteur

– L'énergie des gaz de détonation :

$$E_G = K * \left(\frac{Pr^5}{\rho_0^3} \right)^{\frac{1}{2}} \theta^2 \text{ Formule de Willis}$$

Avec : θ : La première pseudo période d'oscillation de la bulle de gaz.

Pr : Profondeur totale à la profondeur d'immersion (y compris la Patm)

K : Constante égale à 0,684

b)- La vitesse de détonation (V_e)

C'est une caractéristique importante pour le choix de l'explosif par rapport à la roche. Plus la roche est dure, résistante et dense, plus l'explosif doit avoir une vitesse de détonation élevée. Il faut noter que de nombreux paramètres influent sur V_e , parmi ces paramètres, on peut citer :

- la masse volumique de l'explosif (D_e)
- le diamètre de la charge
- la puissance et la distance de l'amorçage
- le coefficient de l'explosif

c)- La brisance

La brisance est l'aptitude d'un explosif à fragmenter un matériau placé à son voisinage. Elle est proportionnelle au carré de la vitesse de détonation de l'explosif et sa densité. Elle est donnée par la formule :

$$Br = 0.25 \rho D^2$$

Avec ρ : Densité de l'explosif

D : Vitesse de détonation de l'explosif (m/s)

d)- La fiabilité d'emploi

Un raté de détonation présente toujours des dangers importants pour l'utilisation de l'explosif. Donc il est indispensable d'adapter les conditions de tir aux différentes caractéristiques de fiabilité de l'explosif utilisé. Les principales, en ce qui concerne les explosifs industriels, sont :

- **La sensibilité à l'amorce** : C'est une pression minimale de l'ordre de 1 à 60 kbar que possède l'explosif pour amorcer la détonation. On repère donc, pour chaque explosif une "sensibilité à l'amorce" qui est la masse minimale de fulminate de mercure, ou d'azoture de plomb, susceptible de l'amorcer à coup sec.
- **Le diamètre critique** : qui est celui au dessous duquel la détonation ne se propage plus, car l'onde explosive ne peut pas s'y entretenir. Elle diminue avec un confinement croissant du matériau entourant directement la charge explosive. Dans le cas des explosifs industriels, ce paramètre prend une importance toute particulière car il détermine le diamètre minimal du trou de mine et, dans le cas de l'emploi sous forme de cartouches, le diamètre minimal de celles-ci.

e)- La résistance à l'eau

C'est un critère fondamental dans le choix de l'explosif. Il est à noter que certains explosifs ne résistent pas à l'eau or l'eau est pratiquement toujours présente dans les terrains où sont utilisés les explosifs industriels. De plus, l'utilisation des explosifs qui ne s'adaptent pas aux caractéristiques du massif à abattre entraîne le mauvais résultat du tir. Donc, il faut bien déterminer cette propriété de résistance avant de procéder à l'abattage.

f)- La caractéristique économique

La consommation d'explosifs, variable avec les conditions d'exploitation, est en général voisine de quelques centaines de grammes à la tonne de matériau abattu. C'est une fraction non négligeable, de l'ordre de quelques pour cent du prix de revient de ce matériau. Les exploitants ont donc tendance à utiliser de manière très générale l'explosif le moins cher, dès que le gain sur le prix de l'explosif permet de compenser un éventuel accroissement de sa consommation. C'est cette tendance qui explique le développement rapide de produits bon marché tels que l'explosif nitrate-fuel, et la course à l'abaissement des coûts de fabrication par une amélioration de la productivité.

V-3-1-4- Technique d'emploi des explosifs

L'utilisation de l'énergie explosive est une technique très largement répandue dans le domaine des mines et carrières à ciel ouvert notamment pour l'abattage des roches massives. Dans tous les cas, l'objectif recherché est d'obtenir à moindre coût le produit de la qualité recherchée, tout en garantissant la meilleure protection possible de l'environnement (réduction des vibrations, des projections et des effets arrières qui conditionnent la foration des lignes suivantes et la stabilité à long terme des talus).

a)- Choix des explosifs

Dans le choix de son explosif, l'exploitant de carrière devrait tenir compte davantage du bilan global du chantier, car la fragmentation donnée par le nitrate fuel peut obliger à un débitage

supplémentaire. Ainsi, divers paramètres déterminent le choix des explosifs mais ceux les plus importants sont :

- **La nature du matériau** : l'humidité ou la présence des nappes souterraines qui exige l'emploi d'un explosif résistant à l'eau ; la dureté, la densité et résistance aux chocs demande l'utilisation d'un explosif puissant ; la porosité, la fissuration et la fracturation ainsi que l'existence des failles et diaclases limitent l'utilisation des explosifs.

Ainsi, pour bien choisir le type d'explosif convenable à l'abattage, il faut établir une concordance "roche-explosif" en examinant le rapport de l'impédance Z tel que :

$$Z = \frac{\text{Impédance de l'explosif}}{\text{Impédance de la roche}} = \frac{I_e}{I_r}$$

Avec :

I_e = Vitesse de détonation x masse volumique de l'explosif

I_r = Célérité des ondes mesurées x masse volumique de la roche en place

Si la valeur de Z est telle que : $0.3 \leq Z \leq 1$, nous pouvons dire que l'explosif utilisé convient très bien.

- **Les caractéristiques de l'explosif** : c'est-à-dire la puissance, la brisance, la masse volumique, la vitesse de détonation, l'indice d'énergie, la fiabilité d'emploi, ainsi que la résistance à l'eau, à la chaleur et à l'humidité de l'explosif.
- **Le planning de l'exploitation** : qui correspond à la forme sous laquelle on veut obtenir le matériau final (qui va de la simple désagrégation jusqu'à la fragmentation maximale) ; à la diamètre de foration où l'espace annulaire créée entre la cartouche et la paroi limite la transmission de l'onde de choc tel que :

$$C_e = \frac{\phi_c}{\phi_t} \quad \text{Avec} \quad \begin{array}{l} \phi_c : \text{diamètre de l'explosif en cartouche} \\ \phi_t : \text{diamètre de foration} \end{array}$$

(il faut que $C_e > 0,75$ et $C_e = 1$ pour les explosifs en vrac) ; ainsi aux objectifs technico-économiques de l'exploitation.

- **Les contraintes environnementales** : les bruits, les vibrations, les divers pollutions, les nuisances qui ne sont pas négligeables.

Compte tenu des conditions sus-citées prouvées dans l'annexe III et du marché local des explosifs, parmi les explosifs livrés par la Compagnie Madécasse à Ankorondrano, nous choisissons :

- ☞ Pour la charge du fond : les dynamites Gomme EURODDYN 2000
- ☞ Pour la charge de la colonne : le nitrate fuel
- ☞ Pour la transmission de l'explosion : le cordeau détonant 12 g

b)- Optimisation de l'abattage à l'explosif des roches dures

- Tout d'abord, il faut connaître la structure du massif et notamment son système de fracturation. Ces fractures constituent une surface de réflexion pour l'onde de chocs et des

chemins préférentiels pour dissiper l'énergie des gaz. Il faut donc disposer les trous de mines en fonction des discontinuités majeures, les autres étant difficiles à connaître. Le principe est de faire travailler l'explosif dans un matériau présentant le maximum de plan de dégagement, c'est-à-dire le maximum de plan en contact avec l'air.

➤ Ainsi, l'un des objectifs potentiels du tir c'est d'améliorer le plus possible la qualité de fragmentation des matériaux abattus. Cela est possible en régularisant la distribution de l'explosif dans le trou, en choisissant judicieusement l'inclinaison des trous (les trous inclinés favorisent la fragmentation des roches mais augmentent la consommation des explosifs), ainsi qu'en respectant l'ordre chronologique des départs des charges par l'utilisation de détonateurs à micro-retard. C'est ce que nous allons examiner ultérieurement dans le plan de tir.

➤ De plus, pour les explosifs encartouchés, le diamètre des cartouches employés doit être approprié au diamètre des trous forés. le diamètre des cartouches doit être inférieur d'au moins 10 mm au diamètre nominal du trou de mine sans pouvoir descendre au-dessous de 75 % de ce diamètre; le rapport entre la longueur et le diamètre des cartouches doit être choisi pour éviter les risques de coincement au chargement.

V-3-1-5- Stockage et transport des substances explosives

a)- stockage

Les substances explosives (explosifs, détonateurs, cordeau) livrées par les fabricants ou commerçants sont en général stockées dans des dépôts, en attendant leur utilisation. Nul ne peut d'ailleurs se faire livrer des explosifs s'il n'est pas titulaire de l'acte d'autorisation d'exploiter un dépôt. En conséquence, l'exploitant est responsable des explosifs et des détonateurs qu'il détient dans ses dépôts. Il doit notamment :

- Prendre toutes les mesures nécessaires pour lutter efficacement contre un incendie, protéger contre les vols.
- Garder les dépôts dans un état de propreté constante et en ordre, bien aéré, ne contenant aucun objet étranger, ni des matières inflammables. De même, ils doivent être tenus à l'abri des chocs, de l'humidité, de la chaleur et de tous foyers.
- Disposer de deux dépôts distincts pour chacun des détonateurs et explosifs, car il est interdit de les stocker dans un même dépôt. A noter que les cordons doivent être déposés avec les explosifs.
- Tenir un registre d'entrées et de sorties de ces substances

b)- Transport

Le transport par route est soumis à une réglementation très complexe dont nous ne pouvons pas tout décrire ici. Il est cependant important de savoir que, d'une façon générale, il est interdit de transporter dans le même véhicule des explosifs et des détonateurs. Il existe cependant une dérogation à cette interdiction sous réserve :

- que le poids maximal d'explosifs à transporter soit limité,
- que le véhicule destiné pour cette tâche soit bien conditionné

V-3-1-6- Classification des explosifs au point de vue stockage

Au point de vue stockage et transport, les explosifs décrits ci-dessus sont répartis entre les classes suivantes :

- classe I : les dynamites
- classe II : les poudres noires en grains
- classe IV : les poudres noires comprimées en cartouches
- classe V : les explosifs nitrates

Cette règle intervient dans la règle de mise en œuvre des explosifs. En effet, il est interdit de mélanger dans un même trou de mine des explosifs de classes différentes.

V-3-2- Les accessoires de tir

L'utilisation des explosifs n'est possible qu'à condition de disposer d'accessoires spéciaux pour leur mise à feu. Ces accessoires sont essentiellement les mèches de sûreté, les cordeaux détonants, les systèmes d'amorçage non électrique, les relais de détonation, les détonateurs et allumeurs et les exploseurs. Leur étude entre le cadre de la pyrotechnie et nous ne donnerons ici que quelques indications liées à l'emploi des explosifs.

V-3-2-1- Le cordeau détonant

Il est employé comme relais entre le détonateur et l'explosif, en transmettant l'onde de choc exactement comme la mèche lente transmet la flamme. Il n'est donc utilisé qu'avec les explosifs détonants. Composé d'un explosif, sa vitesse de détonation est très grande (7000m/s).

Il se présente sous forme d'un cordon de 5 à 6 mm de diamètre, chargé avec une âme de penthrite avec une charge linéaire variant de 3 à 70 g/m mais la plus courante est de 5 à 12 g/m. Cette âme d'explosif est enrobée d'une enveloppe textile (coton ou jute), puis d'une enveloppe d'une gaine plastique (chlorure de polyvinyle ou polyéthylène ou polypropylène par exemple) qui la protège efficacement contre les dangers des chocs, des frottements et des courants vagabonds). Le cordeau se courbe et se plie facilement, et peut donc être manipulé avec une certaine sécurité. Cependant, nous l'avons choisi d'après sa caractéristique puissante, convenable à l'utilisation des explosifs détonants et des détonateurs électriques.

V-3-2-2- La mèche de sûreté ou mèche lente

La mèche de sûreté est l'intermédiaire par lequel une flamme se propage avec régularité, à une vitesse connue, pour provoquer la mise à feu d'une charge explosive. Elle a un diamètre extérieur de l'ordre de 5 mm et est constituée par une fine traînée de poudre noire serrée dans une gaine de fils de jute ou de coton imprégnés par exemple d'asphalte ou de cire, ou placée dans une gaine de polyéthylène, pour donner une certaine protection vis-à-vis de l'humidité. En fonction de la

densité de chargement, la vitesse de condition peut être réglée : elle est en général de 90 s pour 1 m de mèche, ce qui donne un temps connu pour se mettre à l'abri.

Telle quelle, la mèche ne peut amorcer que des explosifs primaires (comme l'azoture de plomb ou la fulminate de mercure par exemple), de la poudre noire ou, à la limite, des explosifs à l'oxygène liquide ; pour les explosifs secondaires (comme les dynamites et les explosifs nitrates), l'allumage d'un détonateur est nécessaire pour obtenir l'amorçage. La mèche de sûreté est de moins à moins utilisée compte tenu des progrès du tir électrique.

V-3-2-3- Les détonateurs

Les détonateurs sont utilisés, soit pour l'amorçage d'un cordeau détonant, soit pour l'amorçage direct d'explosifs suffisamment sensibles (cas des dynamites et des nitrates encartouchés par exemple). Ils sont constitués schématiquement d'un petit tube métallique renfermant une charge d'amorce à base d'explosif primaire et une charge relais, en général à base de pentrite. On a deux types de détonateurs :

a- Le détonateur ordinaire

Le détonateur ordinaire (dont le type le plus courant est le "BRISKA") est un embouti métallique (cuivre ou aluminium), d'un diamètre voisin de 6 mm et d'une longueur de 40 à 50 mm, qui est serti sur la mèche à son extrémité ouvert. La partie fermée du détonateur contient la charge d'explosif répartie en trois éléments distincts dont la poudre d'allumage, l'explosif d'amorçage (azoture de plomb ou fulminate de mercure) et l'explosif de charge.

Dans ce cas, l'amorçage s'effectue par la combustion d'une poudre d'allumage qui initie la détonation de l'explosif primaire à partir de la flamme transmise par une mèche.

Les progrès de tir électrique ont réduit progressivement l'utilisation des détonateurs ordinaires.

b- Le détonateur électrique

C'est un tube en aluminium couvert à l'une de ses extrémités et l'autre extrémité ouverte est obturée par un bouchon en caoutchouc synthétique, traversé par deux fils conducteurs appelés tiges de même longueur. Sa structure est sensiblement la même que celle d'un détonateur ordinaire, mais la poudre d'allumage enrobe un filament électrique. Lorsque ce dernier est parcouru par un courant électrique, il est porté à l'incandescence et la chaleur dégagée enflamme la poudre d'allumage et déclenche le mécanisme de l'explosion.

Les détonateurs électriques sont conçus avec des retards de durée variable suivant les besoins du plan de tir. Les retards s'étagent de demi-seconde en demi-seconde jusqu'à 5 secondes. Il existe aussi des détonateurs à micro-retard dont la gamme s'étend de zéro à 500 millisecondes par intervalles de 25 millisecondes.

D'après la sensibilité des détonateurs par l'intensité du courant électrique nécessaire à leur amorçage, on distingue :

- ☞ **Les détonateurs haute intensité (H.I.)**, pour lesquels le seuil d'intensité susceptible de les faire fonctionner est de 4,2 A.
- ☞ **Les détonateurs moyenne intensité (M.I.)**, pour lesquels ce seuil est ramené 0,65 A.
- ☞ **Les détonateurs basse intensité (B.I.)**, pour lesquels ce seuil est seulement de 0,20 A, même pour une durée d'application infinie.

Dans la crainte des courants vagabonds et pour être sûr à l'amorçage des explosifs, nous utiliserons des détonateurs électriques à hautes intensités. De plus on choisit les détonateurs à micro-retard, principalement pour diminuer l'ébranlement causé par l'explosion.

V-3-3- Les matériels de tir

V-3-3-1- Les explodeurs

Ce sont des générateurs de courant continu, de faible poids, contenus dans un boîtier en alliage léger, étanche et robuste. Ils peuvent, suivant le cas, amorcer en même temps un nombre plus ou moins grand de détonateur électrique à des distances pouvant atteindre 2000m. Les générateurs sont à base de condensateur alimentés par piles, batteries rechargeables, ou dynamos actionnées à la main par une poignée amovible. Ils doivent conserver une bonne fiabilité d'emploi. Il existe de très nombreux types à hautes, moyenne, ou basse intensité. Leur agrément officiel est réglementaire.

V-3-3-2- L'ohmmètre

Pour être assuré du succès d'un tir, il est absolument nécessaire de vérifier au préalable la résistance électrique totale du circuit de mise à feu (sans risque de créer celle-ci par cette mesure) : les ohmmètres ou "*tenseur de lignes*" répondent à cet objectif. Ils permettent de vérifier le circuit avec une précision d'au moins 5% sans débiter de courant supérieur à 0,02mA. Il est constitué par un boîtier comportant extérieurement deux bornes de connexion et un cadran gradué de 0 à l'infini. Devant ce cadran se déplace une aiguille qui indique la valeur de la résistance mesurée.

V-3-3-3- La ligne de tir

La ligne de tir est constituée, sur toute sa longueur, par deux conducteurs isolés l'un de l'autre ainsi que par rapport à la terre comme de toute masse conductrice. Elle est utilisée comme relais entre les détonateurs et l'exploseur pour transmettre la charge électrique. Elle doit avoir une longueur suffisante (selon l'importance d'une volée) pour que le boutefeux se trouve à l'abri des projections. Les isolants présentent une bonne résistance aux agents électriques et aux chocs mécaniques.

V-3-4- Les paramètres du tir

V-3-4-1- La banquette

L'épaisseur de la banquette B dépend de plusieurs paramètres qui sont les objectifs technico-économiques de l'exploitation, la nature de l'explosif employé, la hauteur du front, etc. Cependant, elle doit être choisie en fonction du diamètre D du trou de mine de manière à assurer une meilleure propagation de l'onde de choc vers la surface libre : si le rapport d'impédance Z est supérieur à 0,7, on pourra prendre un rapport B/D supérieur à 35 ; alors qu'il ne dépasse pas 0,3 il faudra se contenter d'un rapport B/D de l'ordre de 20. Dans notre cas, nous prenons B = 1,8m.

V-3-4-2- L'espacement ou entraxe

Dans la pratique, l'espacement des trous de mines est en relation directe avec la banquette. Ainsi, le rapport de l'espacement sur la banquette (ou maille de forage) sera choisi essentiellement en fonction de la fragmentation voulue des matériaux abattus. Un compromis de 1,2 est généralement retenu. Le rapport de maille réelle dans le tir à retards dépend de la séquence.

$$E = 1,2 \times B$$

$$E = 1,2 \times 1,8 = 2 \text{ m}$$

Le schéma de tir a donc une maille maximale de dimension (1,8 m x 2 m). Ces valeurs sont prouvées dans l'annexe III en utilisant la formule d'OPPENAU.

V-3-4-3- La surprofondeur

Celle-ci est liée essentiellement à la banquette. Elle doit être voisine de 0,3 fois la banquette. Celle-ci favorise nettement la sortie du pied. Son rôle devient nul ou insignifiant si le massif a des discontinuités horizontales prédominantes. Elle augmente aussi avec la profondeur du trou et le nombre de rangées.

V-3-4-4- Le bourrage

La qualité de bourrage permet la réflexion de l'onde de choc et prolonge ainsi la durée effective de la détonation dans le matériau, mais surtout augmente le confinement de la charge, donc la puissance et la vitesse de détonation de l'explosif. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Pour un amorçage latéral en mines profondes, sa longueur doit être égale à la banquette, sans qu'il puisse être d'une longueur inférieure à 0,12 m. Son efficacité dépend de sa nature : les sables ou les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants.

V-3-5- Plan de tir [17] [19]

V-3-5-1- Généralités

Le plan de tir représente le dispositif mis en œuvre pour l'utilisation des explosifs, en cartouche ou en vrac, en vue d'un travail donné d'abattage :

- la disposition des trous de mine, leur remplissage, leur bourrage,
- la disposition des détonateurs et des cordeaux,
- le nombre total de détonateur utilisé et sa répartition pour chaque numéro
- l'emplacement, profondeur et diamètre de trous de mines
- l'ordre chronologique de mis à feu des charges,

De plus, pour optimiser l'abattage à l'explosif, il faut adapter le plan de tir aux paramètres géotechniques de la roche à abattre, c'est-à-dire aux conditions de terrain et à la fracturation initiale de la roche. Là encore, il est primordial de connaître les grands traits structuraux du massif, en particulier son système de fracturation. Il convient, ainsi, de positionner correctement les lignes de tirs par rapport aux discontinuités majeures.

La programmation des tirs, est une tâche des spécialistes, qui ne devrait pas rester étrangère aux utilisateurs d'explosifs :

V-3-5-2- Calcul des charges

– *Déterminons la banquette B en considérant les différentes formules :*

$$1) B_2 = 4 * D$$

Où D : dimension maximale du tas abattu

$$2) B_3 = 0,03 \phi_t \left(\frac{SP}{cfR_1} \right)^{1/2}$$

Avec S : "weight strengh" ou coefficient de puissance

P : densité de chargement

c : facteur de contrainte

f : facteur de réduction

ϕ_t : diamètre de trou

R_1 : Rapport de maille

De ces deux formules, tirons la valeur de B_4 avec $B_4 = \min (B_2, B_3)$

$$\text{Après, calculons } B_P = \frac{H}{2 \cos \theta}$$

Où θ : angle d'inclinaison de trou

H : hauteur de la foration

BTH sera obtenu en comparant B_P et B_4 . C'est-à-dire $BTH = \min (B_P, B_4)$ [m].

– Densité linéaire de chargement de pied [Kg/m]

$$L_F = \frac{0,8cf \frac{E}{B} BTH^2}{S}$$

– Longueur de la charge de pied [m]

$$H_p = 1,3 BTH$$

– Charge de pied [Kg]

$$Q_p = H_p * L_F$$

– Densité linéaire de colonne [Kg/m]

$$L_M = 0,36 \frac{LF}{c} \frac{S1}{S2}$$

Avec S1 : weight strength de la charge de pied

S2 : weight strength de la charge médiane

– Longueur de la foration [m]

$$H_F = \frac{H}{\cos \theta} + 0,3 BTH$$

Où 0,3 BTH représente la surprofondeur.

– Longueur de la charge de colonne [m]

$$H_C = H_F - 2,3 BTH$$

– Charge de colonne [Kg]

$$Q_C = H_C * L_M$$

– Charge totale [Kg]

$$Q_t = Q_p + Q_c$$

Ces formules de LANGEFORS sont utilisées dans le logiciel.

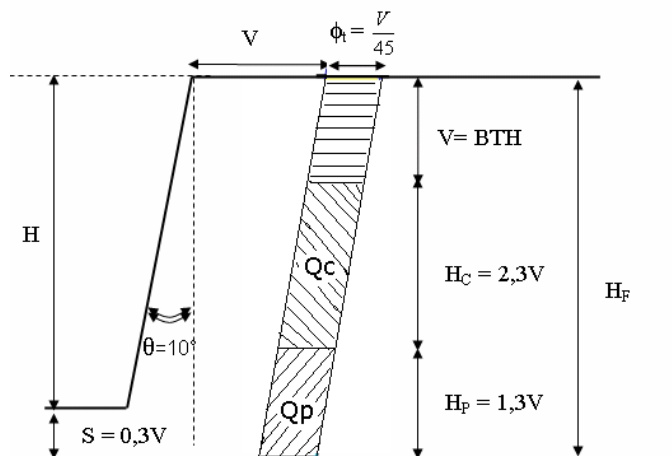
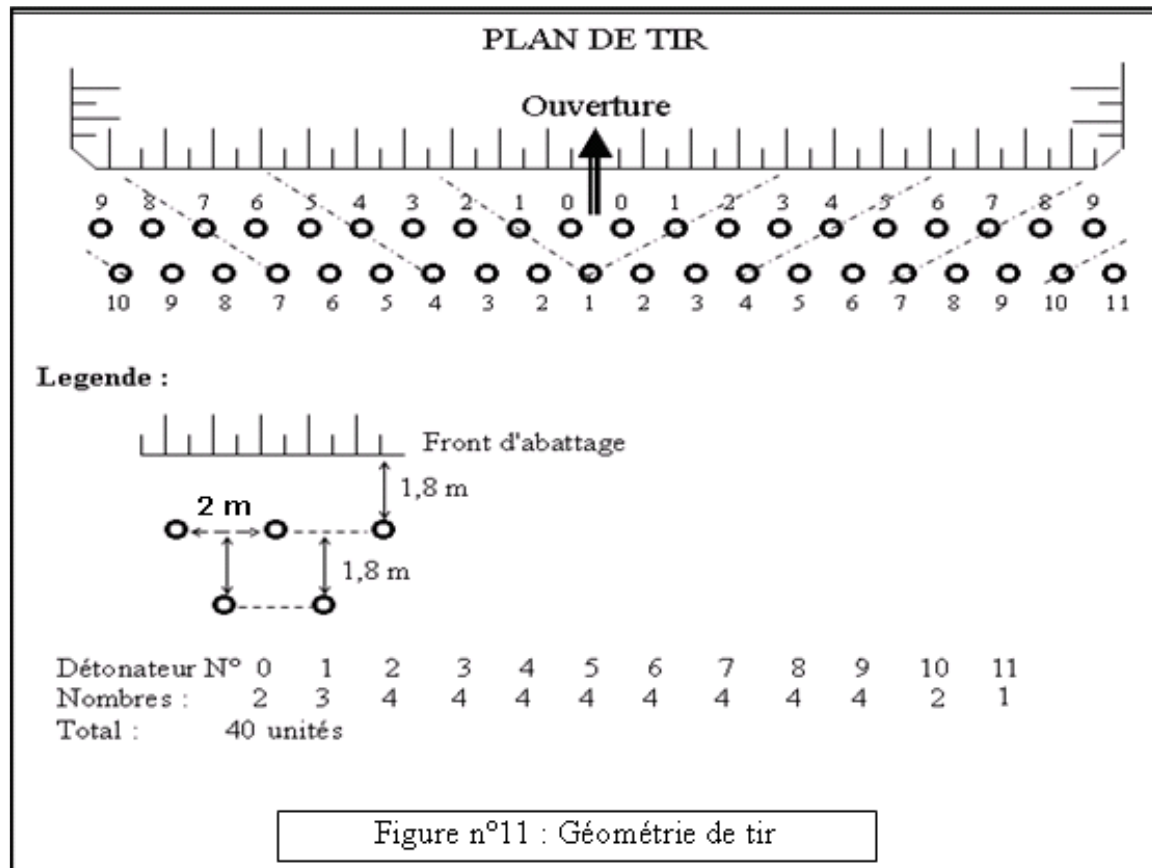


Figure 10 : Distribution de charge d'un trou

V-3-5-3- Schéma de tir

Dans notre cas, pour une volée contenant en moyenne 40 trous, en utilisant des détonateurs à micro-rétard de N°1 à 12, on pourrait établir le plan suivant :



Récapitulation du plan de tir :

Paramètres	Valeur ou Disposition
Maille (E x V)	2 m x 1,8 m = 3,6 m ²
Hauteur du gradin	6 m
Angle de talus	10°
Diamètre de trou	64 mm
surprofondeur	0,5 m
Nombre total de trou dans une volée	40
Disposition des trous	Sur deux rangées
Séquence de mise à feu	En V, avec ouverture au milieu
Circuit de mise à feu	En série
Amorçage	Latéral, avec détonateurs électrique micro-retard (n°1 à 11)

Tableau n°18 : Récapitulation du plan de tir

V-3-6- Réalisation du tir

V-3-6-1- Chargement du trou de mine

Le chargement d'un trou de mine consiste à introduire les explosifs dans le trou en respectant le plan de charge. Il se fait par les mineurs, après avoir terminé toutes les préparations et

vérifications antécédentes (nettoyage et vérification du diamètre des trous). Le travail comporte les opérations suivantes :

➤ **Raccordement du cordeau avec les cartouches** : Il consiste à ouvrir l'enveloppe de la cartouche et de percer un trou à l'aide d'un poinçon en bois, puis faire pénétrer doucement l'extrémité du cordeau et ligaturer solidement au moyen d'une cordelette.

➤ **Introduction dans le trou de cette dernière et, éventuellement, des autres explosifs** : On introduit, en premier, la cartouche raccordée avec le cordeau, suivie des autres cartouches et, éventuellement les autres explosifs en vrac d'une façon successive. Puis, on pousse doucement à l'aide d'un bourroir en bois ou en plastique ; ce qui permet de repérer, si la première atteint bien le fond du trou et les suivants sont bien en contact les uns avec les autres. Il est en effet interdit, dans ce cas, pour assurer une bonne propagation de l'explosion, de laisser un espace vide ou des débris de roche entre les cartouches.

➤ **Préparation de l'amorce** (raccordement entre cordeau et détonateur) : Nous adoptons le choix d'un amorçage avec détonateur électrique placé à l'extérieur du trou qui est plus pratique pour les mines verticales profondes. Dans ce cas, le cordeau sera coupé de façon que l'autre extrémité dépasse l'orifice du trou d'au moins 20 cm pour pouvoir recevoir le détonateur. Les deux sont ensuite accolés, soit par ligature avec les fils conducteurs, soit par un chatterton. Le détonateur utilisé doit avoir une longueur de tiges telle que les extrémités libres dépassent d'au moins 50 cm l'orifice du trou, afin de raccorder facilement les différents mines entre elles.

➤ **Confection du bourrage** : Comme nous l'avons décrit précédemment, le bourrage final doit être égal à la banquette et, est constitué par des matériaux fins, non combustibles et ne jamais contenir de fragments qui pourraient endommager le cordeau. De plus, on recouvre le détonateur et la partie supérieure du cordeau restée en surface avec du sable ou du sol. Ceci a pour but d'obtenir une obturation totale de trous de mine, d'augmenter les effets du tir et d'éviter surtout l'échappement de la flamme due à l'explosion.

V-3-6-2- Vérification du circuit de tir

Avant de procéder à la mise à feu, il faut être sûr que l'intensité du courant qui va parcourir le circuit sera suffisante pour faire exploser tous les détonateurs. Or, cette intensité, pour une source de courant donnée, dépend de la résistance électrique du circuit de tir constitué par la ligne de tir et les détonateurs reliés en série. Il est donc nécessaire, si l'on veut éviter des ratés de mesurer la résistance réelle du circuit obtenu, après avoir réalisé les différentes connexions et de comparer avec la résistance théorique que devrait avoir ce même circuit lorsqu'il est correctement établi. Cette vérification permet ainsi de déceler d'éventuelles anomalies et il convient alors d'y porter remède avant de procéder à la mise à feu. L'appareil utilisé est l'ohmmètre. Ainsi, cette vérification comporte quatre opérations :

➤ **Vérification du bon fonctionnement de l'ohmmètre** : Il consiste à contrôler si, au repos, l'aiguille reste sur la position " ∞ " et si, l'on court-circuite les deux bornes, l'aiguille revient au "0". Si ces deux conditions sont remplies, l'ohmmètre est en bon état ; sinon, il faut essayer d'y remédier ou de le remplacer par un autre.

➤ **Calcul de la résistance théorique du circuit** : Comme les différents éléments du circuit (ligne de tir + détonateurs) sont montés en série, la valeur R de la résistance totale du circuit est égale à la somme des résistances de chacun des éléments.

Donc, si on appelle :

R' : la résistance de la ligne de tir

r : la résistance d'un détonateur (qui est toujours égale à $1,02 \Omega$ pour les détonateurs électriques)

La résistance totale R du circuit pour une volée de n mines sera :

$$R = R' + (n \times r)$$

➤ **Mesure à l'ohmmètre de la résistance réelle du circuit** : Elle se fait après avoir raccordé la ligne de tir aux détonateurs de la volée à tirer. Rappelons qu'elle est toujours effectuée à partir du poste de tir en branchant les deux extrémités de la ligne aux bornes de l'ohmmètre. Ainsi, on lit directement la valeur sur le cadran de l'appareil.

➤ **Comparaison des résultats du calcul et de la mesure** : On peut considérer le circuit comme correcte si la résistance donnée par lecture directe sur le cadran est sensiblement la même que la valeur calculée théoriquement, avec une tolérance de 65 %. Sinon, il faut rechercher l'anomalie et y remédier.

V-3-6-3- Mesure à prendre avant le tir

Après toutes vérifications techniques et avant de procéder à la mise à feu, en attendant, on doit court-circuiter le ligne de tir du coté poste de tir. Ainsi, le boute feu, qui a toujours sur lui la clé de l'exploseur, devra observer strictement les règles de sécurités suivantes :

- Suspendre ou arrêter tous travaux du chantier ;
- S'assurer qu'aucun matériel, explosif ou artifice, n'est resté à proximité du tir ;
- S'assurer que tous les travailleurs se sont bien mis à l'abri en des points situés hors d'atteinte des projections ;
- Prendre des mesures pour empêcher toutes circulations dans la zone où les projections peuvent se produire. Pour cela, on place des agents de sécurité pour la garde issue autour de la carrière ;
- Annoncer, par un signal convenu, l'imminence du tir (en principe son de trompe ou de sirène avec du sifflet) pour avertir le voisinage ;
- S'assurer de plus que la consigne a été parfaitement comprise.

V-3-6-4- Mise à feu

Si tout est en règle (c'est-à-dire : que le circuit électrique du tir soit vérifié, les matériels nécessaires sont déjà prêts et que les mesures de sécurités soient accomplies), on pourra procéder au tir. Le boutefeu, dans son abri éloigné de l'endroit à exploser, relie le circuit électrique du tir à l'exploseur et tourne la poignée de celui-ci jusqu'à l'obtention de la tension nécessaire pour l'amorçage du tir avec :

$$E = \alpha \times R \times I$$

E : La tension du circuit

α : Coefficient de sécurité ($\alpha = 1,5$ à 2)

R : La résistance totale

I : l'intensité nécessaire pour l'explosion ($\geq 4,2$ Ampères pour les détonateurs HI)

V-3-6-5- Phénomène d'explosion

L'explosion est un phénomène physique caractérisé par une variation brutale de la pression et de la température conduisant à des effets de destructions. C'est ainsi que la libération d'énergie (onde de choc engendré par la réaction de décomposition rapide de l'explosif) et le dégagement violent de gaz (sous pression), par rupture de l'enceinte qui les contient, conduisent à une explosion mécanique accompagnée des bruits assourdissants, des vibrations et des projections des matériaux.

Lors de l'explosion, une seule partie de l'énergie est utilisée pour l'abattage, le reste se propageant sous forme d'ondes sonores ou sismiques. Ces ondes peuvent rendre instables les talus et porter conséquence sur la foration des lignes de tirs suivantes.

V-3-7- Reconnaissance après le tir

V-3-7-1- Mesure à prendre après le tir

Après le tir :

- Avant de sortir à l'abri, tout le monde doit attendre que les fumées de tir se soient bien dissipées ;
- Le boute feu, qui visite la carrière en premier temps, fait la purge des fronts et vérifie que tout l'explosif a détoné sans qu'il n'y ait pas des ratés ;
- Si rien n'est à craindre, il annonce la fin de tir, par un signal convenu et tout le monde peut sortir de l'abri.

V-3-7-2- Analyse du résultat de tir

On pourrait parler de réussite de tir, s'il n'y a pas de ratés et que les matériaux abattus sont fragmentés au maximale, sans oublier que le travail s'effectue en toute sécurité.

De plus, on vérifie la géométrie du front (c'est-à-dire l'angle de talus, l'état de fissuration et la stabilité du front, le bon détachement du pied), afin de prévoir le prochain tir.

V-3-7-3- Volume du tas abattu

Le volume du tas abattu est fonction de l'importance de la volée. Il est calculé à partir du nombre total de trous de mines, la maille de forage et la hauteur du front. Par conséquent, il est donné par la formule :

$$V = N * S * H$$

Avec : **N : Nombre total de maille**

$N = n - 2$ pour les trous disposés en deux rangées, où n est le nombre total de trou

S : Section d'une maille

$S = B * E$, où B est la banquette et E , l'entraxe.

H : Hauteur du gradin

AN :

$$V = 38 * (2 \times 1,8) * 6 = 820,8 \text{ m}^3$$

$$V = 820,8 \text{ m}^3 \text{ sur place}$$

En tenant compte du coefficient de foisonnement égal à 1,7 on a :

$$V = 820,8 \times 1,7 = \mathbf{1\,395 \text{ m}^3 \text{ foisonné}}$$

D'après la densité apparente du matériau $\rho = 2,64$, le tonnage sera :

$$T = 820,8 \times 2,64 = \mathbf{2\,166,91 \text{ tonnes}}$$

Ainsi, compte tenu du rythme de production environ 110 m^3 par jour, et en supposant que plus de 75% des tas abattus sont des matériaux sains, on peut assister au tir tous les 10 jours, soit 30 tirs environ par an.

V-3-7-4- Le ratio d'explosif

		Consommation par volée	Matériau abattu		Consommation spécifique [t ⁻¹]		Consommation volumétrique [m ⁻³]		
			En tonne	En m ³					
Explosifs	Dynamite	80 kg	2 167	820,8	36,92g	223,35g	97,46	589,66	
	Nitrate fuel	404 kg			186,43g		492,20		
Accessoires	Cordeau	272 ml			12,55 cm		33,14 cm		
	Détonateurs	40 u			0,018 u		0,049 u		

Tableau n°19 : Ratio de consommation des explosifs

V-4- CHARGEMENT ET TRANSPORT

Pour l'exploitation minière à ciel ouvert, notamment la carrière des roches massives, la manutention des roches tient une grande place, si bien dans le processus d'exploitation, que sur le plan d'organisation de travail. En général, elle s'effectue entre la phase d'extraction et le cycle de traitement, et qui assure deux opérations principales : Le chargement et le transport.

V-4-1- choix des matériels

Le choix des matériels du chantier est plus délicat et dépend de plusieurs facteurs, que ce soit sur le plan technique ou sur le plan économique ou bien sur le plan d'organisation du travail.

En effet, le critère primordial c'est que l'équipement choisi s'adapte aisément à la nature du matériau à manipuler et qu'il pourra assurer le rythme de la production journalière. Ainsi, il doit être apte aux conditions de chantier (pente, adhérence et portance du sol) et répond bien aux critères de plus bas prix de revient et de ventilation des matériels.

Cependant, le choix définitif ne pourra être pris qu'après une étude comparative détaillée de différents modèles en appuyant sur :

- Les caractéristiques de l'engin ;
- La durée du cycle de travail ;
- Le rendement requis par cycle ;
- Le coefficient d'utilisation de l'engin.

V-4-2- Le chargement

L'opération de chargement consiste à embarquer les blocs abattus dans l'engin de transport afin de les transporter vers le concassage.

V-4-2-1- Engin utilisé

Dans notre cas, l'emploi d'un seul engin suffirait pour la réalisation de la production journalière. Ainsi, nous choisissons la pelle hydraulique CAT 235 CNE montée sur chenille avec un godet travaillant en rétro. Les avantages de l'utilisation de cet engin sont qu'il peut travailler en chargeur, en rétro et en benne en remplaçant son godet ; ainsi, il peut effectuer n'importe quel mouvement soit en avance, soit en marche arrière, ou bien en tournant sur place. De plus, les caractéristiques de cet engin conviennent aux paramètres de l'exploitation. Elles sont :

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Type		312C L
Moteur		3066ATAAC
Puissance au volant	KW/CV	103/138
Poids en ordre de marche	kg	21 415
Portée / profondeur de fouille maxi.	m	7,71 / 6,55
Capacité du godet	m ³	0.55
Consommation de gasoil	L / h	12
Prix	€	236 300
	Ar	326 744 000

Tableau n°20 Caractéristique de la pelle hydraulique
Source : société Henri Fraise Antananarivo

V-4-2-2- Cycle de travail de chargement,

Le cycle de travail de chargement comprend les phases suivantes :

- la reprise du matériau, pendant t_1 ;
- le mouvement du bras chargé vers le camion à charger, pendant t_2 ;
- le déversement du matériau, pendant t_3 ;
- le mouvement du bras vide vers le tas, pendant t_4 .

La durée de ces opérations constitue le temps fixe ou durée effective de cycle T_{eff} .

$$T_{eff} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

Mais pour calculer la durée totale d'un cycle de godet, il faut aussi tenir compte des temps morts T_m pendant lesquels l'engin fait des manœuvres pour ramasser les roches éparpillées sur la plate-forme. Ce temps dépend évidemment de la caractéristique du tas.

La durée totale d'un cycle T_{cy} est donc donnée par :

$$T_{cy} [s] = T_{eff} + T_m$$

V-4-2-3- Capacités techniques de l'engin de chargement

Les capacités techniques d'un engin sont des facteurs non négligeables dans le choix du matériel et qui ont des influences sur l'ordonnancement de travail et sur le plan économique de l'exploitation. Elles sont données par les paramètres suivants :

a)- La charge utile par cycle : Q_C :

$$Q_C [m^3 / cycle] = \frac{V}{N}$$

Où V : Volume de roche abattu par heure [m^3 / h]

N : Nombre de cycle par heure [cycle / h]

b)- Le volume requis du godet : V_g

$$V_g [m^3] = \frac{Q_C}{R_v}$$

Avec R_v est le rendement volumétrique par cycle, comprise entre :

0,80 – 0,85 : pour la roche bien fragmentée ;

0,75 – 0,80 : pour la roche moyennement fragmentée ;

0,60 – 0,65 : pour la roche mal fragmenté.

Ce rendement détermine le remplissage du godet.

Remarque :

En plus du chargement du camion, la pelle peut également assurer le décapage du mort terrain, le nettoyage du front et le terrassement de la plate-forme. Il est évident que ces travaux sont effectués en dehors du poste de travail ou pendant l'arrêt de l'unité de concassage.

V-4-3- Le transport

Cette opération consiste à amener les blocs abattus vers l'installation de traitement en vue de production des granulats.

V-4-3-1- Engin utilisé

Pour le transport, il est sûr qu'on utilise des engins roulants, mais le choix demeure de plus en plus compliqué et s'aboutit aux propositions suivantes :

Tout d'abord, si on utilise des camions d'occasion (ayant un coefficient d'utilisation faible), on doit avoir besoin au minimum trois camions (dont les deux assurent la navette et la troisième pour le secours) pour garantir l'approvisionnement continu du concasseur et pour éviter la suspension ou l'arrêt de production en cas de panne inopinée ou d'incapacité de l'engin.

Par contre, deux camions en bon état pourront effectuer le transport et garantir en tout moment le rythme de production.

Après l'étude comparative, aussi bien du point de vue technique qu'au point de vue économique, entre les deux, on a intérêt de préférer le second choix en achetant deux camions à bennes basculantes ayant les caractéristiques requises. Ce choix sera justifié ultérieurement.

Paramètres	Unités	Caractéristiques
Modèle	2	769D
Puissance au volant	KW/CV	362/485
Capacité	Tonnes	15
Vitesse maxi.	Km/h	75
L x l	m	7.22 x 2.38
Poids à Vide	Tonne	6.5
Consommation	L / h de marche	20
Prix	€	58 690.44
	Ar	153 050 000

Tableau n°21 : Caractéristique du camion

Donc, nous employons ce camion, tant par sa tenue sur terrain accidenté que par sa capacité de chargement, sa puissance de traction en rampe et sa vitesse de déplacement. Les bennes, établies pour résister à la brutalité des chargements mécaniques, comportent un dais métallique protégeant lors du déchargement, le poste de conduite contre les chutes accidentelles de blocs. Le système de basculement arrière comporte deux puissants vérins hydrauliques qui amènent la benne en quelques secondes à un angle de 70° avec l'horizontale assurant le vidage total et instantané des déblais.

V-4-3-2- Cycle de travail de transport [14]

Le cycle du camion c'est le tour effectué par un camion pendant un voyage. La durée d'un cycle varie en fonction du trajet parcouru

a)- Schéma du trajet de l'engin de transport

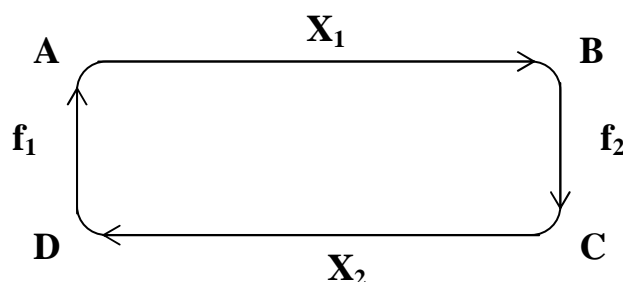


Figure n°12 : Cycle de transport

Avec : X_1 : Parcours aller en charge : A vers B durant t_{v1}
 f_2 : manœuvre et déchargement : B vers C durant t_{f2}
 X_2 : Parcours retour à vide : C vers D pendant une durée de t_{v2}
 f_1 : manœuvre et chargement : D vers A durant t_{f1}
A et D : au point d'abattage
B et C : à l'endroit de concassage

b)- Durée d'un cycle

Si on note :

$T_v [\text{min}] = t_{v1} + t_{v2}$: temps variable qui est fonction d'évolution de travaux.

$t_f [\text{min}] = t_{f1} + t_{f2}$: temps fixe qui est considéré comme constante

La durée du cycle T est :

$$T [\text{min}] = t_v + t_f$$

En réalité, on compte un temps mort t_0 qui constitue la durée moyenne d'attente du camion avant le chargement (attendant le chargement de l'autre camion) ou le déchargement (attendant le vidage de la trémie d'alimentation). La durée effective d'un cycle sera :

$$T_{cy} [\text{min}] = T + t_0$$

On en déduit, le nombre de cycles d'un camion par heure :

$$N = \frac{60}{T}$$

c)- Vitesse de camion

La vitesse du camion dépend de la charge qu'il porte et de l'état de la piste de roulement. Ainsi, la vitesse moyenne pour parcourir X_1 et X_2 est :

$$V_m = \frac{X_1 + X_2}{t_{x1} + t_{x2}}$$

Avec : V_m est exprimé en [km/h]

X_1 et X_2 en [km] ; t_{x1} et t_{x2} en [h]

De plus, on peut déterminer :

$$V_1 = \frac{X_1}{t_{x1}} : \text{vitesse d'aller en charge}$$

$$V_2 = \frac{X_2}{t_{x2}} : \text{vitesse de retour à vide}$$

II-4-3-3- Détermination du nombre de camion

Pour déterminer le nombre optimal de camion servant au transport, plusieurs méthodes peuvent utiliser. En plus, de nombreux facteurs y interviennent notamment la distance parcourue

de l'engin. Mais l'objectif principal c'est qu'on peut garantir la cadence de production journalière sans risque de graver le coût d'exploitation. En effet, nous adoptons la formule suivante :

$$n = \frac{R}{(1-\eta) * C * N}$$

Avec : C : La capacité d'un camion [m^3 / cycle]

N : Le nombre de cycle effectué par heure [cycle / jour]

η : Le taux du stérile dans les matériaux transportés ($\eta < 0,5$)

R : Le rythme de production journalière [m^3 / jour]

En arrondissant le résultat obtenu à l'unité la plus proche, cela confirme l'utilisation en ligne de deux camions.

Applications numériques :

Le rythme de production est prévu à 110 m^3 par jour. Supposons que les matériaux sains abattus sont composés avec 25% de stérile, donc, il faut transporter au moins 150 m^3 par jour vers le poste de concassage pour maintenir la cadence de production.

La capacité du camion est de 15 tonnes, soit 5 m^3 de matériau foisonné. En prenant un coefficient de sécurité égal à 0.8, la cubature d'un camion est alors 4 m^3 par cycle de transport. Ainsi, pour calculer la durée du cycle de transport on dresse le tableau suivant :

Chargement t_{f1}	Capacité du godet	$0,55 \text{ m}^3$
	Coefficient de remplissage du godet	0.75
	Nombre de cycle de godet pour remplir un camion	10
	Durée d'un cycle de godet	25 s
	Temps mort durant le chargement (ramassage des blocs)	90 s
	Durée totale de chargement	340 s
Manœuvre du camion avant le chargement		80 s
Déchargement t_{f2}		180 s
Manœuvre du camion avant le déchargement		80 s
Temps fixe t_f		680 s
Aller en charge t_{v1}		120 s
Retour à vide t_{v2}		90 s
Temps variable t_v		210 s
Durée d'un cycle de transport		890 s $\approx 15 \text{ min}$
Nombre de cycle	par heure	4
	par jour	32
Cubature de camion	par cycle	4 m^3
	par jour	128 m^3

Tableau n°2 2 : Durée du cycle d'un camion

Or 128 m^3 par jour ne suffit pas pour atteindre le rythme de production.

Le nombre optimal de camion est donc :

$$n = \frac{110}{(1-0.25) * 4 * 32} = 1,14 \approx 2$$

Et en utilisant deux camions, chacun d'eux doit effectuer au moins 20 cycles par jour, soit 2,5 cycles par heures. Ce qui entraîne une augmentation du temps mort t_0 pour l'attente du camion avant le chargement et le déchargement.

t_0 est calculé en fonction du débit d'alimentation A [m^3 / h] du concasseur primaire et la durée de chargement d'un camion t_{f1} .

$A = 30 \text{ t/h}$, soit $20 \text{ m}^3/\text{h}$. Avec 75% de matériau sains, la trémie d'alimentation peut donc avaler $26 \text{ m}^3/\text{h}$, c'est-à-dire 6,5 camions. D'où, les matériaux 150 m^3 transportés peuvent être traités pendant 6 h.

Soit $t_0 = 4 \text{ min}$ par cycle.

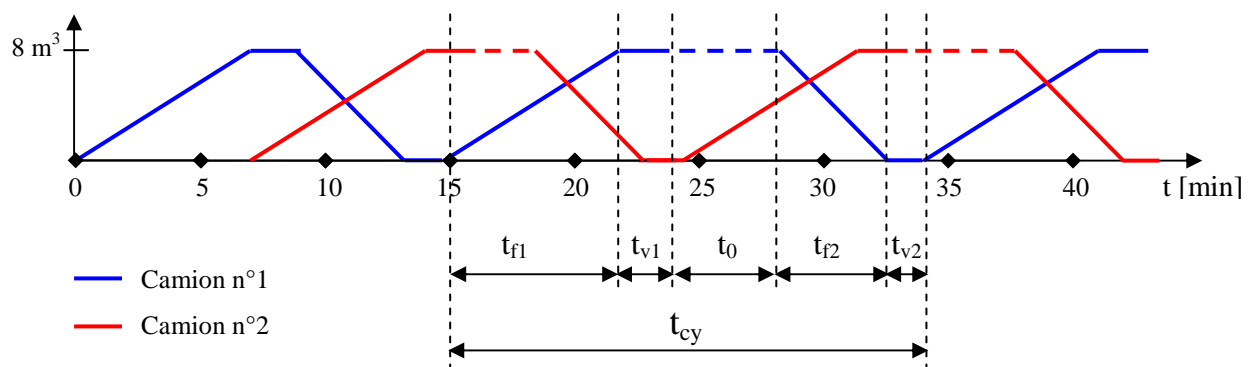


Figure n° 13 : Diagramme du cycle de camions

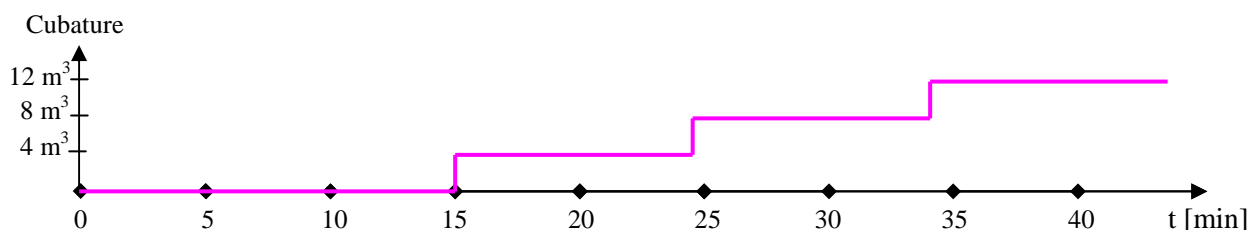


Figure n° 14 : cubature des matériaux transportés

V-5-TRAVAUX AUXILIAIRE

Ces travaux sont particulièrement le débitage des gros blocs et la fabrication des sous produits notamment les moellons.

V-5-1- Débitage

Après le tir, les blocages qui dépassent la taille admise à l'ouverture le concasseur sont triés et étalés à l'aide d'une pelle hydraulique, puis débités au moyen d'un Brise Roche Hydraulique. Ce dernier est un engin de type ATLAS – COPCO, attaché au bras de la pelle hydraulique montée sur

chenille. Il est muni d'une aiguille appelée "pointerolle" ayant un poids de 3300 kg qui brise la roche par son mouvement de percussion. Il peut débiter jusqu'à 500m³ de matériau par jour.

V-5-2- Fabrication des moellons

Le moellon est un blocage sous forme parallélépipédique de dimension variable (allant de 0,006 à 0,01 m³ de volume) selon son usage. Le plus courant, il a la forme cubique de 20 cm d'arête et qui pèse 20 kg environ. Il est utilisé dans les ouvrages en BTP et Génie Civil. La production de moellons se fait par des techniques artisanales en utilisant des matériels classiques comme la barre à mine, la forge, la masse, le maillet ainsi que la massette. Il est fabriqué à partir des gros blocs résultant du tir ayant une bonne qualité. Un ouvrier peut produire environ 100 moellons par jour. Et d'après le rythme de production, on doit produire 4,5 m³ de moellons par jour, soit 500 unités. Par conséquent, on embauche au moins cinq (5) tâcherons.

V-5-3- Exhaure

D'après les études hydrogéologiques du terrain, on voit que la nappe aquifère reste en dessous du niveau 1 290. Donc on ne la touche pas que dans l'exploitation en profondeur. Or ce niveau est encore supérieur au niveau de la vallée se trouvant à l'Est de la mine qui est de 1250 m. Ce qui permet de faciliter son évacuation en creusant seulement des canaux de drainage vers les flancs Est et Ouest, qui ont la plus basse altitude.

Cependant, pour évacuer totalement les eaux stagnantes dans les excavations de la mine, on prévoit une motopompe de débit 16 m³ par heure

V-5-4- Entretien des pistes

L'entretien des pistes est indispensable pour assurer la circulation des engins et bien pour l'environnement. Pour ce faire, ces pistes sont revêtues avec des matériaux calibrés comme le sable, puis compactés et arrosés d'une façon régulière. Les matériels nécessaires sont :

- Un compacteur de type CB224E, de puissance brute 32CV, de poids 2630 kg et de largeur de cylindre 1,2 m.
- Un camion citerne arroseur JE 13 de capacité 10 m³.

Ce dernier assure aussi l'alimentation en eau du chantier en puisant l'eau de rivière qui est à 600 m du chantier.

De plus, pour des raisons de sécurité, il faut mettre des panneaux d'indication et des balises au bord des pistes. Ainsi, le personnel et les ouvriers doivent porter des casques et des habits de protection quand il est dans la limite du chantier.

Chapitre VI : CHAÎNE DE TRAITEMENT

Bien qu'il soit prévu à la production des moellons et d'autres sous produits, ce projet est axé sur l'élaboration des granulats en respectant les normes requises en BTP, afin de combler le marché local.

Le traitement des roches abattues est réalisé dans des installations automatisées situées sur le site de la carrière, non éloigné de la zone d'extraction. Il consiste à la succession des opérations de concassage et de criblage des matériaux extraits de la carrière pour obtenir une gamme de granulats qui répond au besoin de la clientèle.

VI-1- OBJECTIFS DE L'INSTALLATION

Avant de faire le choix des appareils de fragmentation, il faut tenir compte du mode d'alimentation, du rythme de production et de la granulométrie voulue.

Quel que soit le procédé de base mis en jeu par les machines de fragmentation, elles doivent répondre à un certain nombre d'impératif qui leur sont communs :

- **Robustesse** proportionnée à l'importance des efforts à mettre en jeu, eux-mêmes fonction de la résistance des matières à fragmenter.
- **Bonne résistance** à l'abrasion, à la corrosion et aux chocs des organes en contact avec les matières à fragmenter.
- **Facilité de remplacement desdites pièces**, dont la conception devra être aussi simplifiée et, par conséquent, aussi économique que possible.
- **Facilité et rapidité de réglages** en vue, soit de modifier les calibres de sortie, soit de compenser l'issue inévitable.
- **Étanchéité parfaites des mécanismes**, tant en vue d'éviter les introductions de poussières ou de boues que de parer aux pertes de lubrifiant.
- **Présence de dispositifs de sécurité** efficaces destinés à parer aux efforts exagérés pouvant résulter soit de bourrage soit de l'introduction accidentelle d'un corps imbroyable.

L'ensemble de ces desiderata qui conditionnent la fiabilité et l'efficacité des machines, doivent se compléter de ce que nous pourrions appeler un *maximum de rusticité*.

- **L'économie dans les frais d'investissement** en matériel permettra d'approvisionner sur place ou à proximité immédiate un lot abondant de pièces de rechange, voire de sous-ensembles complets, qui, joints à un système bien organisé d'entretien préventif, permettront d'obtenir une marche quasi continue.

VI-2- SCHEMA GENERAL DE L'INSTALLATION DE TRAITEMENT

Le système de concassage comporte généralement les opérations suivantes :

- **Le système d'alimentation :** dont on prépare les matériaux à traiter. Il est composé de
 - Une trémie d'alimentation, là où les matériaux déversés par le camion se sont stockés provisoirement avant de subir au traitement.
 - Un système de précrible ou grizzly-feeders qui permet d'éliminer les matériaux stériles et hors calibrage au moyen des grilles à maille bien définie.
- **Le concassage primaire :** ou fragmentation grossière, qui réduit les plus gros galets en matériaux et qui sont réinjectés dans la chaîne de traitement.
- **Le concassage secondaire :** les profils de la chambre de travail permettent d'opérer sur des produits déjà grossièrement calibrés à une dimension "M" et de les réduire à une dimension "m".
- **Le système de liaison :** La liaison entre les machines est assurée par des transporteurs à courroies (sauterelles et extracteurs) intercalés par une trémie tampon pour le réglage du débit d'alimentation du concasseur secondaire.
- **Le criblage :** constitué par un crible vibrant à étages qui permet de classer les produits concassés. En effet, le passant est subdivisé en produits finis et qui sont évacués directement dans le silos pour leurs stockages provisoires. Le refus est recyclé et le produit à fragmenter encore par le concasseur giratoire.
- **Le stockage** des produits finis se fait une fois ces derniers concassés, tamisés et séparés suivant les granulométries voulues. Provisoirement, les granulats sont stockés dans les silos, mais dans un instant, ils sont évacués et déposés en remblai sur une surface à l'air libre. On regroupe ainsi les produits ayant les mêmes calibrages.

NB :

Les matériels de traitement (concasseurs, crible, pré-crible, convoyeurs à bandes) sont entraînés par des moteurs électriques.

FLOW SHEET

Le mode de traitement impose un certain nombre de matériels enchaînés, travaillant automatiquement d'une façon continue.

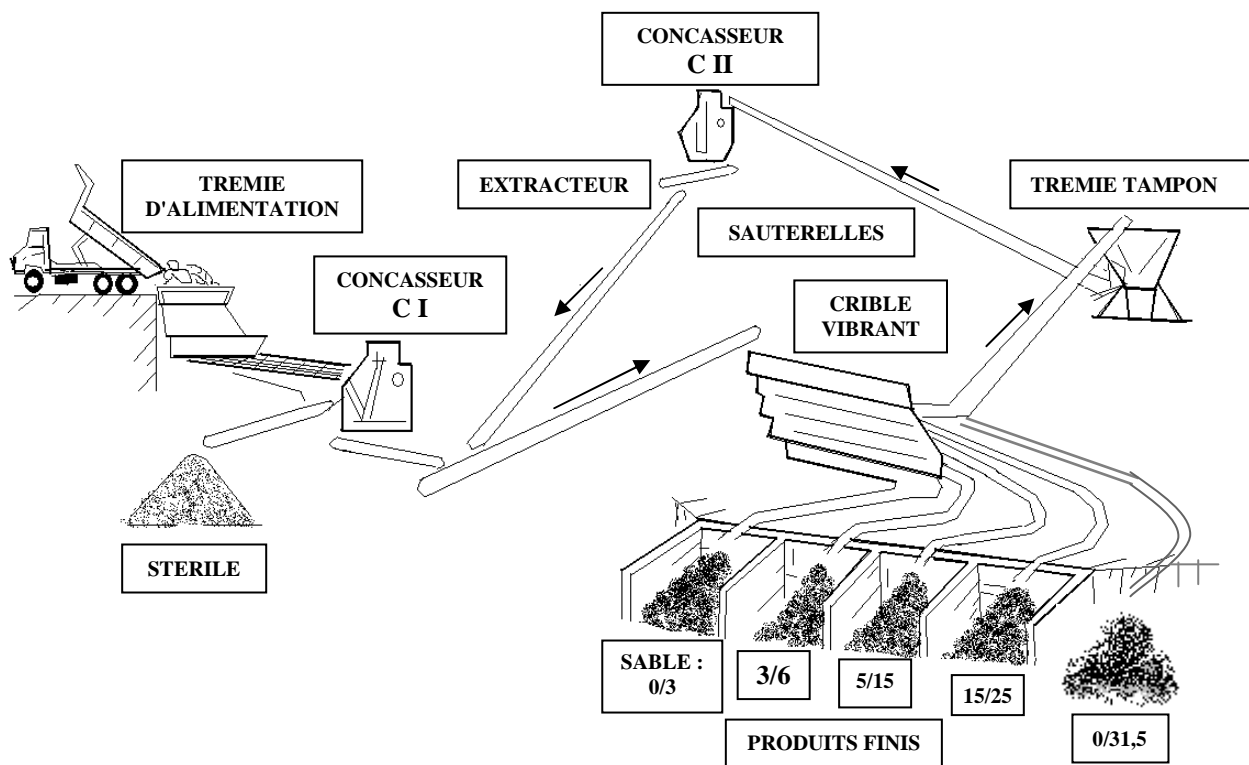


Figure n°15 : FLOW SHEET DE CONCASSAGE

En effet, arrivées à la station de concassage, les roches déjà brisées et calibrées à l'ouverture d'alimentation du concasseur primaire sont directement déversées dans une trémie de capacité 16 m³ (qui doit être supérieure à la capacité d'un camion). Elles présentent au maximum une dimension de l'ordre de 400mm. Elles sont, ensuite, soutirées à l'aide d'un système de tiroir D.A.T et passent dans un système de grizzly-feeders pour éliminer les stériles. Puis, les matériaux sont évacués dans le concasseur primaire qui pouvait réduire jusqu'à 0/100 sa granulométrie.

Les produits concassés sont repris par l'extracteur, puis transportés par le convoyeur qui assure l'alimentation du crible. Ce dernier assure la classification granulométrique des produits concassés par l'intermédiaire des différents types de grilles superposés là-dedans. Notons que le crible peut comporter quatre grilles qui pourraient être changées selon les classes granulaires voulues.

Les produits finis vont directement aux silos pour leur stockage provisoire tandis que les refus sont amenés vers la trémie tampon pour attendre leur recyclage. Enfin ces gros calibres sont évacués vers le concasseur secondaire qui assure leur fragmentation totale avant d'être ramenés pour une nouvelle fois dans le crible. Il constitue alors un cycle de transformation entre la trémie tampon, le concasseur secondaire et le refus du crible.

VI-3- LE CONCASSAGE

VI-3-1- Types de concasseurs [5] [8]

Les concasseurs réduisent de façon successive la taille des éclats de roche. Ils sont basés sur trois principes : rupture par écrasement, par chocs et par gravité. En effet, il existe plusieurs types de concasseurs mais les plus connus sont :

- ☞ **Les concasseurs à mâchoires**, qui opèrent par écrasement entre une mâchoire fixe et une mâchoire animée d'un mouvement alternatif par le moyen d'un arbre à excentrique.
- ☞ **Les concasseurs giratoires**, travaillant aussi par écrasement dans une chambre annulaire constituée par une paroi circulaire servant de mâchoire fixe et par un cône central, animée d'un mouvement excentrique qui le rapproche et l'éloigne alternativement de chacun des points de la paroi.
- ☞ **Les concasseurs à percussion ou à pic**, travaillant par chocs contre des pièces mobiles en rotation ou en translation : marteaux, percussions ou soles tournantes.
- ☞ **Les concasseurs à projection centrifuge** travaillant par gravité, sous l'action des charges libres composés de broyeurs à barres ou à boulets.

VI-3-2- Choix du concasseur

VI-3-2-1- Concasseur primaire

Les éléments qui interviennent dans le choix du type de concasseur primaire sont :

- La qualité de la roche à traiter telle que la nature pétrographique, les caractéristiques mécaniques telles que la résistance en compression simple et l'abrasivité.
- La dimension des blocs de roches après abattage ;
- L'engin de chargement et la dimension maximale du bloc pouvant arriver au concasseur primaire.
- Le tonnage à traiter.
- Le rapport de réduction des appareils qui est relativement limité pour obtenir un bon fonctionnement industriel.

Ainsi, en tenant compte de ces éléments suscités, on a fait le choix entre le concasseur à mâchoires et le concasseur giratoire primaire. A capacité d'admission égale, ce dernier est plus lourd et plus coûteux mais il permet d'obtenir des productions unitaires nettement plus élevées. Les valeurs numériques figurant dans le tableau suivant correspondent à des ordres de grandeur destinés à cerner les possibilités d'emploi de chacun des types de machines. Cependant, il ne conviendrait pas de les considérer comme constituant des limites absolues.

Appareil	Capacité maximale d'admission [mm] (*)	Rapports de réduction normaux	Production unitaire [t/h]	Energie consommée [Kwh / tonne traitée]
Concasseurs à mâchoires	100 x 60 à 2500 x 1600	4/1 à 5/1	≤ 1 000	0,4 à 1
Concasseurs giratoires primaire	400 à 1 600	4/1 à 5/1	≤ 4 000	0,25 à 0,75

(*) : a x b : section d'admission x ouverture radiale

Tableau n°23 : Caractéristique des concasseurs prim aire

C'est le concasseur à mâchoires qui convient à notre projet et ses caractéristiques sont déterminées ultérieurement.

Plus précisément, on utilisera un concasseur à mâchoires C80 à simple bielle adapté pour les roches mi-dure et peu abrasives. De plus son coût est de 2 fois moins cher que celui du concasseur à double bielle.

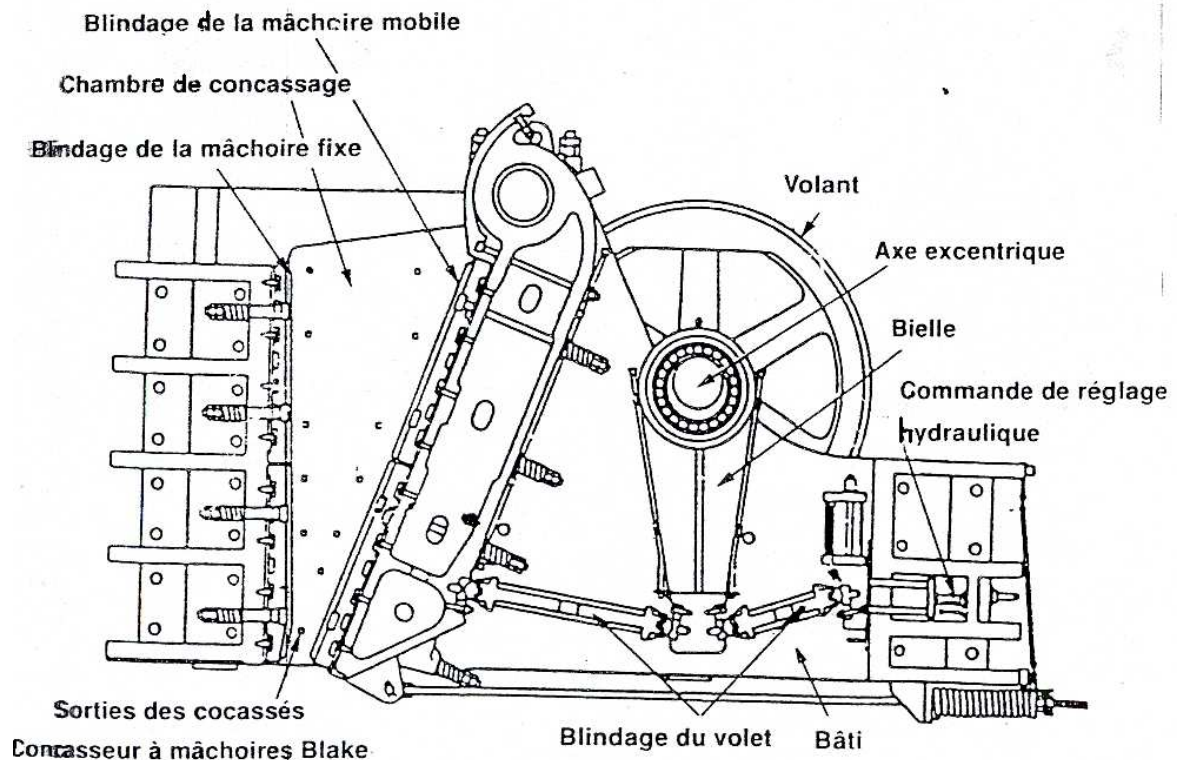


Figure n°16 : Concasseur à mâchoire à simple effet

VI-3-2-2- Concasseur secondaire

Les éléments qui interviennent dans le choix du type de concasseur secondaire sont :

- ☞ la dimension des blocs à la sortie du concasseur primaire,
- ☞ les propriétés physico-mécaniques de la matière fragmentée
- ☞ le rythme de production, définissant la capacité de la machine choisie.

Pour le concassage secondaire, on utilise le concasseur giratoire secondaire qui est le plus couramment utilisé, en raison de sa simplicité, de sa robustesse et de sa faible consommation d'énergie. Cependant, il est en concurrence avec le broyeur, mais le concasseur a les profils de la

chambre de travail permettant d'opérer sur des produits déjà grossièrement calibrés et pouvant obtenir des productions unitaires nettement plus élevées.

Appareil	Capacité maximale d'admission [mm] (*)	Rapports de réduction normaux	Production unitaire [t/h]	Energie consommée [Kwh / tonne traitée]
Concasseurs giratoires secondaires	250 à 750	5/1 à 8/1	70 à 1000	0,5 à 1
Broyeurs à disque giratoire	25	5/1	30 à 200	2 à 3

Tableau n°24 : Caractéristique des concasseurs secondaire

VI-3-3- Détermination des caractéristiques fonctionnelles des concasseurs [8] [21]

III-3-3-1- Ouverture d'admission

A partir de la formule de TAGGART, on peut calculer la longueur de l'ouverture d'entrée qui convient à la production estimée.

$$E = \frac{P}{8,4 \times S}$$

Où

P : Débit de production en [t/h]

E : Longueur de l'ouverture d'entrée exprimée en [cm]

S : Longueur maximale de l'ouverture de sortie exprimée en [m]

AN : Pour le concasseur primaire C80:

$$P = 30 \text{ t/h} \quad S = 0,1 \text{ m}$$

$$E = \frac{30}{8,4 \times 0,1} = 35,71 \text{ cm}$$

$$E = 357 \text{ mm}$$

Après ce calcul, on considérera que cette valeur correspond à l'ouverture minimale du concasseur. Cependant, il faut aussi tenir compte du mode d'alimentation du concasseur que ce soit manuel (par l'intermédiaire d'un ouvrier) ou que ce soit automatique (sans intervention humaine). En effet, pour la bonne marche de l'unité primaire et en consultant les catalogues, on adopte un concasseur dont l'ouverture d'entrée sera égale à 600 x 420 mm.

VI-3-3-2- Rapport de réduction

C'est l'une des caractéristiques de l'appareil, donné par le constructeur. Il est défini comme le rapport entre la dimension maximale des blocs à l'alimentation et la dimension du même produit à la sortie de l'appareil.

Ce rapport est relativement limité, c'est-à-dire qu'un même concasseur ou broyeur ne peut pas se régler à volonté pour n'importe quelle réduction. C'est d'ailleurs la raison principale de leur distinction, car chacun d'eux étant spécialisé dans une gamme de réductions déterminées.

Pour obtenir un bon fonctionnement industriel, il faut limiter le rapport de réduction des appareils et, si une réduction plus élevée est nécessaire, il faut prévoir deux ou plusieurs appareils appropriés fonctionnant en série.

Notre choix correspond à un rapport de réduction 4/1 pour le concasseur primaire et 5/1 pour le concasseur secondaire.

VI-3-3-3- Capacité de production

La capacité de production des concasseurs à mâchoires peut être calculée au moyen de la formule de HERSAM.

$$P = 30 \frac{T^2 + 2ST}{E - S} n W D \delta k$$

Avec :

P : Débit de production en [t/h]

T : Course au bas de la mâchoire mobile en [m]

S : Ouverture en position serrée au bas des mâchoires en [m]

D : Hauteur de la chambre de concassage en [m]

E : Ouverture à l'entrée en [m]

W : Largeur des mâchoires en [m] ; (donc EW : section d'admission)

n : vitesse de l'excentrique en [tr/min]

δ : Densité apparente de la matière fragmentée à sa sortie de l'appareil

k : Coefficient dépendant de la nature et forme des matériaux traités, angle et forme des mâchoires, mode d'alimentation, etc. Elle varie de 0,75 (pour les concasseurs à double bielle) à 0,95 (pour les concasseurs à simple bielle).

AN : Concasseur à simple bielle, C80

$$P = 30 \times \frac{(0,05)^2 + (2 \times 0,1 \times 0,05)}{0,42 - 0,1} \times 90 \times 0,6 \times 0,7 \times 1,5 \times 0,85 = 55 \text{ t/h}$$

Or, ce résultat présente des variations jusqu'à 30% en plus ou en moins en fonction des divers correctifs susceptibles d'affecter le coefficient k. Donc ce concasseur peut assurer le rythme de production 30 t/h prévu dans ce projet.

VI-3-3-4- Dispositions mécaniques

En matière de concassage, les éléments suivants sont à considérer en premier lieu : masse de l'ensemble, mode de graissage, dispositifs de réglage et de rattrapage de jeu.

En général, la simplicité, la robustesse et la facilité d'entretien doivent être parmi des règles primordiales exigées de l'appareil de broyage. Celui-ci étant soumis à des trépidations et à des chocs, il y a lieu, si on veut éviter les ruptures par fatigue des divers organes d'en assurer l'indéformabilité pratique.

VI-4- LE CRIBLAGE

Le criblage est une opération mécanique réalisée à partir d'appareils communément appelés cribles. Ils sont équipés de grilles perforées avec des ouvertures de taille déterminée en fonction

de la dimension des grains recherchés. Les cribles peuvent être constitués d'une seule grille permettant le classement en deux sous-ensembles ou de plusieurs grilles permettant le tri en plusieurs ensembles de matériaux aux dimensions recherchées. Il existe plusieurs types de grilles (métalliques, caoutchouc, tissus synthétiques) dont l'utilisation dépend essentiellement de leur résistance à l'abrasion des matériaux.

VI-4-1- Types de cribles [8]

D'une manière générale, on a deux principales catégories de cribles mais la diversité des applications du criblage est telle que les constructeurs ont été obligés de créer une très grande variété d'appareils pour pouvoir y répondre.

- ☞ **Les cribles statiques** qui sont utilisés dès l'origine sous une forme de réalisation plus ou moins rudimentaire. Ils regroupent les drilles planes inclinées, les cribles statiques à barreaux transversaux, les cribles à grille courbe et le panneau tamiseur BRGM.
- ☞ **Les cribles vibrants** qui prennent progressivement la place de tous les autres types et tendent à devenir l'instrument universel de séparation volumétrique. Parmi ce type, il y a les cribles à toile vibrante tendue sur châssis fixe qui sont réservés en principe au tamisage fin, et les cribles à châssis vibrant qui constituent le cas le plus courant.

Il existe encore de nombreux types de cribles mais certains d'entre eux sont rattachés aux cribles vibrants et d'autres sont périmés ou de moins à moins utilisés et il est très rare qu'on envisage leur emploi dans une installation nouvelle.

VI-4-2- Choix d'un type de crible

Comme nous l'avons dit précédemment, certaines de ces réalisations mécaniques sont considérées comme périmées, mais beaucoup d'autres restent en compétition, et l'utilisateur a donc à faire un choix. Ce choix sera guidé avant tout par la nature du travail à effectuer, mais aussi, dans une certaine mesure, par la dimension des emplacements disponibles (spécialement en hauteur), ainsi que la répartition dans l'espace des produits classés.

- Pour les opérations portant sur du gros tout-venant (scalpage, précriblage, calibrage), on a maintenant le choix entre grilles fixes (pour une opération sommaire), grilles mécaniques et cribles vibrants et ultra-puissants.
- Pour les opérations portant sur le criblage proprement dit, les cribles vibrants et les cribles à résonances se partagent la faveur du marché. Les possibilités fonctionnelles des cribles inclinés sont plus étendues que celles des cribles horizontaux (gamme des mailles de séparation 1 à 250 mm au lieu de 1 à 80 ou 100 mm), et leur mécanique est également plus simple. Les cribles horizontaux sont justifiés surtout dans le cas où des impératifs d'installation limitent la hauteur disponible.

➤ Pour le criblage fin (tamisage), le choix se fait entre tamis plans à mouvement giratoire et tamis vibrants électriques ou électromagnétiques. Ces appareils entrent plus ou moins en concurrence avec la séparation pneumatique.

Dans notre cas, on peut utiliser les cribles à châssis vibrant inclinés de 12° à 25° selon le cas d'utilisation. Ils sont à trajectoire circulaire ou elliptique et actionnés soit par mécanisme à excentrique, soit par un arbre balourdé, disposé transversalement au caisson vibrant, le plus près possible du centre de gravité de celui-ci. Leurs avantages sont qu'ils représentent, de loin, ceux dont les applications sont les plus étendues et les plus variées, en même temps que de construction la plus simple et d'entretien le plus facile. Plus précisément, nous choisissons les cribles à balourds car leur domaine d'utilisation s'étend du côté des grosses granulométries.

VI-4-3- Détermination des caractéristiques fonctionnelles de l'appareil [8] [15]

VI-4-3-1- Capacité de criblage

La capacité d'un crible dépend de tous les divers facteurs de criblage et peut varier considérablement, en particulier en fonction de la qualité de criblage désirée. Pour les cribles vibrants de bonne fabrication et bien réglés, elle varie de 2 à 10 et, est donnée avec une assez bonne approximation par la formule empirique suivante :

$$T = 1,4 \frac{\rho_s}{\gamma} a^{0,6}$$

Avec

T : capacité de la surface utile du crible en [t/h par m²]

ρ_s : Masse spécifique du produit à cribler (il s'agit ici de la masse spécifique vraie et non de la masse spécifique apparente) ;

γ : Pourcentage des grains de dimension critique (c'est-à-dire comprise entre 0,5 et 1,5 a)

a : largeur de maille du crible en mm.

Cette formule correspond à un rendement de criblage voisin de 90 %, ce rendement étant calculé sur les grains de dimensions comprises entre 0,5 a et a. Elle est établie pour des surfaces criblantes à ouvertures de forme carrée et suppose que la proportion d'ouverture σ est approximativement égale à 0,5.

VI-4-3-2- Rendement de criblage

C'est le pourcentage E des produits finis de l'alimentation passant à travers du crible.

$$E = 100 \times \frac{100 \times (a - r)}{a \times (100 - r)}$$

Avec m : l'ouverture de maille du crible (supposé à maille carrée)

a, r : les proportions respectives, exprimées en %, des grains de dimensions inférieures à m dans l'alimentation et le refus

Mais pour avoir un chiffre plus significatif, il est recommandable de calculer le rendement de criblage, non pas sur la totalité de l'alimentation, mais sur les "produits de dimension critiques",

c'est-à-dire, suivants les conventions adoptées, la fraction granulométrique comprise entre m et $m/2$. Les rendements de criblage industriels sont habituellement compris entre 70 et 95 %.

VI-4-3-3- Efficacité de criblage

L'efficacité de criblage e est basée sur la proportion r des produits fins restant dans le refus, on la définit souvent par le chiffre :

$$e = 100 - r$$

Elle est également désignée sous le nom de "*rendement d'épuration des refus*"

VI-4-3-4- Facteurs de production

La capacité de production des appareils de criblage est extrêmement difficile à prévoir car elle est dépendante d'une vingtaine de facteurs que l'on peut classer en quatre catégories.

- a- Facteurs propre à la surface de criblage : dimension et forme des ouvertures, profil de la section de passage, inclinaison, pourcentage des vides.
- b- Facteurs propre au mouvement du crible : fréquence du mouvement, amplitude, forme de la courbe, coefficient d'accélération, angle de projection. Ces facteurs permettent de déterminer un coefficient de criblage K tel que :

$$K = \frac{An^2 \sin(\alpha + \beta)}{900 \cos \beta}$$

Avec :

- A : Amplitude du mouvement en [m]
- n : Fréquence du mouvement en [tr/min]
- α : Angle de projection de la matière
- β : Angle de crible par rapport à l'horizontale.

K peut être compris entre 1,5 et 2 pour un criblage ménagé (charbon), entre 2 et 2,5 pour un criblage normal, et peut atteindre 3 à 3,5 pour un criblage difficile.

c- Facteurs propres au produit à cribler : granulométrie, coefficient de forme, pourcentage de grains difficiles, teneur en humidité libre, teneur en élément colloïdaux (aptitude au colmatage).

d- Facteurs propre aux conditions d'exploitation du crible : nombre de claies superposées, rythme d'alimentation, régularité du débit, coefficient d'entretien de sélectivité recherchée.

VI-4-4- Facteurs principaux intervenant dans le criblage

VI-4-4-1- Largeur de la maille de criblage

Si nous désignons a la dimension de la maille d'un crible exprimé en [mm], on démontre d'après les études expérimentales réalisées par GAUDIN que :

- Le nombre de mailles par unité de surface du crible est inversement proportionnel à a^2 .
- Le poids des grains passés à travers deux mailles du crible dans un temps donné est proportionnel à a^3 .

Il en résulte que le poids de grains passant pendant l'unité de temps à travers l'unité de surface du crible est approximativement proportionnel à : $\frac{a^3}{a^2} = a$

La quantité de matériau passant à travers le crible est, en première approximation, proportionnelle à la maille de criblage.

VI-4-4-2- Forme et dimension des ouvertures

Habituellement, on utilise la maille carrée de largeur a comme référence, mais nous avons vu que la forme des ouvertures utilisée industriellement pouvait varier ; à côté des ouvertures carrées, les plus courantes sont circulaires (tôles perforées), hexagonales ou allongées (tôles en toiles), ces derniers peuvent être assimilés à des rectangles.

Les gammes d'ouvertures admissibles sont :

- 40 à 300 mm pour les grilles ordinaires fixes ou à mouvement mécanique,
- 0,3 à 150 mm pour les tôles perforées,
- 0,1 à 125 mm pour les tissus métalliques,
- 0,038 à 0,1 mm pour les tissus en soie ou en nylon,
- 0,3 à 3 mm pour les grilles à fentes.

VI-4-4-3- autres facteurs

De nombreux facteurs autres que suscités agissent sur la vitesse avec laquelle les grains de dimension inférieure à la maille de criblage sont susceptibles de traverser la surface du crible. Dans ce cas, on peut citer les dimensions relatives des grains et de la maille de criblage, l'angle d'attaque des grains et l'humidité.

VI-5- LES MATERIELS DE LIAISONS

Ces matériels de liaisons sont constitués essentiellement par des convoyeurs à bande entraînés par des moteurs électriques. Plus précisément, on utilise des sauterelles pour l'alimentation du crible et le recyclage des produits et des extracteurs pour capter les matériaux sortants des concasseurs en servant cette première et pour évacuer les produits criblés.

Les sauterelles ont de longueur assez importantes (selon la distance entre les deux appareils dont elles relient) et qui sont inclinés d'un angle de 15 à 30° par rapport à l'horizontale. Par contre les extracteurs ont des longueurs plus ou moins courtes et qui ne sont pas forcément inclinés. En consultant les catalogues, on a pris des largeurs standards des bandes transporteuses égales à :

- ☞ 500 mm : pour les extracteurs évacuants les produits finis
- ☞ 650 mm : pour les sauterelles et les extracteurs qui les alimentent.

VI-6- LE STOCKAGE

Une fois traités et classés par granulométrie, les granulats sont acheminés vers les aires de stockage. Pour cela, ils sont stockés provisoirement dans des trémies ou des silos avant leur évacuation sous forme de stocks au sol pour le stockage définitif.

Les dimensions des produits finis sont données par le tableau suivant :

Nature	Dimension (mm)
Tout venant	0/31,5
Gravillons	10/14 ; 5/15 et 15/25
Gravillonnettes	3/6 et 6/10
Sable	0/3

Tableau n°2 5 : Caractéristiques granulométriques des produits

VI-6-1- Le pré-stockage

C'est le stockage provisoire des matériaux pour une courte durée (pratiquement de quelques heures) en attendant leur mis en stock définitif. En effet, on utilise un silo en béton armé sous forme de case rectangulaire qui est subdivisé en quatre compartiments ayant une capacité minimale de 20 m³ chacun. Dans chaque cloison, on classe les gravillons suivant leur granulométrie ainsi le tout venant et le stérile sont placés à côté.

Le silo est placé juste à côté du crible dans un endroit le plus bas possible pour créer une pente entre la partie inférieure du criblage et le silo afin de provoquer le mouvement libre d'évacuation des matériaux. Ainsi, on n'attend pas que le silo soit comblé, mais on dégage les produits finis au fur et à mesure que le passant du criblage augmente. Avant tout travail, le silo doit être vidé.

VI-6-2- Le stockage définitif

Puisque les granulats sont de matériaux résistants aux intempéries et ils ont besoin d'endroits spacieux, donc on choisit le mode de stockage en remblai ou en tas à l'air libre en attendant leur expédition. Dans ce cas, on peut stocker une importante quantité de matériaux pendant une longue durée.

Dans le silo, les produits sont dégagés par la chargeuse 950 G série II CAT et sont placés à part, en tas suivant leur classe granulométrique. De ce fait, il faut avoir au moins une surface plane de 500 m² avec une pente maximale de 5% dans la zone du chantier ou à proximité.

REMARQUE

LE CONTROLE DE LA QUALITE

Tout au long du processus de fabrication, dans un laboratoire approprié (comme le LNTPB ou autre), on procède des opérations régulières de contrôle de la qualité portant sur la chaîne de production et sur la conformité du produit fini (granulométrie, forme, dureté, propreté...).

CHAPITRE VII : ETUDE D'IMPACT ENVIRONNEMENTAL [2] [11] [17]

VII-I - INTRODUCTION

Cette étude de préfaisabilité est préparée non seulement en vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur des Mines mais aussi pour l'autorisation de l'ouverture à long terme de la carrière de granite d'Alakamisy-Fenoarivo qui sera octroyée par l'Administration des Affaires Communales dans le cadre du Partenariat Public Privé (3P). Elle décrit les objectifs du projet, les techniques d'exploitation minière, et l'environnement dans son état avant l'exécution du projet, et traite des impacts éventuels du projet sur l'environnement tout en proposant les mesures requises d'atténuation des impacts négatifs. Mais nous n'effectuons qu'une étude très sommaire qui a été menée dans le but de donner un aperçu de ce qui doit être fait dans ce domaine.

D'une manière générale, les exploitations des carrières de roche massive, et en particulier la carrière de granite, sont perçues comme sources de nuisances pour l'environnement. Ainsi, le chapitre II, titre V de la Loi n°99-022 du 19 août 1999 portant Code minier modifié en Juillet 2005, fixe notamment les conditions dans lesquelles on doit réaliser une étude d'impact dans un projet d'exploitation minière.

Enfin, pour bien mener l'étude, il est nécessaire de donner les terminologies suivantes :

- **Environnement** : En général, c'est l'ensemble des éléments naturels et artificiels qui entoure l'être humain. Au sens strict, il est constitué de l'ensemble des parties des milieux (milieux physiques et biologiques) qui sont en corrélation directe avec le milieu humain. Ainsi, dans un milieu, il peut exister différents types d'environnement, car la corrélation entre les éléments du milieu et le développement de la vie est déterminé également par la structure héréditaire des organismes vivants.
- **Etude d'impact** : C'est une étude de l'ensemble des incidences physiques et socio-économiques d'une exploitation sur son environnement.
- **Etude d'impact environnemental** : Document portant engagements environnementaux du titulaire de permis minier, dont les détails sont précisés par voie réglementaire.
- **Réhabilitation environnementale** : C'est l'ensemble des opérations visant à rendre sain et stable le site, de manière à sécuriser toute forme de vie ou d'activité future, et à rétablir la capacité du lieu d'implantation de l'opération minière de permettre le développement d'une autre activité compatible avec toute forme de vie ou d'activité de la localité où il se trouve, après la clôture de l'opération minière.

VII-2- OBJECTIFS

Ce chapitre a pour objet la prédiction et la réduction des nuisances occasionnées par cette activité et doit permettre par la proposition des solutions techniques économiquement acceptables d'optimiser le choix de l'exploitation d'implantation du site, l'évolution de l'exploitation et la réhabilitation de la carrière.

Plus particulièrement l'étude d'impact sur l'environnement minier consiste essentiellement à réduire au maximum l'ensemble des incidences physiques et socio-économiques d'une exploitation sur son environnement. Quel que soit le type d'exploitation (carrière souterraine ou carrière à ciel ouvert) ou la méthode employée, les carrières posent de graves problèmes: effondrements, bruit, poussières,... Ceci peut avoir d'importantes conséquences sur l'environnement: instabilité des terrains, pollution de l'air, de l'eau, nuisances pour la vie animale et la vie végétale ... Le but est donc d'identifier, puis de limiter au maximum voire même enrayer ces nuisances.

VII-3- PRESENTATION DE L'ETUDE

L'évaluation environnementale de ce projet nous est primordiale. En effet les lois et les règlements font de la protection de l'Environnement une question clé de tout projet de développement. Les mêmes préoccupations font l'objet d'une attention particulière de la part des opérateurs miniers et des autorités locales.

Ainsi, une évaluation des impacts préliminaires du projet sur l'environnement de la région doit être réalisée en prélude à une étude sommaire ou plus détaillée.

En effet, notre étude comprend :

- l'analyse de l'état initial du site,
- l'analyse des effets sur l'environnement,
- les raisons pour lesquelles le projet a été retenu,
- les mesures envisagées pour prévenir et/ou atténuer les conséquences dommageables,
- les mesures prises pour la remise en état des lieux.

Les résultats ont fait ressortir que de point de vue environnementale, les impacts négatifs, les plus significatifs seraient la dégradation du paysage susceptible de contribuer à la dégradation des ressources en eau et en sol de la région. De même, pourrait subsister une dégradation de la qualité de l'air, du fait de l'émission des particules par les activités d'exploitation minière. Enfin, les nuisances dues aux bruits et aux vibrations causées par la circulation des engins, le fonctionnement des matériels d'exploitations et les tirs de mines causent des effets gênants sur les habitants aux alentours.

VII-4- ETAT INITIAL DU SITE

Ce paragraphe est déjà développé dans la première partie de cette étude mais à titre de rappel, nous pouvons le résumer dans le tableau suivant :

Milieu	Identification	Etat initial
Physique et biologique	Faune et flore	La région est dépourvue des espèces animales et végétales à protéger à cause de l'évolution rapide du milieu. De même, on trouve rarement les plantes arborescentes outre le pin et l'eucalyptus ainsi que les animales sauvages dans la région.
	Hydrologie et hydrogéologie	Le massif est généralement considéré comme hydrogéologiquement riche. Le niveau piézométrique de la nappe phréatique est peu profond. Les sous écoulements des oueds montrent des sources exploitées par endroit. Une rivière sillonne au peu loin du site.
	Géomorphologie et paysage	La carrière est implantée au flanc de coteau d'un massif rocheux allongé suivant la direction NNW au SSE. Ceci est couvert des steppes poussant sur des morts-terrains latéritiques atteignant en moyenne 2 m d'épaisseur.
	Géologie	Le gisement est formé de migmatite granitoïde de texture microgrenue à grenue avec une forte érosion favorisée par le climat chaud et humide. Dans la totalité, la zone est dépourvue des failles ou des escarpements mais des lignes discontinues des schistosités et des fissurations sont observées partout.
	Bruits et vibrations	La carrière est située dans un environnement acoustique de type rural : 40 à 45 dB (A), altéré par la circulation de la route de Vontovorona. On n'a pas noté de sources particulières de vibrations.
Socio-économique	Infrastructures	<p>La mine est actuellement reliée à la RN 1 par un tronçon de route goudronnée conduisant vers le CUR de Vontovorona qui est à 2,5 km du site. Ainsi qu'une autre piste qui la relie aux douars environnants. La desserte de la production s'effectuera par le chargement des camions vers les centres de destinations.</p> <p>En outre, une école publique et un bureau de la commune sont installés vers 500m à proximité de la carrière.</p> <p>Enfin, des lignes électriques à haute tension de la JIRAMA passent auprès du chantier en bordant la route vers le CUR.</p>
	Activités humaines et utilisation du sol	Les sols n'admettent pas de vocation économique majeure sauf quelques cultures vivrières dans les vallées et aux pieds des collines ; ainsi que des rizières dans les plaines. Cependant, les habitants sont principalement des agriculteurs et des éleveurs, plus des exploitants artisanaux/ des matériaux de constructions (sables de rivière, granulats, briques et tuiles).

Tableau n°26 : Récapitulation de l'état initial du site

VII-5- MATRICE DES IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX

Cette matrice résume l'identification des impacts potentiels et leurs sources afin de prendre des mesures d'atténuation pour les prévenir, les réduire ou les supprimer.

VII-5-1. Sur le milieu physique

COMPOSANTES	SOURCES D'IMPACTS	IMPACTS POSSIBLES	MESURES D'ATTENUATION	RESULTATS ESCOMPTE
PAYSAGE	<ul style="list-style-type: none"> - Installation de l'usine de traitement et préparation - Mode d'exploitation du gisement à ciel ouvert - Décapage et défrichement des matières végétales - Remblayage des stériles - Fosses et excavation effectuées pendant l'exploitation 	<ul style="list-style-type: none"> - Effet à première vue en chantier à causes des excavations et talus artificiels - Perturbation visuelle - Perte de la valeur esthétique naturelle et récréative du chantier - Dextrinisation du paysage environnant - Erosion en amont et en aval de la carrière. 	<ul style="list-style-type: none"> - Les espèces végétales en dehors du périmètre seront entretenues pour servir d'écran naturel - Les opérations de décapage des matériaux de découverte seront réalisées de manière successive et qui seront limitées aux stricts besoins de l'exploitation. - Les terres de découverte seront stockées en merlon sur le flanc Ouest de la carrière de façon à ne pas perturber l'environnement 	<ul style="list-style-type: none"> - Ramener la valeur esthétique naturelle de la zone - Eviter la dégradation du sol - Stabiliser le climat de la région - Faciliter la remise en état du site.

<p>EAU DE SURFACE ET HYDROGEOLOGIE</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Transport des éléments physicochimiques et substances polluantes provenant des rejets du reste des matériaux traités ; - Les hydrocarbures liquides provenant des aires de lavage et d'entretien des appareils de traitement ; - Ecoulement des eaux usées - Alimentation en excès d'eau 	<ul style="list-style-type: none"> - Acidification du milieu risquant d'arrêter les activités biologiques. - Tarissement des sources en eau ou changement de la piézométrie de la nappe - Dissémination des poussières et boues lors des pluies d'orage dans les milieux aquifères (érosion) - Infiltration des eaux polluées dans la nappe phréatique modifiant sa qualité - Contamination des produits polluants ou nocifs envers les eaux qui se trouvent aux alentours du site 	<ul style="list-style-type: none"> - Imperméabilisation du fond des aires de lavage et d'entretien des matériels ; - Les eaux usées et les liquides accidentellement répandus sont récupérés, et collectés vers un bassin de décantation (qui est composé de deux chambres pour faciliter son curage), puis traités avant leur évacuation ou leur recyclage. - Contrôle de la qualité des eaux ; - Eviter la perturbation de la rivière pendant le captage d'eau d'alimentation et l'évacuation d'eau usée ; - Bonne gestion des déchets. 	<ul style="list-style-type: none"> - Maintien de l'équilibre naturel de l'eau et éviter le tarissement des sources ; - Limitation de la pollution des eaux et préservation de leurs qualités ; - Protection de la biodiversité
<p>AIR</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Travaux préparatoires : Construction des pistes et aménagement du gradin ; - Abattage : foration des trous et tir de mine ; - Traitement des roches : concassage et criblage - Engins d'exploitation : circulation et échappement des moteurs ; - les stocks : action du vent. 	<ul style="list-style-type: none"> - Dispersion des poussières et des particules chimiques dans l'air. - Emanation des gaz nocifs : S₂, CO, CO₂, NH₄, NO₂ ... - Modification de la qualité initiale de l'air (Pollution et mauvaise odeur autour du site) - Maladies respiratoires - Effets de poussière sur les matériels d'exploitation 	<ul style="list-style-type: none"> - Utilisation de carburants moins polluants et entretien des filtres à air des engins ; - Arrosage régulière des pistes par temps sec ; - chargement des matériaux ne dépassant pas le niveau supérieur de la ridelle - Pulvérisation d'eau ou capotage hermétique à la sortie des concasseurs; - Utilisation des marteaux perforateurs qui sont soit équipés à l'eau pour transformer les poussières 	<ul style="list-style-type: none"> - Réduire au maximum la pollution de l'air ; - Maintenir une atmosphère saine et respirable ; - Minimiser les émissions de poussières ; - Réduire les émissions de polluants

			immédiatement en boues, soit équipés d'aspirateurs montés sur l'appareil pour récolter les poussières dans un sac ; - Végétalisation de merlon ou conservation des rideaux d'arbres existants ne gênant pas l'exploitation ;	
BRUIT ET VIBRATION	<ul style="list-style-type: none"> - Tirs de mine ; - Fonctionnement des engins et manutention des matériaux ; - Les traitements des matériaux : concassage et criblage ; - la foration des trous de mine ; 	<ul style="list-style-type: none"> - Déstabilisation de l'équilibre du sol et risque de dégâts aux constructions voisines ; - Gêne aux voisinages ; - Nuisance aux ouvriers miniers effectuant les travaux d'exploitation ; - Perturbation de la vie des animaux environnants ; - Détérioration de la qualité de la vie des habitants ; - Modification de la structure géologique profonde (Disparition de sources). 	<ul style="list-style-type: none"> - Emploi des détonateurs électriques à micro-retards dans le tir ; - Limitation du nombre de trous et la quantité totale des charges dans une volée ; - Insonorisation à la source des moteurs et équipements ; - Capotage des machines ou mise en place des dispositifs élastiques anti-chocs sur eux (caoutchouté par exemple) ; - Mise en place des écrans aménagés ou des obstacles naturels autour des installations, - Entretien des engins notamment au niveau des silencieux d'échappement ; 	<ul style="list-style-type: none"> - Réduire les effets de vibration exercés au sol et aux constructions ; - Réduire les niveaux sonores engendrés par l'exploitation ; - Respect de la tranquillité et la qualité de vie du voisinage

Tableau n°27 : Matrice des impacts sur le milieu physique

VII-5-2. Sur les milieux biologique

	SOURCES D'IMPACTS	IMPACTS POSSIBLES	MESURES D'ATTÉNUATION	RESULTATS ESCOMPTES
FAUNE ET FLORE	<ul style="list-style-type: none"> - Emanation des poussières - Défrichement ; - Décapage et contamination des sols - Rejets des polluants et déchets chimiques dans la surface ou dans des eaux - Excavations 	<p>Aucun effet résiduel n'est grave car la zone est dépourvue des espèces en péril.</p> <ul style="list-style-type: none"> - Diminution en quantité et en qualité des espèces animales et végétales existantes ; - Enduit les plantes de poussières : diminution de la photosynthèse et perturbation du système de reproduction des plantes - Perturbation des faunes - Perturbation de l'équilibre de l'écosystème - Mortalité et/ou blessure des animaux piégés par les excavations et/ou les aliments toxiques. 	<ul style="list-style-type: none"> - Utilisation d'abats poussières ; - Embauche des mains d'œuvre locales pour le reboisement énergétique en dehors de la concession ; - Déplacement des espèces faunistiques et floristiques endémiques dans les parcs et zoo appropriés s'ils existent - Clôture du chantier pour éviter la pénétration des animaux domestiques dans la zone. 	<ul style="list-style-type: none"> - Maintien de la biosphère - Conservation de la faune et flore existante ; - Prise en compte des périodes et des zones sensibles ; - Limitation des émissions de poussières

Tableau n°28 : Matrice des impacts sur le milieu biologique

VII-5-3. Sur le milieu socio-économique

	SOURCES D'IMPACTS	IMPACTS POSSIBLES	MESURES D'ATTÉNUATION	RESULTATS ESCOMPTEES
MILIEU HUMAIN	<ul style="list-style-type: none"> - Emprise foncière ; - Matériels à moteurs d'exploitation ; - Tir de mine ; - Poussière et déchets chimiques. - Augmentation de la population 	<ul style="list-style-type: none"> - Perte en parcelle agricole et en zone de pâturage - Perturbation de l'équilibre économique existant - Inflation ; - Prolifération des maladies - Emission des bruits et de vibration gênant la population et détériore sa qualité de vie ; - Pollution de l'air et dégradation des qualités des eaux par la contamination des déchets. 	<ul style="list-style-type: none"> - Identification au préalable des modes d'occupation du sol et sa répartition spatiale ; - Consultation des différentes entités concernées par le projet dès la phase conception ; - Limitation de recrutement des personnels extérieurs à la zone du projet ; - Mesure de réduction des bruits et des perturbations dues à l'exploitation. 	<ul style="list-style-type: none"> - Limitation des conflits entre le promoteur et la population locale ; - Meilleure gestion de l'utilisation du sol ; - Limitation des émissions de bruit à la source ; - Maintien de l'équilibre social
INFRASTRUCTURES	<ul style="list-style-type: none"> - Vibrations évoquées par le tir et le fonctionnement des matériels d'exploitation - Circulation des engins sur des voies publiques 	<ul style="list-style-type: none"> - Destabilisation des infrastructures et risque de dégâts aux constructions voisines ; - Dégradation précoce des routes, des ponts et des chemins publics qui ne sont pas adaptés à l'exploitation. 	<ul style="list-style-type: none"> - Réduire les effets de vibrations ; - Entretien instantané des routes et limitation des charges de camions ; - Eviter le déversement des produits dans le trajet ; - Construction des pistes autonomes pour la vocation de l'exploitation 	<ul style="list-style-type: none"> - Maintien des infrastructures existantes en bon état ; - Augmentation en nombre des infrastructures

Tableau n°29 : Matrice des impacts sur le milieu socio-économique

Remarque :

Malgré ces impacts négatifs majeurs et pour lesquels nous proposons des mesures d'atténuation ou de remédiation, le projet aura des impacts positifs importants sur l'environnement socio-économique bien au niveau régional que national.

Au plan local, il est prévu :

- La création de 40 emplois permanents directs représentant une masse salariale d'environ 2.730.000 Ar ;
- Le renforcement des infrastructures socio-économique notamment la contribution au renforcement des accès routiers, du système de la communication et de l'électricité ;
- La contribution aux efforts de l'administration en matière de lutte contre la pauvreté par:
 1. La promotion de développement local durable
 2. L'augmentation du pouvoir d'achat de la population
 3. La lutte contre l'exode rural

Ainsi au plan national

- La contribution au développement du secteur minier avec le transfert de la plus récente et la meilleure technologie minière ;
- L'apport des impôts et des redevances minières pour l'amélioration du PNB au profit de l'économie nationale.

VII-6- LES JUSTIFICATIONS DU CHOIX DU PROJET

Malgré les divers effets négatifs du projet sur l'environnement tant aux milieux physiques qu'aux milieux biologiques et humains, il aura des impacts positifs importants sur le cadre socio-économique au niveau régional et national comme nous l'avons décrits auparavant. En effet, plusieurs facteurs interviennent dans le choix du projet.

VII-6.1 - Les facteurs géologiques

- *La qualité des matériaux* : D'après les tests et essais en laboratoires effectués, on démontre que le gisement ont des caractéristiques requises aux normes voulues
- *L'importance des réserves* : Suite aux études de reconnaissances réalisées sur terrain et aux simulations sur ordinateur, on évalue une réserve exploitable suffisante.

VII-6.2 - Les facteurs d'environnement

- *Les critères environnementaux* : Le risque faible d'atteinte grave à l'environnement par les nuisances habituellement provoquées par l'exploitation en carrières des roches massives. En effet, la zone où s'implante la carrière se trouve en milieu rural. De plus, elle

est dépourvue d'espèces faunistiques ou floristiques en péril, et même le déboisement nécessaire pendant la phase d'extraction est très faible.

- *Les perspectives de remise en état* : Même si on ne peut plus remettre le site à son état initial, il y aura plusieurs moyens pour l'aménager à des fins de reboisement ou des vocations économiques (agriculture, usine industrielle, site touristique et culturel, etc.) ou même des habitations.

VII-6.3 - Les facteurs techniques

- *L'opportunité du projet* : L'emplacement du gisement au flanc de coteau facilite son mode d'attaque. L'existence ou possibilité de construction des infrastructures favorables à l'exploitation (voies d'accès, source d'énergie électrique, etc.)

VII-6.4 - Les facteurs sociaux:

- *La main d'œuvre* : Facilité des embauchements locaux avec des mains d'œuvre de bon marché.
- *La conjoncture sociale* : L'existence de l'équilibre social ainsi que l'absence des conflits entre le promoteur et la population locale, favorisent la réalisation du projet. La source des conflits peut être : l'appropriation du terrain, la violation des tabous, la profanation des tombeaux, des monuments ou des terres sacrées, etc.

VII-6.5 - Les facteurs économiques:

- *La vocation de la zone* : L'exploitation contribue à la promotion du développement socio-économique de la région par la création des emplois, le renforcement des infrastructures, la contribution des impôts, etc.
- *Le marché* : le marché local et aux abords sont encore libres, d'où la destination du produit n'est pas très loin. Ce qui facilite son expédition.
- *Terrain domanial* : Possibilité d'acquérir la maîtrise foncière des terrains d'exploitation et ce, dans des conditions convenables.
- *La rentabilité du projet* : D'après les études économiques et financières effectuées ci-après, le projet est jugé rentable.

VII-7- REMISE EN ETAT DU SITE

VII-7-1- Généralités

La remise en état du site consiste à réintégrer les surfaces exploitées dans l'environnement de façon à leur redonner l'aspect d'un paysage naturel. Le but c'est de restituer les terrains à la nature avec un minimum de sécurité. Dans ce cas, il faut élaborer un plan de la remise en état dont les principes sont gérés par quelques nécessités :

- ☞ Assurer une stabilité à long terme des terrains,
- ☞ Maîtriser la circulation des eaux tout en préservant leur qualité,
- ☞ Garantir la sécurité du public avec élimination au maximum des dangers issus de l'exploitation.

L'article 99 de ladite loi réglementant l'exploitation des carrières stipule clairement que l'exploitant est tenu, suite à la cessation de l'activité pour quelque cause que ce soit de réparer tout dommage causé à l'environnement et à la sécurité publique et de procéder à la remise en état des lieux, conformément à la législation en vigueur et au plan de réaménagement prévus par le cahier des charges. C'est donc avant l'exploitation que le schéma d'aménagement et de la remise en état d'une carrière devraient être planifié ; mais il ne s'en déroulera que mieux quand le moment d'agir viendra. La restauration, responsabilité qui incombe au promoteur, fait désormais partie des coûts usuels d'une exploitation. Les principales possibilités d'aménagement des carrières après exploitation sont les suivantes :

- 1°/ remise en état agricole;
- 2°/ remise en état à des fins de reboisement;
- 3°/ remise en état en espace de détente et de loisirs;
- 4°/ remise en état en décharge contrôlée.
- 5°/ remise en état en cités d'habitation

VII-7-2- Principe

Dans notre cas, aucune future utilisation n'est encore prévue pour l'affectation du site après l'exploitation. Donc nous avons choisi, dans cette étude de préfaisabilité, la remise en état des lieux à des fins de reboisement. Ainsi, Les opérations suivantes seront notamment réalisées :

- Les fronts laissés à vide seront purgés et talutés à 60°, puis écrêtés en enlevant le coin qui forme un angle aigu sur le sommet ;
- Les fosses et les excavations seront remblayées et remodelées puis reboisées ;
- Les zones à risques sont protégées par des merlons, des barrières naturelles (par exemple les taillis épineux), ou des clôtures ne devant pas être franchies. Des panneaux de signalisation préventive ou d'interdiction peuvent être associés à ces protections.
- Le site sera débarrassé de toutes les matériels et installations ;
- Toutes les ordures et déchets de carrières doivent être retirés du site d'exploitation ;

- Des eucalyptus et des pins seront plantés en périphérie sur la bande environ 10 m inexploitée.

Enfin, il est à noter que la réhabilitation des infrastructures sera comprise dans ces travaux de remise en état. De plus, rappelons qu'on embauchera des mains d'œuvres locales pour le reboisement énergétique en dehors de la concession afin de ne pas laisser la dégradation plus longtemps.

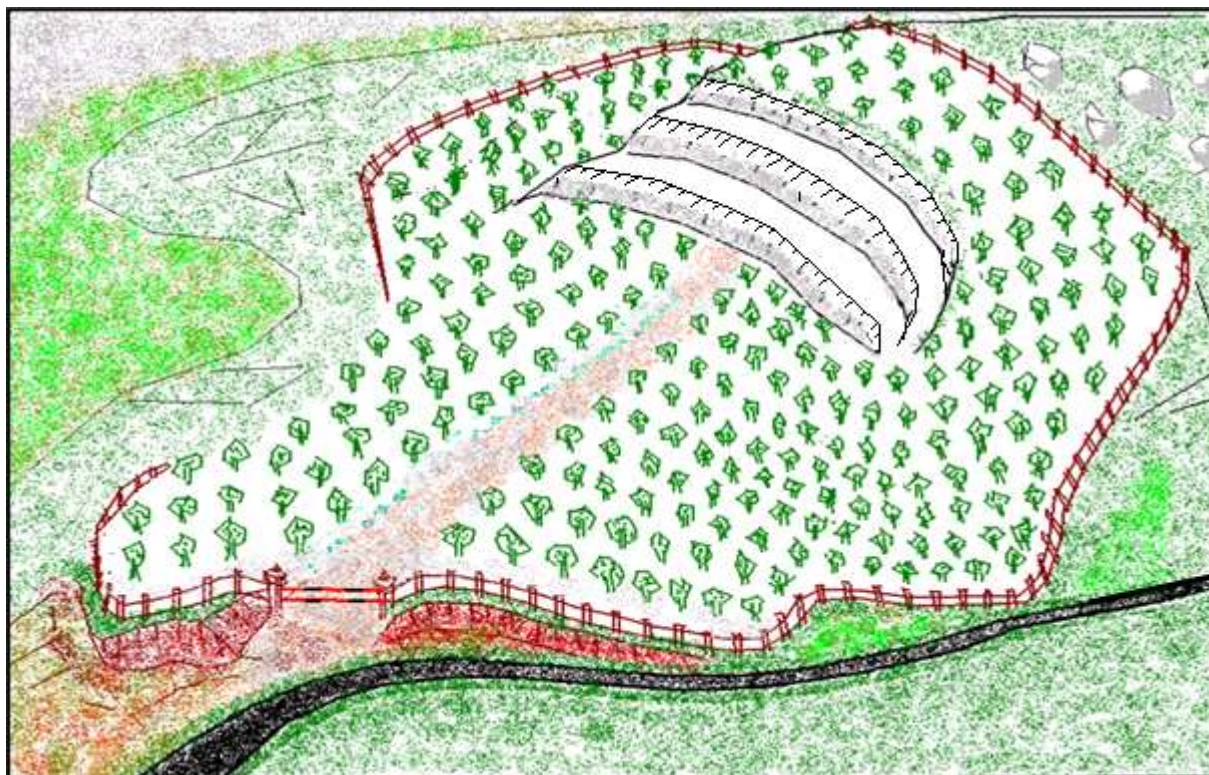


Figure n°17: Aperçu général de l'aménagement du site

VII-7-3 - Ordonnancement de la remise en état

Nous avons résumé dans le tableau suivant les opérations et les durées moyennes d'exécution.

Opérations	Désignation	Durée moyenne d'exécution [j]
Démontage des matériels et nettoyage des lieux	a	10
Merlonnage	b	10
Purgeage des fronts et remblayage des excavations	c	35
Compactage	d	3
Recouverture de terres végétales	e	5
Remodelage et reprofilage léger	f	2
Révégétalisation, et reboisement	g	5

Tableau n°30 : Ordonnancement de la remise en état

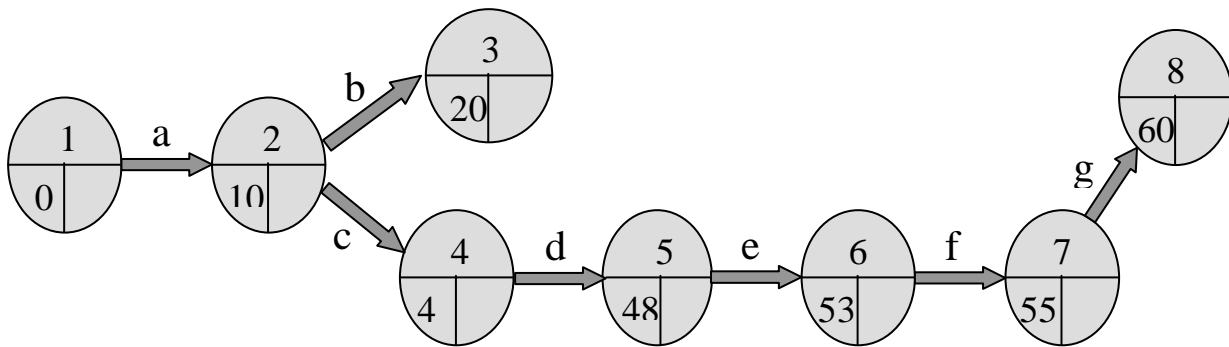


Figure n°18 : Graphe PERT

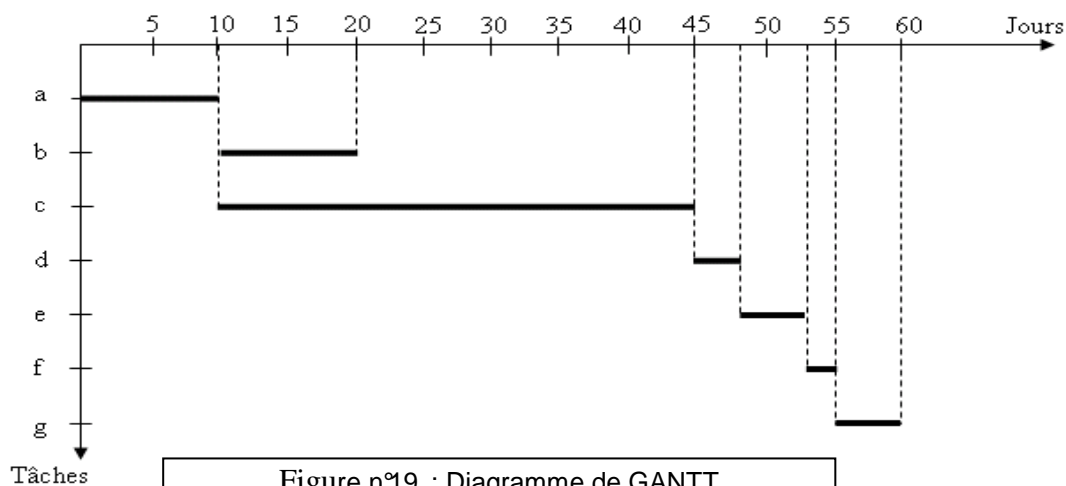


Figure n°19 : Diagramme de GANTT

VII-7-4- Calcul du coût de la remise en état

Les travaux de remise en état dure soixante jours après l'exploitation proprement dite. Pour calculer le coût total de cette activité, nous évaluons le coût de chaque opération. Il est à noter que les engins utilisés (camion, pelle, compacteur, tractopelle) sont déjà amortis durant la phase d'exploitation, donc leurs coûts n'interviennent plus dans nos calculs. Citons entre autre :

Opérations	Coût total en Ar
Achat et préparation de pépinière	5 000 000
Démontage des matériels et nettoyage des lieux	6 000 000
Merlonnage	2 500 000
Purgeage des fronts et remblayage des excavations	12 000 000
Compactage	1 500 000
Recouverture de terres végétales	5 000 000
Remodelage et reprofilage	2 000 000
Révégétalisation, et reboisement	3 000 000
Entretien et réhabilitation des infrastructures locaux	8 000 000
Sous total	45 000 000
Imprévu 10%	4 500 000
Total	49 500 000

Tableau n°31 : Estimation des coûts de la remise en état

Donc on a besoin de 50 000 000 Ar pour la remise en état du site.



TROISIEME PARTIE
ETUDES ECONOMIQUES
ET FINANCIERE

Chapitre VIII : ÉVALUATIONS ÉCONOMIQUE ET FINANCIÈRE DU PROJET [13]

Cette partie nous permet d'évaluer les divers paramètres technico-économique du projet et de comparer les différents coûts d'exploitation afin de choisir le procédé optimal dans sa réalisation. L'estimation de la production annuelle et les techniques appropriées pour l'exploitation nous permettent d'analyser les coûts pour l'analyse du projet.

Ainsi, les principaux coûts retenus dans cette estimation découlent des informations ou documents recueillis localement et dans les sites internet. En effet, le choix d'acquérir les matériels neufs au lieu d'utiliser des matériels d'occasions ou d'en louer découle, non seulement pour l'amélioration du rendement de travail, mais surtout pour la réutilisation en vue d'un autre projet.

Pour faciliter l'étude on la divise en deux chapitres dont la première traite l'évaluation financière qui détermine les investissements totaux et rentabilité financière de l'entreprise et le second celle des évaluations socio-économiques pour le calcul du coefficient d'intégration, le taux de change et le critère de rentabilité économique du projet.

VIII-1– LES INVESTISSEMENTS

Ils comprennent :

- ☞ Les investissements fixes : terrain, construction, travail de génie civil, équipements et matériels
- ☞ Le capital ou l'actif circulant constitué par le fonds de roulement.

Les investissements sont constitués de coût en monnaie locale d'une part et de coût en devise d'autre part. Pour cela, nous tenons compte du taux de change du 01/03/2006 avec :

1€=2 607.75Ar et 1\$=2 198.15Ar Ainsi pour l'évaluation des matériels et des charges diverses nécessaires à la réalisation de ce projet, nous adopterons la répartition dont la clé est donnée par le tableau suivant :

Désignation	Monnaie locale [Ar]	Devise [Ar]
01-Terrain domanial	100%	
02-Bâtiment et construction	100%	
03-Matériels roulants	40%	60%
04-Equipements pour la carrière	25%	75%
05-Equipements pour l'unité de concassage	20%	80%
06-Matériels associés au système de concassage	25%	75%
07-Frais de montage et de transport	100%	
08-Frais du personnel	100%	
09-Matières consommables	40%	60%
10-Pièces de rechanges et fournitures d'entretien	40%	60%
11-Utilités	80%	20%
12-Divers	90%	10%

Tableau n°32 : Clé de répartition des investissements

VIII-1-1- Analyse des coûts des investissements fixes :

Les dépenses en Investissements fixes sont constituées par l'immobilisation incorporelle (ingénierie, étude ...) ; les coûts des matériels techniques, les matériels de campement ; les frais d'aménagement, réhabilitation et de construction ; les frais de remise en états du site (protection de l'environnement) et les mobiliers de bureau

VIII-1-1-1- Terrain domanial

Il est évalué à 5ha et en monnaies locales **50 000 000 Ar.**

VIII-1-1-2- Equipements et engins d'exploitations

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [Ar]	
- Pelle Hydraulique CAT 312 CL	Unité	01	326 744 000	81 686 000	245 058 000	326 744 000
- Machine à forer ATLAS COPCO Type ROC 203 PC	Unité	01	149 250 000	37 312 500	111 937 500	149 250 000
- Tracto-pelle 438 D	Unité	01	162 300 000	40 575 000	121 725 000	162 300 000
- Marteaux brise-roche H 100S	Unité	01	65 142 000	16 285 500	48 856 500	65 142 000
- Compacteur tandems vibrants CB-214 E	Unité	01	79 954 000	19 988 500	59 965 500	79 954 000
- Compresseur mobile de chantier ATLAS COPCO type XAHS236 MD	Unité	01	121 125 000	30 281 250	90 843 750	121 125 000
- Motopompe	Unité	01	11 000 000	2 750 000	8 250 000	11 000 000
- Exploseur	Unité	01	15 200 000	3 800 000	11 400 000	12 000 000
- Ohmmètre	Unité	01	8 750 000	2 187 500	6 562 500	5 000 000
- Ligne de tir (rouleau de 200m)	Unité	02	250 000	62 500	187 500	6 000 000
Sous total 1				234 928 750	704 786 250	939 715 000

Tableau n°33 : Investissement des équipements et engins d'exploitations
(Source Société (Source : Société Henri Fraise et Madécasse)

VIII-1-1-3- Equipement pour l'unité de concassage :

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [Ar]	
- Unité de concassage et matériels accessoires	Unité	01	752 850 000	301 140 000	451 710 000	752 850 000
- Chargeur sur pneus CAT 938GII	unité	01	419 804 000	104 951 000	314 853 000	419 804 000
Sous total 2				406 091 000	766 563 000	1 172 654 000

Tableau n°34 : Investissement des équipements de concassage

VIII-1-1-4- Matériels roulants

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [€]	
- Camion benne de 15 tonnes	unité	02	153 050 000	122 440 000	183 660 000	306 100 000
- Voiture de terrain 4x4	unité	01	74 000 000	29 600 000	44 400 000	74 000 000
- Camion citerne	unité	01	95 000 000	38 000 000	57 000 000	95 000 000
Sous total 3				190 040 000	285 060 000	475 100 000

Tableau n°35 : Investissement des matériels roulants source Entreprise MATERAUTO

VIII-1-1-5- Frais de montage et de transport

Ce frais est estimé à 10% [(ST 1 + ST 2 + ST 3)]

Désignation	Monnaie locale en Ar	Devise en Ar	Coût total en Ar
Sous total 1	234 928 750	704 786 250	939 715 000
Sous total 2	406 091 000	766 563 000	1 172 654 000
Sous total 3	190 040 000	285 060 000	475 100 000
(ST 1 + ST 2 + ST 3)	831 059 750	1 756 409 250	2 587 469 000
Sous total 4	258 746 900		258 746 900

Tableau n°36 : Frais de montage et de transport

VIII-1-1-6- Investissements en constructions

RUBRIQUES	Nbre	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
			Monnaie Locale [Ar]	Devise [Ar]	
- Bureau	01	6 000 000	6 000 000		6 000 000
- Logement de gardien	02	2 000 000	4 000 000		4 000 000
- Dépôt d'explosif	01	8 000 000	8 000 000		8 000 000
- Dépôt de détonateur	01	5 000 000	5 000 000		5 000 000
- Atelier mécanique	01	25 000 000	25 000 000		25 000 000
- Garage pour engin	02	10 000 000	20 000 000		20 000 000
- Magasin de stockage	01	15 000 000	15 000 000		15 000 000
- Silos avec quatre compartiments	01	12 000 000	12 000 000		12 000 000
- Réservoirs (eau et gasoil)	01	4 500 000	9 000 000		9 000 000
- Bassin de décantation des eaux usées	01	6 000 000	6 000 000		6 000 000
- Parc de débarras et pour entretien des matériels et engins	Lot 1	18 000 000	18 000 000		18 000 000
- Réhabilitation, aménagement et entretien des pistes	Lot 1	25 000 000	25 000 000		25 000 000
Sous Total 5			153 000 000		153 000 000

Tableau n°37 : Investissement en constructions

VIII-1-1-7-Divers

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [Ar]	
- Equipements des ouvriers	lot	01	3 000 000	2 700 000	300 000	3 000 000
- Fourniture de bureau	lot	01	42 500 000	38 250 000	425 000	42 500 000
- Etude et ingénierie	lot	01	60 000 000	54 000 000	6 000 000	60 000 000
- Extincteur à poudre 9kg	unité	04	396 000	1 425 600	158 400	1 584 000
- Equipements pour les installations électriques et téléphoniques	lot	01	55 000 000	49 500 000	5 500 000	55 000 000
- Frais de démarrage				112 500 000	12 500 000	125 000 000
- Remise en état du site	lot	01	50 000 000	45 000 000	5 000 000	50 000 000
Sous Totaux 6				294 375 600	32 708 400	327 084 000

Tableau n°38 : Investissement divers

VIII-1-1-8- Récapitulation des investissements fixes

Rubrique	Monnaie Locale [Ar]	Devises [Ar]	Total [Ar]
Terrain domanial	50 000 000		50 000 000
Matériels et équipements	831 059 750	1 756 409 250	2 587 469 000
Aménagements et constructions	153 000 000		153 000 000
Frais d'installation et de transport	258 746 900		258 746 900
Divers	294 375 600	32 708 400	327 084 000
Sous total	1 587 182 250	1 789 117 650	3 376 299 900
Imprévus (5%)	79 359 112.50	89 455 882.50	168 814 995.00
TOTAL I_r	1 666 541 362.50	1 878 573 532.50	3 545 114 895.00
Pourcentage [%]	47.01	52.99	100

Tableau n°39 : La répartition des parts des coûts d'investissements fixes en monnaie locale et en devises

VIII-1-2- Investissement en fonds de roulement

VIII-1-2-1- Frais du personnel :

Point d'indice du salaire = 0,3288

Volume horaire mensuel total : 225 h

Responsabilités	Catégorie professionnelle	Nombre	Indice	Salaire horaire [Ar]	Salaire mensuel / agent	Charge sociale / Agent	Frais mensuel total [Ar]	Frais annuel total [Ar]
Directeur général	HC	1			600 000	217 300	817 300	9 807 600
Directeur administratif et financière	HC	1			250 000	100 000	350 000	4 200 000
Directeur d'exploitation	HC	1			250 000	100 000	350 000	4 200 000
Ingénieur de mine	HC	1			215 000	83 000	298 000	3 576 000
Chef personnel et comptable	OP3	1	2370	779.2	175 320	35 064	210 384	2 524 608
Chef concasseur	OP3	1	2370	779.2	175 320	35 064	210 384	2 524 608
Responsable maintenance	OP3	1	2370	779.2	175 320	35 064	210 384	2 524 608
Conducteurs d'engins	OP2B	5	2105	692.2	155 745	31 149	934 470	11 213 640
Secrétaire informaticienne	OP2A	1	1780	585.2	13 1670	26 334	158 004	1 896 048
Facturier	OP1B	1	1570	516.2	116 145	23 229	139 374	1 672 488
Mécanicien	OP1B	1	1570	516.2	116 145	23 229	139 374	1 672 488
Chauffeurs (arroseur et voiture 4X4)	OP1A	2	1430	470.2	105 795	21 159	253 908	3 046 896
Mineurs/ Foreur	OP1A	4	1430	470.2	105 795	21 159	507 816	6 093 792
Magasinier	OS3	1	1310	430.8	96 930	19 386	116 316	1 395 792
Pointeurs	OS2	2	1220	401.2	90 270	18 054	216 648	2 599 776
Ouvriers	OS1	2	1145	376.4	84 690	16 938	203 256	2 439 072
Manoeuvres	M2	5	1080	355.2	79 920	15 984	479 520	5 754 240
Gardiens	M2	2	1080	355.2	79 920	15 984	191 808	2 301 696
Planton	M1	1	1020	335.4	75 465	15 093	90 558	1 086 696
Sous totaux 7		34					5 877 504	70 530 048

Tableau n°40 : Frais du personnel
(Source : Ministère de la fonction publique, secteur non agricole, applicable à compter du 1^{er} Janvier 2006)

VIII-1-2-2- Matières consommables

Le résultat suivant est donné par la consommation annuelle des matières consommables pendant les 30 tirs contenant 50 trous en moyenne.

Dans une année on compte en général 300 jours ouvrables.

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [€]	
Taillant et Tige de forage				20 728 000	31 092 000	51 546 400
Divers outillages pour la production de moellons	Lot	2	1 625 000	500 000	750 000	1 250 000
-Explosifs et détonateurs				48 257 280	72 385 920	120 916 800
Sous totaux 8				69 485 280	104 227 920	173 713 200

Tableau n°41 : Dépense annuelle des diverses matières consommables
(Sources : Sociétés Henri Fraïse et Madécasse)

VIII-1-2-3- Pièces de rechanges et fournitures d'entretien

On estime qu'elles représentent 10% des investissements en équipement

$$10\%[(ST\ 1 + ST\ 2 + ST\ 3)]$$

Désignation	Monnaie locale en Ar	Devise en Ar	Coût total en Ar
Sous total 1	234 928 750	704 786 250	939 715 000
Sous total 2	406 091 000	766 563 000	1 172 654 000
Sous total 3	190 040 000	285 060 000	475 100 000
(ST 1 + ST 2 + ST 3)	831 059 750	1 756 409 250	2 587 469 000
Sous totaux 9	103 498 760	155 248 140	258 746 900

Tableau n°42 : Dépense annuelle des pièces de rechanges et fournitures d'entretien

VIII-1-2-4- Utilités

RUBRIQUES	Unité	Qté	P. U [Ar]	Coût de l'opération		Coût total [Ar]
				Monnaie Locale [Ar]	Devise [Ar]	
Carburant	litre	150 000	1 900	228 000 000	57000000	285 000 000
Lubrifiant : 2% [(ST1) + (ST2) + (ST3)]				49 679 405	12 419 851	62 099 256
Energie électrique	KW	278 500	180	40 511 200	10 127 800	50 639 000
Sous total 10				318 190 605	79 547 651	397 738 256

Tableau n° 43 : Dépense annuelle des utilités

Voir l'*annexe V* pour le calcul des matières consommables et des utilités.

VIII-1-2-5- Coût de fabrication de sous produit (moellons)

On prévoit de produire 2 500 m³ de moellons par an en plus du granulat ; soit de l'ordre de 62500 pièces de 20 x 20 cm. Etant donné que le coût de fabrication d'un moellon sera estimé à 60 Ar, alors leurs valeurs total seront évalués à **3 750 000 Ar**.

VIII-1-2-6- Récapitulation du fonds de roulement

Désignation	Monnaie locale en Ar	Devise en Ar	Coût total (Ar)
-Frais du personnel	70 530 048		70 530 048
-Pièces de rechange	103 498 760	155 248 140	258 746 900
-Matières consommables	69 485 280	104 227 920	173 713 200
- Coût de fabrication de moellons	3 750 000		3 750 000
-Utilités	318 190 605	79 547 651	397 738 256
Sous total	565 454 693	339 023 711	904 478 404
Imprévus 5%	28 272 734	16 951 185	45 223 920
TOTAL I_{fr}	593 727 427	355 974 896	949 702 324
Pourcentage %	62,52	37,48	100

Tableau n° 44 : Récapitulation du fonds de roulement

VIII-1-2-7 - Investissements sans intérêts intercalaires

L'investissement total est la somme de l'Investissement fixe et du fonds de roulement.

Rubrique	Monnaie locale [Ar]	Devises [Ar]	Total [Ar]
Investissements fixes	1 666 541 362.50	1 878 573 532.50	3 545 114 895.00
Fonds de roulement	593 727 427.00	355 974 896.00	949 702 323.00
Total	2 260 268 789.50	2 234 548 428.50	4 494 817 218.00
Pourcentage %	50.29	49.71	100

Tableau n° 45 : Investissement sans intérêt intercalaire

VIII-2- LE FINANCEMENT DE L'EXPLOITATION

VIII-2-1- Tableau de provenance des investissements

Rubrique	Monnaie Locale [Ar]	Devises [Ar]	Coût Total [Ar]
Terrain domanial	50 000 000.00		50 000 000.00
Matériels et équipements	831 059 750.00	1 756 409 250.00	2 587 469 000.00
Aménagements et constructions	153 000 000.00		153 000 000.00
Frais d'installation et de transport	258 746 900.00		258 746 900.00
Frais du personnel	70 530 048.00		70 530 048.00
Matières consommables	69 485 280.00	104 227 920.00	173 713 200.00
Pièce de rechange	103 498 760.00	155 248 140.00	258 746 900.00
Coût de fabrication de moellons	3 750 000.00		3 750 000.00
Utilités	318 190 605.00	79 547 651.00	397 738 256.00
Divers	294 375 600.00	32 708 400.00	327 084 000.00
Imprévus (5%)	107 631 846.50	106 407 067.50	214 038 915.00
TOTAL	2 260 268 789.50	2 234 548 428.50	4 494 817 218.00
Pourcentage [%]	50.29	49.71	100

Tableau n°46 : Provenance des investissements

Les investissements nécessaires sont :

- en monnaie locale $L_S = 2\,260\,268\,789.50$ Ar

- en devise $D_S = 2\,234\,548\,428.50$ Ar

L'investissement total est : $I_S = 4\,494\,817\,218.00$ Ar

VIII-2-2- Source de financement

Le schéma adopté pour le financement de ce projet est le suivant : 1/3 des investissements en monnaie locale est apporté par l'entrepreneur. Il constitue les capitaux propres. Les restes sont empruntés auprès des institutions financières soit locales, soit étrangères.

En effet, soit **C_p : Le capital propre**

$$C_p = 1/3 L$$

$$C_p = 753\,422\,929,83 \text{ Ar}$$

C_L : L'emprunt local

$$C_L = 2/3 L + 15 \% D$$

$$C_L = 1\,842\,028\,123.94 \text{ Ar}$$

C_D : L'emprunt extérieur

$$C_D = 85 \% D$$

$$C_D = 1\,899\,366\,164.22 \text{ Ar}$$

Les emprunts bancaires (local et extérieur) constituent les dettes à long et à moyen terme pour l'entreprise

- Les dettes à moyen terme seront contractées auprès d'une banque locale. Ces dettes seront remboursées annuellement pendant cinq ans à échéances constantes : taux d'intérêt 22 % avec une année de différée.

- Les dettes à long terme sont contractées auprès d'une banque extérieure. Le remboursement se fait annuellement pendant dix ans, avec un taux d'intérêt de 15%, à échéances constantes et trois années de différées.

VIII-2-3- Les Intérêts intercalaires

Les intérêts intercalaires sont des remboursements que devrait effectuer l'entreprise avant qu'elle ne produise.

Rappelons que la notion d'intérêts intercalaires a été introduite pour définir les intérêts rapportés par les emprunts bancaires que l'entreprise prendra en charge avant qu'elle ne produise. Ces intérêts intercalaires seront capitalisés et considérés comme des valeurs immobilisées. Ainsi, désignons par :

I : Investissement total

D : Dépenses d'investissement en devise

L : Dépenses d'investissement en monnaies locales

I_S : Investissement total sans intérêt intercalaire, égal à **4 494 817 218.00Ar**

D_S : Dépense d'investissement en devises sans intérêt intercalaire,
soit égal à **2 234 548 428.50Ar**

L_S : Dépenses d'investissement en monnaies locales sans intérêts Intercalaire,
soit égal à **2 260 268 789.50Ar**

I_i : Intérêt intercalaire

I_{iL} : intérêt intercalaire du crédit intérieur

I_{iD} : intérêt intercalaire du crédit extérieur

$$\begin{aligned}\text{Nous avons : } I_s &= D_s + L_s \\ I &= D + L \\ I_i &= I_{iL} + I_{iD}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Ainsi, } I_{iL} &= (2/3 L + 0,15D) \times i_L \times d_L = 2/3 \times 0,22 \times 1L + 0,15 \times 0,22 \times 1D \\ &= \mathbf{0,1467 L + 0,033 D}\end{aligned}$$

$$I_{iD} = 0,85 D \times i_D \times d_D = 0,85 \times 0,15 \times 3D = \mathbf{0,3825 D}$$

$$L = L_s + I_{iL} = L_s + \mathbf{0,1467 L + 0,033 D}$$

$$L = 1/ \mathbf{0,8533} [L_s + \mathbf{0,033 D}]$$

$$D = D_s + I_{iD} = D_s + \mathbf{0,3825 D}$$

$$D = \mathbf{D_s / 0,6175}$$

Donc on en déduit le tableau suivant :

Désignation	Monnaie Local (Ar)	Devise (Ar)	Total [Ar]
Dépenses d'investissement en devise D		3 618 701 908.50	3 618 701 908.50
Dépenses d'investissement en monnaies locales L	2 334 008 887.64		2 334 008 887.64
Intérêt intercalaire du crédit extérieur : I_{iD}		1 384 153 480.00	1 384 153 480.00
Intérêt intercalaire du crédit intérieur : I_{iL}	461 816 266.80		461 816 266.80
Intérêt intercalaire I_i	461 816 266.80	1 384 153 480.00	1 845 969 746.80
Investissement total avec intérêt intercalaire I_s	2 722 085 056.3	3 618 701 908.5	6 340 786 964.8
Pourcentage %	42.93	57.07	100

Tableau n°47 : Les intérêts intercalaires

-Les intérêts intercalaires sur l'emprunt local sont : 461 816 266.80 Ar

-Les intérêts intercalaires sur l'emprunt extérieur sont : 1 384 153 480.00 Ar

Après arrondissement, l'intérêt intercalaire est égal à **1 845 969 746.80 Ar**

VIII-2-4- Plan de financement

En tenant compte des intérêts intercalaires, la somme des investissements totaux I est de :

$$\mathbf{I = 6\,340\,786\,964.8\,Ar}$$

D'où le plan de financement suivant :

	MONTANT [Ar]		
	Monnaie Local	Devise	Total
RESSOURCES			
- Capital propre	753 422 929.83		753 422 929.83
- Crédit intérieur (Dettes Moyens Termes)	1 842 028 123.94		1 842 028 123.94
- Crédit Extérieur (Dettes à Long terme)		1 899 366 164.22	1 899 366 164.22
Total	2 595 451 053.77	1 899 366 164.22	4 494 817 218.00
EMPLOIS			
- Investissements fixes	1 666 541 362.50	1 878 573 532.50	3 545 114 895.00
- Fonds de roulement	593 727 427.00	355 974 896.00	949 702 323.00
- Intérêts intercalaires	461 816 266.80	1 384 153 480.00	1 845 969 746.80
Total	2 722 085 056.3	3 618 701 908.5	6 340 786 964.8

Tableau n°48 : Plan de financement

VIII-2-5- Tableau de remboursement des emprunts

VIII-2-5-1- Dette à moyen terme avec taux de 22%

Année	Remboursement principal en Ar	Restant [Ar]	Intérêt [Ar]	Remboursement Total [Ar]
0		1 842 028 123.94	461 816 266.80	461 816 266.80
1	368 405 624.79	1 473 622 499.15	461 816 266.80	830 221 891.59
2	368 405 624.79	1 105 216 874.36	369 453 013.44	737 858 638.23
3	368 405 624.79	736 811 249.57	277 089 760.08	645 495 384.87
4	368 405 624.79	368 405 624.78	184 726 506.72	553 132 131.51
5	368 405 624.79	0.00	92 363 253.36	460 768 878.15
Total	1 842 028 123.94		1 847 265 067.20	3 689 293 191.14

Tableau n° 49 : Emprunt local

VIII-2-5-2- Dette à long terme avec taux de 15%

Année	Remboursement principal en Ar	Restant [Ar]	Intérêt [Ar]	Remboursement Total [Ar]
-2		1 899 366 164.22	461 384 493.33	461 384 493.33
-1		1 899 366 164.22	461 384 493.33	461 384 493.33
0		1 899 366 164.22	461 384 493.33	461 384 493.33
1	189 936 616.42	1 709 429 547.80	461 384 493.33	651 321 109.76
2	189 936 616.42	1 519 492 931.38	415 246 044.00	605 182 660.42
3	189 936 616.42	1 329 556 314.95	369 107 594.67	559 044 211.09
4	189 936 616.42	1 139 619 698.53	322 969 145.33	512 905 761.76
5	189 936 616.42	949 683 082.11	276 830 696.00	466 767 312.42
6	189 936 616.42	759 746 465.69	230 692 246.67	420 628 863.09
7	189 936 616.42	569 809 849.27	184 553 797.33	374 490 413.76
8	189 936 616.42	379 873 232.84	138 415 348.00	328 351 964.42
9	189 936 616.42	189 936 616.42	92 276 898.67	282 213 515.09
10	189 936 616.42	0.00	46 138 449.33	236 075 065.76
Total	1 899 366 164.22		3 921 768 193.33	5 821 134 357.55

Tableau n° 50 : Emprunt extérieur

VIII-2-6- Tableau des amortissements

Le model de gisement envisagé prévoit une exploitation pendant une dizaine d'années. Les amortissements ont donc été effectués sur la base de dix ans.

Désignation	Durée (ans)	Valeur d'acquisition Ar	Remboursement par an Ar	
			1 - 2 - 3 - 4 - 5	6 - 7 - 8 - 9 - 10
Matériels et équipements	10	2 587 469 000	258 746 900	258 746 900
Bâtiments et constructions	5	153 000 000	30 600 000	
Frais d'installation et de transport des matériels	5	258 746 900	51 749 380	
Divers	5	294 375 600	58 875 120	
Intérêts intercalaires	10	1 845 969 746.80	184 596 974.68	184 596 974.68
Total		5 139 561 246.80	584 568 374.68	443 343 874.68

Tableau n° 51 : Tableau des amortissements

VIII-2-7- Détermination du prix de revient et du prix de vente

Le prix de vente est déterminé en calculant le prix de revient ajouté d'une marge bénéficiaire de 30%. Pour ce faire, ce dernier se calculera en prenant comme référence, l'année de croisière, (c'est-à-dire la troisième année où l'on atteindra la production prévue).

Le prix de revient est :

$$PR = A + F_{fo} + F_{fi}$$

Avec : PR : Prix de Revient [Ar/m^3]

La production totale est estimée à $34\,200m^3$ par an.

a/- **A** = Amortissement par m^3 de production à l'année considérée

$$A = \frac{399\,933\,040.2}{34\,200} = 11\,693,95 \text{ Ar} / m^3$$

b/- **F_{fo}** = frais de fonctionnement

$$F_{fo} = \frac{\text{Fonds de roulement}}{\text{Production annuelle}}$$

$$F_{fo} = \frac{949\,702\,323.00}{34\,200} = 27\,769,07 \text{ Ar} / m^3$$

c/- **F_{fi}** = frais financiers

$$F_{fi} = \frac{\text{Intérêts intercalaire} + \text{Intérêts des } E_L + \text{intérêts des } E_D}{\text{Production annuelle}}$$

$$F_{fi} = \frac{184\,596\,974.68 + 157\,117\,526.88 + 262\,097\,537.54}{34\,200} = 17\,655,32 \text{ Ar} / m^3$$

D'où :

$$PR = 11\,693.95 + 27\,769.07 + 17\,655.32 = 57\,118.34 \text{ Ar} / m^3$$

Avec une commission de 30%, le prix de vente par m^3 de production est :

$$\text{Prix de vente} / m^3 = PR / m^3 + 0,30 PR / m^3$$

$$\text{Prix de vente par } m^3 = 74\,253.84 \text{ Ar} / m^3 \approx 75\,000 \text{ Ar} / m^3$$

Et si on calcul apparemment le prix de vente de moellon, on trouve 160 Ar la pièce de dimension 20x20x20cm.

VIII-2-8- Comptes d'exploitation prévisionnels

Rappelons que la durée d'exécution du projet est environ de dix ans. Les comptes d'exploitation prévisionnels sont ainsi établis sur cette période. Ils sont récapitulés dans le tableau suivant :

Désignation	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Production [m ³ / an]	30 780	34 200	34 200	34 200	34 200	34 200	34 200	34 200	34 200	34 200
Vente [75 000 Ar/m ³]	2 052 000 000	2 308 500 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 565 000 000	2 052 000 000
Consommation intermédiaire [Ar]	608 920 875.20	729 790 955.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20	876 535 725.20
Frais du personnel [Ar]	70 530 048.00	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048	70 530 048.00
Coût d'exploitation [Ar]	679 450 923	800 321 003	947 065 773	947 065 773	947 065 773	947 065 773	947 065 773	947 065 773	947 065 773	947 065 773
Amortissement [Ar]	399 933 040.20	399 933 040.20	399 933 040.20	399 933 040.20	399 933 040.20	258 708 540.40	258 708 540.40	258 708 540.4	258 708 540.4	258 708 540.4
Coût de production [Ar]	1 079 383 963.40	1 200 254 043.40	1 346 998 813.40	1 346 998 813.40	1 346 998 813.40	1 205 774 313.60	1 205 774 313.60	1 205 774 313.6	1205 774 313.6	1 205 774 313.6
Résultat brut d'exploitation [Ar]	972 616 036.6	1 108 245 956.6	1 218 001 186.6	1 218 001 186.6	1 218 001 186.6	1 359 225 686.4	1 359 225 686.4	1359 225 686.4	1359 225 686.4	1 359 225 686.4
Frais financier [Ar]										
- Intérêts de l'emprunt local	461 816 266.80	369 453 013.44	277 089 760.08	184 726 506.72	92 363 253.36					
- Intérêts de l'emprunt ext.	461 384 493.33	415 246 044.00	369 107 594.67	322 969 145.33	276 830 696.00	230 692 246.67	184 553 797.33	138 415 348.00	92 276 898.67	461 384 493.33
- Intérêts intercalaires	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68	184 596 974.68
Total	1 107 797 734.81	969 296 032.12	830 794 329.43	692 292 626.73	553 790 924.04	415 289 221.35	369 150 772.01	323 012 322.68	276 873 873.35	230 735 424.01
Bénéfice imposable [Ar]	-135 181 698.21	138 949 924.48	387 206 857.17	525 708 559.87	664 210 262.56	943 936 465.05	990 074 914.39	1 036 213 363.72	1 082 351 813.05	1 128 490 262.39
Impôts 35% [Ar]	-47 313 594.37	48 632 473.57	135 522 400.01	183 997 995.95	232 473 591.90	330 377 762.77	346 526 220.04	362 674 677.30	378 823 134.57	394 971 591.84
Bénéfice net [Ar]	-87 868 103.84	90 317 450.91	251 684 457.16	341 710 563.92	431 736 670.66	613 558 702.28	643 548 694.35	673 538 686.42	703 528 678.48	733 518 670.55
Bénéfice net cumulé [Ar]	-87 868 103.84	2 449 347.08	254 133 804.24	595 844 368.15	1 027 581 038.82	1 641 139 741.10	2 284 688 435.45	2 958 227 121.87	3 661 755 800.35	4 395 274 470.91
Cash flow brut [Ar]	1 372 549 076.80	1 508 178 996.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80	1 617 934 226.80
Cash flow net [Ar]	312 064 936.36	490 250 491.11	651 617 497.36	741 643 604.12	831 669 710.86	872 267 242.68	902 257 234.75	932 247 226.82	962 237 218.88	992 227 210.95
Cash flow net cumulé [Ar]	312 064 936.36	802 315 427.48	1 453 932 924.84	2 195 576 528.95	3 027 246 239.82	3 899 513 482.50	4 801 770 717.25	5 734 017 944.07	6 696 255 162.95	7 688 482 373.91

Tableau n°52: Comptes d'exploitation prévisionnels

Pour la bonne compréhension de ce tableau, rappelons les quelques définitions et valeurs suivantes :

- production : - 1^{ère} année = 80%
 - 2^{ème} année = 90%
 - à partir de la 3^{ème} année = 100%
- Ventes (hors tut) à **75 000 Ar / m³**
- consommation intermédiaire = CI

Désignation	Année 1	Année 2	Année 3
pièces de rechange [Ar]	25 874 690	129 373 450	258 746 900
matières consommables [Ar]	138 970 560	156 341 880	173 713 200
utilités [Ar]	397 738 256	397 738 256	397 738 256
coût de fabrication des moellons [Ar]	3 750 000	3 750 000	3 750 000
Autres (travaux, fournitures et services extérieurs, assurance, vivres, etc.) : considéré à 5% du CI [Ar]	42 587 369.20	42 587 369.20	42 587 369.20
CI [Ar]	608 920 875.20	729 790 955.20	876 535 725.20

Tableau n°53 : Consommation intermédiaire

- Frais du personnel : FP = 70 530 048 Ar
- Coût d'exploitation CE = CI + FP
- Coût de production CP = CE + A (avec A : amortissement sans intérêt intercalaire)
- Résultat brut d'exploitation RBE = Ventes – CP
- Frais financiers : F_{fi} = intérêts E_L + intérêts E_D + Intérêts intercalaire
- Bénéfice imposable BI = RBE - F_{fi}
- Impôts = 35% du BI
- Bénéfice net RN = BI – impôts.
- Cash flow brut = RBE + A
- Cash flow net = RN + A

VIII-2-9- Valeur ajoutée

La valeur ajoutée V_{aj} est un paramètre de gestion d'une entreprise qui mesure la création des valeurs pour savoir le degré de participation de cette entreprise aux activités économiques nationales. En effet, la création d'une entreprise entraîne une amélioration du flux de la trésorerie de l'Etat par l'intermédiaire des impôts et des taxes. Rappelons que l'ensemble des valeurs ajoutées de toutes les entreprises définit le produit intérieur brut pour un pays donné

Elle est déterminée à l'année de croisière. On peut procéder le calcul par deux méthodes dites directe et indirecte mais nous utilisons ici la méthode directe ou la rémunération des facteurs. Dans ce cas, on considère la somme de facteurs suivants :

- * FP : Frais du personnel.....: 70 530 048.00 Ar
- * I : Intérêts sur emprunts.....: 830 794 329.43 Ar
- * A : Amortissements.....: 399 933 040.20 Ar
- * IT : Impôts et taxes.....: 135 522 400.01 Ar
- * BN: Bénéfice net de l'exploitation.....: 251 684 457.16 Ar

D'où, la valeur ajoutée est : **V_{aj} = 1 688 464 274.8 Ar**

VIII-3- CRITERES DE RENTABILITES

Les critères de rentabilité prévisionnelle sont aussi déterminés sur la base des données relatives à l'année de croisière :

VIII-3-1- Taux de marge

VIII-3-1-1- Taux de marge brut

$$T_B = \frac{\text{Bénéfice brut}}{\text{Chiffre d'affaire}}$$

$$T_B = \frac{1\,218\,001\,186.6}{2\,565\,000\,000} = 0,4749$$

Donc, environ quarante sept pour cent et demi (47,49%) des recettes sont constituées par du bénéfice brut.

VIII-3-1-2- Taux de marge net

$$T_N = \frac{\text{Bénéfice net}}{\text{Chiffre d'affaire}}$$

$$T_N = \frac{251\,684\,457.16}{2\,565\,000\,000} = 0,0981$$

Donc, neuf virgule quatre vingt et un pour cent (9,81%) des recettes sont constituées par du bénéfice net.

VIII-3-2- Taux de rentabilité

VIII-3-2-1- Taux de rentabilité brut

$$T_B = \frac{\text{Bénéfice brut}}{\text{Investissement total}}$$

$$T_B = \frac{1\,218\,001\,186.6}{4\,494\,817\,218} = 0,2710$$

Ce qui veut dire que 100 Ar d'investissement total dégagent 27,1 Ar de bénéfice brut.

VIII-3-2-1- Taux de rentabilité net

$$T_B = \frac{\text{Bénéfice net}}{\text{Investissement total}}$$

$$T_B = \frac{251\,684\,457.16}{4\,494\,817\,218} = 0,056$$

Ce qui veut dire que 100 Ar d'investissement total dégagent 5,6 Ar de bénéfice net.

VIII-3-3 -Délai de récupération

Le délai de récupération D_r se définit comme le temps au bout duquel les dépenses initiales d'investissement déboursées par l'entreprise lui seront retournées, c'est-à-dire au bout de ce temps la somme des recettes est égale à la somme des dépenses.

Par définition, il est donné par :

$$D_r = \frac{\text{Investissement total} - (\text{fond de roulement} + \text{prix de terrain})}{\text{Cash Flow net}}$$

$$D_r = \frac{4\,494\,817\,218.00 - (949\,702\,323.00 + 50\,000\,000)}{651\,617\,497.36} = 5.36$$

$D_r = 5 \text{ ans et } 6 \text{ mois}$

VIII-3-4- Autonomie financière

$$A_f = \frac{\text{Capital Propre}}{\text{Total des dettes}}$$

$$A_f = \frac{735\,184\,279.2}{3\,741\,394\,288.16} = 0.2014$$

Ce qui signifie que le capital propre représente environ vingt pour cent (20,14%) des dettes.

VIII-3-5- Productivité économique

$$P_e = \frac{\text{Bénéfice net}}{\text{Valeur Ajoutée}}$$

$$P_e = \frac{209\,389\,063.59}{1\,683\,402\,747.01} = 0,1244$$

Le bénéfice net contribue environ douze pour cent et demi de la valeur ajoutée (12,4% de V_{aj})

VIII-3-6- Ratio d'affectation de la valeur ajoutée

VIII-3-6-1- Part du groupe salarié : P_s

$$P_E = \frac{\text{Frais du personnel}}{\text{Valeur Ajoutée}}$$

$$P_E = \frac{70\,530\,048}{1\,688\,464\,274.8} = 0,0417$$

Les frais du personnel représentent environ quatre pour cent de la valeur ajoutée (4,2% de V_{aj})

VIII-3-6-2- Part de l'Etat : P_E

$$P_E = \frac{\hat{\text{Impôts sur bénéfice}}}{\text{Valeur Ajoutée}}$$

$$P_E = \frac{135\,522\,400.01}{1\,688\,464\,274.8} = 0,0803$$

Ce qui traduit que huit pour cent (8,03%) de la valeur ajoutée constitue la part de l'Etat.

VIII-3-7-Calcul du point mort

VIII-3-7-1- Définition

Le point mort ou seuil de rentabilité (ou Break Even Point) est représenté par la capacité minimale (ou volume de vente minimal) pour laquelle l'entreprise couvre tous les frais sans bénéfice ni perte. Il peut être exprimé, soit en pourcentage de la capacité, soit en volume monétaire. Le point mort exprimé en % constitue un paramètre de gestion.

VIII-3-7-2- En pourcentage

$$P_m = \frac{\text{Charges fixes totales}}{\text{Chiffres d'affaires} - \text{Charges variables totales}}$$

Avec :

- **Chiffres d'affaires : 2 565 000 000 Ar**

- **Charges fixes C_f** : Ce sont les charges que l'entreprise doit supporter même si elle ne produit pas

$C_f = \text{Amortissement} + \text{Autres (5\% CI)}$

$$C_f = 399\,933\,040.2 + 42\,587\,369.2$$

$$C_f = \mathbf{442\,520\,409.4\,Ar}$$

- **Charges variables C_v** : Ce sont des charges liées directement à la production. Elles dépendent de degré d'utilisation de l'intensité et du rendement de l'emploi du capacité et moyen disponible

**$C_v = \text{FP} + \text{Utilités} + \text{Matières consommables diverses}$
+ **Coût de fabrication des moellons + Pièces de rechange****

$$C_v = 70\,530\,048 + 397\,738\,256 + 173\,713\,200 + 3\,750\,000 + 258\,746\,900$$

$$C_v = \mathbf{904\,478\,404\,Ar}$$

$$P_m = \frac{442\,520\,409.4}{2\,565\,000\,000 - 904\,478\,404} = 0.2665$$

$$\text{D'où : } P_m = \mathbf{26,65\%}$$

VIII-3-7-3- En volume monétaire

$$P_m = \frac{\text{Charges fixes totales}}{\text{Taux de marge brute}}$$

$$P_m = \frac{442\,520\,409.4}{0,4749} = 931\,818\,086.76$$

$$\text{D'où : } P_m = \mathbf{931\,818\,086,76\,Ar}$$

⇒ **$P_m = 26,65\% < 70\%$ alors le projet est jugé rentable**

VIII-3-8- Taux de rendement interne

VIII-3-8-1- Définition

Le T_{RI} ou Taux de Rendement Interne (Internal Rate of Return) est la valeur du taux d'actualisation « r » pour laquelle le bénéfice et le dépense actualisé sont nul. Il montre la rentabilité du projet pendant la durée de sa vie productive et il représente la rentabilité moyenne annuelle du capital.

$$\sum_{t=0}^{t=T} \frac{B_t}{(1+r)^t} = \sum_{t=0}^{t=T} \frac{R-D}{(1+r)^t} = 0$$

Avec : r = taux d'actualisation égale à T_{RI}

B_t = bénéfice à l'instant t

R = Recettes totales

D = Dépenses réelles hors amortissement

VIII-3-8-2- Calcul de T_{RI}

Pour déterminer T_{RI} , cherchons deux valeurs actualisées V_{AN1} et V_{AN2} relatives aux taux d'actualisations i_1 et i_2 avec la condition $|i_1 - i_2| \leq 5\%$

Avec :

$$V_{AN} = \sum_{t=1}^T \frac{R-D}{(1+r)^t}$$

V_{AN} : Valeur ajoutée nette

Pour effectuer le calcul, on choisit $i_1 = 15\%$ et $i_2 = 20\%$

Année t	Cash – Flow net en Ar	Coefficient d'actualisation $(1 + 0,15)^{-t}$ Pour $i=15\%$	Coefficient d'actualisation $(1 + 0,20)^{-t}$ Pour $i=20\%$	V_{AN1} en Ar	V_{AN2} en Ar
1	312 064 936.36	0.87	0.833	271 496 494.63	259 950 091.99
2	490 250 491.11	0.756	0.694	370 629 371.28	340 233 840.83
3	651 617 497.36	0.658	0.579	428 764 313.26	377 286 530.97
4	741 643 604.12	0.572	0.482	424 220 141.55	357 472 217.18
5	831 669 710.86	0.497	0.402	413 339 846.30	334 331 223.77
6	872 267 242.68	0.432	0.335	376 819 448.84	292 209 526.30
7	902 257 234.75	0.376	0.279	339 248 720.27	251 729 768.50
8	932 247 226.82	0.327	0.233	304 844 843.17	217 213 603.85
9	962 237 218.88	0.284	0.194	273 275 370.16	186 674 020.46
10	992 227 210.95	0.247	0.162	245 080 121.11	160 740 808.17
Total				3 447 718 670.57	2 777 841 632.02

Tableau n°54 Calcul de TRI

D'où r est donné par la formule :

$$r = \frac{V_{AN1} * i_2 - V_{AN2} * i_1}{V_{AN1} - V_{AN2}}$$

AN :

$$r = \frac{3\,447\,718\,670.57 \times 0,20 - 2\,777\,841\,632.02 \times 0,15}{3\,447\,718\,670.57 - 2\,777\,841\,632.02} = 0,4073$$

Soit $r = 40,73 \%$

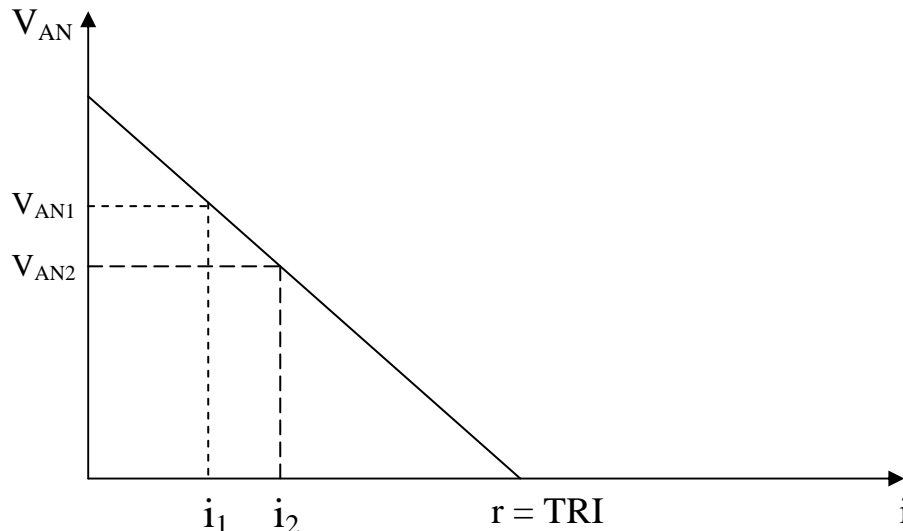


Figure n°20: Droite de VAN (i)

VIII-4- EVALUATION SOCIO-ECONOMIQUE

VIII-4-1 - Coefficient d'intégration : C_i

Ce coefficient permet de mettre en évidence la proportion des frais engagés à l'extérieur pour la réalisation du projet :

$$C_i = \frac{\text{Frais sur place}}{\text{Frais sur place} + \text{Frais extérieurs}}$$

Avec :

- **Frais sur place** = Capital propre + Crédit intérieur

$$\text{Frais sur place} = 753\,422\,929.83 + 1\,842\,028\,123.94 = 2\,595\,451\,053.77 \text{ Ar}$$

- **Frais extérieur** = Crédit Extérieur

$$\text{Frais extérieur} = 1\,899\,366\,164.22 \text{ Ar}$$

D'où :

$$C_i = \frac{2\,595\,451\,053.77}{2\,595\,451\,053.77 + 1\,899\,366\,164.22} = 0,5774$$

Soit $C_i = 57,74 \%$

VIII-4-2- Taux de change du projet

Le taux de change du projet ou "**taux Bruno**" est défini comme le rapport entre les dépenses en monnaie locale et l'économie nette en devise

$$\text{Taux de change du projet} = \frac{\text{Dépense en monnaie locale}}{\text{Economie nette en devise}}$$

- **Dépense en monnaie locale** = **CI + FP**

$$\text{Dépense en monnaie locale} = 876\,535\,725.20 + 70\,530\,048 = 947\,065\,773.2 \text{ Ar}$$

- **Economie nette en devise** :

On effectue le calcul pour la troisième année d'exploitation.

Le principe de calcul consiste à déduire le prix de la part totale des devises.

Les charges entrant dans le prix de revient des produits finis se répartissent comme suit :

- Frais de fonctionnement
- Amortissement
- Intérêt

La part des devises entrant dans l'évaluation du coût de revient et celle qui peut être substituée en monnaie locale se résume par le tableau suivant :

Désignation	Valeur total en Ar	Devise			Monnaie locale	
		%	Valeur en Ar	Valeur en €	%	
Frais de fonctionnement	947 065 773	20	189 413 154.60	72 634.71	80	757 652 618.40
Amortissement	399 933 040.20	60	239 959 824.12	92 017.96	40	239 959 824.12
Intérêt	830 794 329.43	70	581 556 030.60	223 010.65	30	332 317 731.77
Total			1 010 929 009.32	387 663.31		1 329 930 174.29

Tableau n°55 : Evaluation en devises et monnaie locale du coût de revient

Economie nette en devises = 387 663.31 €

D'où :
$$\text{Taux de change du projet} = \frac{947\,065\,773.2}{387\,663.31} = 2443.01$$

Il faut, donc dépenser 2 443 Ar pour économiser 1 €

VIII-4-3- Indicateur de rentabilité socio-économique : I_{se}

Par définition :

$$I_{se} = V_{aj} / \text{Investissement}$$

AN :

$$I_{se} = \frac{1\,688\,464\,274.8}{4\,494\,817\,218} = 0,3756$$

Cela veut dire que 100 Ar d'investissement rapporte à la nation 37,5 Ar

En effet, d'après les différents résultats précédents, nous pouvons déduire que ce projet est rentable.

CONCLUSION

En conclusion, nous pouvons stipuler que le secteur d'activité minière dont fait partie l'exploitation des carrières de roches dures contribue à la promotion du développement socio-économique de la région par la création d'emplois, le renforcement des infrastructures, l'apport d'impôts et de redevance minière, et par conséquent à l'amélioration du PNB au profit de l'économie nationale. Cependant, l'élaboration d'un tel projet est un travail qui requiert beaucoup de soins et d'expériences professionnelles. En effet, il faut, entre autres, tenir compte des cinq points suivants :

- la conduite de l'exploitation et la qualité de la production
- la rentabilité économique
- l'étude de marché
- la sécurité du travail maintes fois négligée
- la protection de l'environnement

La présente étude de préfaisabilité d'exploitation de la carrière de granite d'Alakamisy-Fenoarivo confirme l'importance que pourrait avoir sur le marché le matériau extrait de la carrière. En effet, on observe, de jour en jour, une nette croissance de la demande en matériaux de construction : moellons, gravillons, etc....et les exploitations permanentes menées, artisanalement, autour du pont de Vontovorona n'arriveraient jamais, à elles seules, à satisfaire les besoins.

On déduira également de cette étude que l'utilisation d'explosifs comme la dynamite et le nitrate fuel reste toujours la plus pratique dans l'abattage de matériau dur et que leur choix dépendait de la nature de la roche, de l'état du massif, de la méthode d'exploitation, du rythme de production et des contraintes économiques. Par contre, on devra insister sur l'atténuation de l'impact tant sur le milieu humain que sur le milieu naturel provoqué par l'exploitation. De même, le coût d'investissement assez élevé se répercute sur le prix de vente prévisionnel. Par conséquent, il faudra donc établir une bonne organisation du travail et une gestion rationnelle des ressources pour atteindre l'objectif de production.

Enfin, pour ceux ou celles qui veulent continuer ou utiliser les résultats de cette étude, nous espérons que l'ouvrage leur servira de document de base même si ce n'est qu'une modeste contribution de notre part dans l'étude de cette carrière de granite.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] B BOUSSAGEON et F BOUSSAGEON - Exploitation de la carrière, **Éd.** 1996
- [2] Code Minier Malgache, version 2005
- [3] Encyclopédie Encarta version 2004
- [4] G. DELUBAC, W. RAKOTOARISON et M. RANTOANINA - Etude géologique et prospection des feuilles au 1/100 000 Antananarivo-Manjakandriana, **Éd.** 1964
- [5] <http://www.unicem-bretagne.fr>
- [6] <http://www.Google.com>
- [7] L. LAPLAINE - Etude géologique du massif cristallin Malgache à la latitude de Tananarive
- [8] Mémento des Mines et carrières, Nouvelle édition de 1993-1997
- [9] NITRO-BICKFORD - Notice de tir électrique, **Éd.** 1993
- [10] R LANCHON , DESFORGES - Cours de laboratoire, Granulats, Bétons, Sols, **Éd.** Castella-25 Rue Monge 75 005 Paris 1993
- [11] RAKOTOARISON Simon - Cours d'environnement miniers en 5^è année (2004-2005)
- [12] RAKOTOMANANA D. - Cours de géologie de Madagascar en 3^è année (2002-2003)
- [13] RAKOTONINDRAINNY Henri - Cours de technique économétrique en 3^è année (2002-2003) et gestion minière en 5^è année (2004-2005)
- [14] RANDIANARIVELO Frédéric - Cours d'exploitation des mines en 3^è année (2002-2003)
- [15] RANDRIANJA Roger - Cours de minéralurgie en 3^è année (2002-2003)
- [16] RASOLOFOSON J. P. - Optimisation d'extraction à l'explosif en carrière de roche massive, Mémoire de fin d'étude, promotion 1994
- [17] RASOLOMANANA Eddy - Cours de Géophysique en 3^è année (2002-2003), cours d'environnement et de programmation linéaire en 5^è année (2004-2005).
- [18] RAZAFIMAHEFA H. A. - Exploitation et production rationnelle de granulats pour des applications en BTP et Génie Civil, Mémoire de fin d'étude, promotion 1999
- [19] RAZAKAHAMINTSOA L. - Optimisation des coûts d'abattage de massif rocheux à l'aide du programme informatique TIR-EXPLO, Mémoire de fin d'étude, promotion 2002
- [20] ROBUSTIN - Cours du matériel d'abattage et de foration explosif en 3^è année (2002-2003)
- [21] SIM, Exploitation à ciel ouvert, Industrie minérale, Mines et carrières. Les techniques. **Éd.** 1986
- [22] TSIMANIRY E. - Guide d'exploitation à ciel ouvert, Mémoire de fin d'étude, promotion 1998
- [23] Y BERTON et P LEBERRE - Guide de prospection des matériaux de carrière

– ANNEXE I –

Essais laboratoires [1] [6]

Rappelons que pour chaque essai, on a toujours pris les deux types d'échantillon observés sur le site à savoir le granite rose à orthose (échantillon 1) et le granite noir grisâtre à biotite (échantillon 2)

1- L'analyse granulométrique

L'analyse granulométrique est la détermination des dimensions, des formes et des répartitions des grains d'un mélange.

a- Appareillage :

On utilise des séries de tamis, dans lesquels l'organe de séparation est constitué par une toile métallique ou d'une toile perforée de trous carrés.



Figure n°21 : Séries de tamis

Les dimensions nominales (longueur du côté du carré formé par les trous en mm) sont les suivantes :

0.080	0.100	0.125	0.160	0.200	0.250	0.315	0.40	0.50	0.63	0.80
1.00	1.25	1.60	2.00	2.50	3.15	4.00	5.00	6.30	8.00	10.0
12.5	16.0	20.0	25.0	31.5	40	50	63	80		

Les valeurs de ces dimensions sont les termes d'une progression géométrique dont la raison est $\sqrt[10]{10}$, soit environ 1.259 ; chaque terme est donc égal au précédent multiplié par $\sqrt[10]{10}$: c'est "**la série R 10**" des nombres normaux (Nombres de Renard).

La plus petite des dimensions est 80µm ; au dessous, les dimensions correspondent aux fines, auxquelles l'analyse granulométrique ne s'applique pas, ainsi, pour celle des granulats, la dimension minimale est 0.5 mm.

En plus des tamis, on a le balance, l'étuve à 105°C, les bacs, une brosse et des pinceaux.

b- Mode opératoire

- A partir de l'échantillon pour laboratoire, deux échantillons pour essai sont préparés

* la première prise d'essai de masse M_s sert à déterminer la teneur en eau et le calcul de la masse nette sèche de l'échantillon à tamiser.

* peser la deuxième prise d'essai, aussi de masse M_s pour effectuer l'analyse granulométrique.

- On lave la prise d'essai au tamis le plus petit utilisé dans la granulométrie (0,08 mm)
- faire sécher le matériau à 105°C, le laisser refroidir
- Peser, soit M_{s1} la masse sèche après lavage
- Tamiser le matériau en agitant la colonne des tamis (où ils sont disposés par maille décroissante).
- Peser pour chaque tamis le poids de refus cumulé, soit R_j
- tamiser à la main chaque tamis pour être certain que tout le passant est allé sur le tamis inférieur.

c- Expression des résultats

- calculer le pourcentage de passant correspondant à chaque tamis :

$$\% \text{ Passant} = 100x \left[1 - \frac{R_j}{M_s} \right]$$

- L'essai est valide si :

$$100x \frac{M_{s1} - (R_n + T_n)}{M_{s1}} < 2\%$$

Dans le cas contraire l'essai doit être recommencé

d- Analyse des résultats

Il faut d'abord représenter sur une courbe le pourcentage du tamisat en fonction des dimensions des tamis

Dans le cas général, on pourra faire quelques remarques sur la classification du granulat à partir de l'allure de la courbe obtenu (on utilise ici les petits granulats jusqu'à 5 mm) :

- Courbe en forme de doucine : Granulat courant
- Courbe convexe vers le haut : Granulat riche en éléments fins
- Courbe concave vers le haut : Granulat pauvre en éléments fins
- Courbe présentant un palier : il manque des éléments sur un refus sur certains tamis

On pourra encore dire que la granulométrie est continue ou discontinue : discontinue quand certaines dimensions de grains sont absentes du matériau.

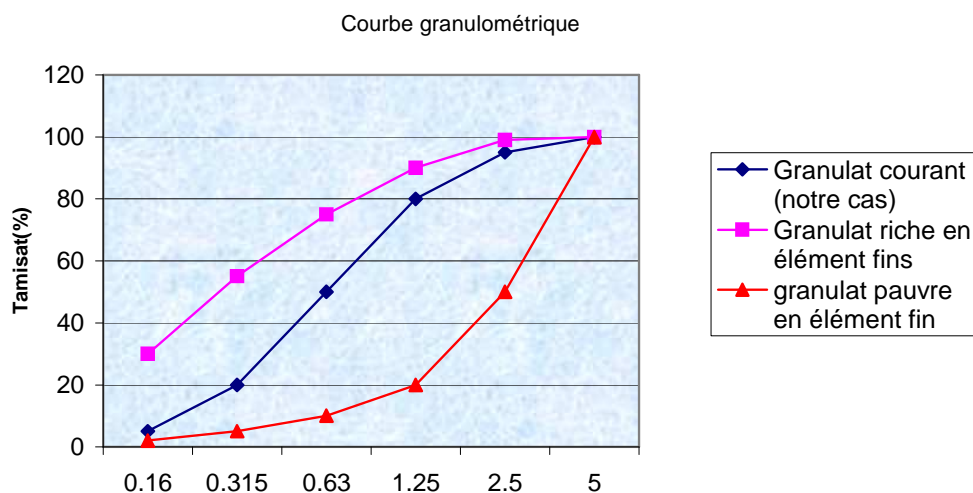


Figure n°22 : Courbe d'analyse granulométrique

2- Mesure de la densité et porosité

a- Masse volumique absolue ou densité

➤ Mode opératoire

- Laver l'échantillon sur le tamis de 4 mm puis le sécher à l'étuve à $105 \pm 5^\circ\text{C}$
- Le laisser refroidir et le peser, soit M_s sa masse sèche.
- Immerger l'échantillon dans l'eau pendant 2 heures à 20°C à la pression atmosphérique
- L'éponger soigneusement avec un chiffon absorbant et le peser, soit M_a sa masse
- Placer l'échantillon imbibé dans le panier en toile métallique suspendu au fléau de la balance, l'immerger dans l'eau à 20°C , agiter légèrement le panier pour éliminer les bulles d'air, lire le poids de l'échantillon, soit $M'a$.

La masse volumique de l'échantillon se calcule avec la formule suivante :

$$\rho_r = \frac{M_s}{M_a - M'a}$$

➤ Résultat :

Echantillon 1

$M_s = 500 \text{ g}$

$M_a = 509,328 \text{ g}$

$M'a = 328,342 \text{ g}$

$$\rho_1 = \frac{500}{509,328 - 328,342} = 2,674$$

Echantillon 2

$M_s = 500 \text{ g}$

$M_a = 508,066 \text{ g}$

$M'a = 329,017 \text{ g}$

$$\rho_2 = \frac{500}{508,066 - 329,017} = 2,702$$

D'où la masse volumique du matériau est : $\rho = \frac{\rho_1 + \rho_2}{2} = \frac{2,674 + 2,702}{2} = 2,688$

On peut arrondir à $\rho = 2,69 \text{ g/cm}^3$

c- Porosité

➤ Mode opératoire

- Laver l'échantillon sur le tamis de 4 mm puis le sécher à l'étuve à $105 \pm 5^\circ\text{C}$
- Le laisser refroidir et le peser, soit M_s sa masse sèche.
- avec une trompe à eau, faire une désorption sous vide pendant 30 minutes, suivie d'une immersion dans l'eau pendant 24 heures à 20°C à la pression atmosphérique.
- Peser l'échantillon après l'avoir épongé, soit M_w sa masse.
- Faire une pesée hydrostatique comme dans la mesure de la masse volumique, soit $M'w$.

La porosité se calcule d'après la formule suivante :

$$n = 100 \times \frac{M_w - M'w}{M_w - M_s}$$

$M_w - M'w$ étant le volume saturé d'eau

➤ Résultat :

Echantillon 1

$M_s = 500 \text{ g}$

$M_w = 506,985 \text{ g}$

$M'w = 506,881 \text{ g}$

$$n_1 = 100 \times \frac{506,985 - 506,881}{506,985 - 500} = 1,489$$

Echantillon 2

$M_s = 500 \text{ g}$

$M_w = 506,220 \text{ g}$

$M'w = 506,134 \text{ g}$

$$n_2 = 100 \times \frac{506,220 - 506,134}{506,220 - 500} = 1,382$$

D'où la porosité est : $n = \frac{n_1 + n_2}{2} = \frac{1,382 + 1,489}{2} = 1,436$

$n = 1,44 \%$

3- Résistance à la compression

Cette mesure permet de choisir, en fonction des sollicitations auxquelles le matériau sera soumis dans l'ouvrage et du coefficient de sécurité correspondant, la pierre ayant la résistance suffisante.

Pour l'essai de compression, l'éprouvette de roche cubique de côté 5,00 ($\pm 0,2$) cm est placée entre les deux plateaux parallèles d'une presse et soumise à une contrainte de compression uniaxiale.



Figure 23 : Mesure de la résistance a la compression

La résistance à la compression simple est donnée par la formule :

$$R_c = \frac{F_{MAX}}{S}$$

Avec ;

F_{MAX} : L'effort de la rupture

S : surface de contact entre plateau-éprouvette

AN :

Echantillon 1

Echantillon 2

$F_{MAX} = 450 \text{ KN}$

$F_{MAX} = 475 \text{ KN}$

$S = 25 \text{ cm}^2 = 25 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2$

$S = 25 \text{ cm}^2 = 25 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2$

$$R_{c1} = \frac{450 \cdot 10^3}{25 \cdot 10^{-4}} = 180,6 \cdot 10^6 \text{ Pa}$$

$$R_{c2} = \frac{475 \cdot 10^3}{25 \cdot 10^{-4}} = 190,8 \cdot 10^6 \text{ Pa}$$

D'où la résistance à la compression est : $R_c = \frac{R_{c1} + R_{c2}}{2} = 185,7 \text{ MPa}$

4- Résistance en traction par flexion

Cet essai permet de choisir, en fonction des sollicitations de traction demandées pour l'ouvrage et du coefficient de sécurité correspondant, la pierre ayant la résistance de traction suffisante.

Dans notre cas, nous utilisons une éprouvette 5/5/20 parallélépipédique.



Figure 24 : Mesure de la résistance a la traction par flexion

Elle est donnée par la formule :

$$R_T = \frac{3PL}{2ab^2}$$

Où : P: la charge cintrée

L : la portée entre les deux appuis

a : le côté de la base du prisme perpendiculaire à l'effort P

b : le côté de la base du prisme parallèle à l'effort P

AN :

Echantillon 1

P = 4,8 KN

L = 15 cm = 0,15 m

a = b = 5 cm = 5 10^{-2} m

Echantillon 2

P = 5,2 KN

L = 15 cm = 0,15 m

a = b = 5 cm = 5 10^{-2} m

$$R_{T1} = \frac{3 * 4,8 * 10^3 * 0,15}{2 * (5 * 10^{-2})^3} = 8,64 * 10^6 \text{ Pa} \quad R_{T2} = \frac{3 * 5,2 * 0,15 * 10^3}{2 * (5 * 10^{-2})^3} = 9,36 * 10^6 \text{ Pa}$$

D'où la résistance à la traction est $R_T = 9 \text{ MPa}$

5- Essai Los Angeles

a- Objet de l'essai

L'essai Los-Angeles permet de juger la résistance à la fragmentation de la matrice de la roche. Elle consiste à vérifier la qualité des pierres, et matériaux au point de vue fragilité (résistance à la fragmentation par choc)

Le Los-Angeles représente alors une caractéristique intrinsèque des matériaux

b- Préparation des matériaux pour l'essai

- Vérifier une fois par mois le poids des boulets qui doivent être compris entre 420 gr 445gr
- Tamiser l'échantillon à sec sur des tamis de classe granulaire choisi (10/14) en commençant par le tamis le plus grand
- Bien laver le matériau tamisé sous un jet d'eau et le sécher à l'étuve à 105°C
- La masse de l'échantillon pour essai est de 5 000g ± 2 g.
- La charge abrasive est de 5 000 g (environ 12 boulets).

c- Exécution de l'essai

- Introduire avec précaution la charge de boulets puis l'échantillon pour essai.
- Faire effectuer à la machine 500 rotations à une vitesse régulière comprise entre 30et 33 tours par minute
- Recueillir le granulat dans un bac placé sous l'appareil
- Tamiser le matériau contenu dans le bac sur le tamis 1,6 mm et laver le refus
- Passer ce refus une fois séché à l'étuve à 105°C, puis le peser au gramme près.

d- Coefficient de Los Angeles

Il est donné par le pourcentage de la perte total "m" au tamis,

$$\text{Où : } m = 5\,000 - m' \quad LA = 100 \times \frac{m}{5000}$$

Avec m' : la masse sèche de refus de l'échantillon en grammes

NB : Le résultat est arrondi à l'unité la plus proche.

e- Présentation des résultats

		Ech 1	Ech 2
Classe granulaire		10/14	10/14
Masse prise d'essai (g)		5 000	5 000
Nombre de boulet (corps broyant)		12	12
Masse des boulets (g)		5 220	5 220
Masse des éléments après essai (g)	m' > 1,6mm	3 526	3 688
	m < 1,6mm	1 474	1 312
Coefficient de Los Angeles :		29.48%	26,24%
En moyenne		27,86 ≈ 28 %	

Tableau n°56 : Détermination du coefficient de Los Angeles

D'où : LA = 28

6- Essais Micro-Deval Humide

$$LA = 100 \times \frac{5000}{5000}$$

a- Objet de l'essai

Cette essai mesure la résistance à l'usure par frottement des granulats et leur sensibilité à l'eau. Les produits résultant de l'usure sont en général très fins, et leur proportion passant au tamis de 1,6 mm représente le coefficient Micro-Deval.

b- Préparation des matériaux pour l'essai

- Laver l'échantillon et sécher à l'étuve à 105 °C
- Tamiser à sec sur le tamis de la classe granulaire choisie
- La masse de l'échantillon est de 500g de la classe granulaire 10/14
- La charge abrasive est de 5 000 g (billes sphériques de différentes dimensions)

c- Exécution de l'essai

- Introduire dans le cylindre d'essai, disposée ouverture vers le haut, la charge abrasive, puis les 500g de matériau préparé ;
- Pour effectuer un essai en présence de l'eau, on ajoute 2,5 litres d'eau
- Mettre les cylindres en rotation à une vitesse de 100 (± 5) tours par minute pendant 2 heures.
- Après essai, recueillir le granulat et la charge abrasive dans un bac.
- Laver soigneusement à la pissette l'intérieur du cylindre en recueillant l'eau et les parties minérales entraînées ;
- Tamiser le matériau dans le bac sur le tamis de 1,6 mm
- Laver l'ensemble sous un jet d'eau et retirer la charge abrasive à l'aide d'un aimant.
- Sécher le refus à 1,6 mm à l'étuve à 105°C (± 5°C), puis le peser au gramme près.

d- Coefficient Micro Deval en présence d'eau

C'est le rapport :
$$MDE = 100 \times \frac{M_i - M_f}{M_i}$$

Où : M_i est la masse sèche de l'échantillon pour essai

M_f est la masse sèche de la fraction du matériau refus après l'essai au tamis de 1,6 mm

Le résultat est arrondi à l'unité la plus proche.

e- Présentation des résultats

	Ech 1	Ech 2
Classe granulaire	10/14	10/14
Masse prise d'essai M_i (g)	500	500
Masse des billes (g)	5 000	5 000
Masse sèche du refus $M_f > 1,6\text{mm}$ (g)	3 70	3 75,8
Coeff de Micro Deval humide	26%	24,84%
En moyenne	25,42% \approx 25%	

Tableau n°57 : Détermination du coefficient Micro Deval à l'eau

On a : $MDE = 25 \times \frac{M_i - M_f}{M}$

7- Essai Fragmentation Dynamique

a- Objet de l'essai

Cet essai mesure la même caractéristique que le LA et il a été choisi par la rusticité du matériel et la rapidité de l'exécution qui en fait un bon essai de chantier

b- Préparation des matériaux pour l'essai

- Préparer une masse de matériau de 1 500 g environ par quartage
- La sécher rapidement
- Tamiser à sec sur chacun des deux classes granulaire choisie (10/14) en commençant par le tamis le plus grand
- Peser $M = 350 \text{ g} \pm 1$ de ce matériau et l'introduire dans le moule.

c- Exécution de l'essai

Il consiste à fragmenter les granulats secs sous l'action d'une masse de 14 kg tombant à une hauteur de 40 cm. Le nombre de coup est fonction de la granularité dont 28 coups pour la classe granulaire 10/14.

Ensuite, recueillir le granulat et le tamiser à sec sur le tamis de 1,6 mm

Enfin, peser la masse du refus m' à 0,1 près.

d- Coefficient de fragmentation dynamique

C'est le rapport :

$$FD = 100 \times \frac{M - m'}{M}$$

Où m' : la masse du refus au tamis 1,6 mm

e- Présentation des résultats

	Ech 1	Ech 2
Classe granulaire	10/14	10/14
Masse prise d'essai M (g)	350	350
Masse du corps broyant (g)	14 000	14 000
Nombre de coup	28	28
Masse sèche du refus $m' > 1,6\text{mm}$ (g)	285	297
Coefficient de Fragmentation Dynamique	18,57%	15,14%
En moyenne	16,85% \approx 17%	

Tableau n°57 : Détermination du coefficient de Fragmentation Dynamique

D'où : $FD = 17$

$$FD = 100 \times \frac{M - m'}{M}$$

– ANNEXE II –

1 /- Caractéristiques des explosifs très utilisés à Madagascar

	EMULSTAR			EYRODYN 2000	F 19	IREMITES		
	5000	5000 UG	8000 PLUS			1000	2500	4000
Présentation et conditionnement	Emulsion pâteuse de couleur grise encartouchée en gaine plastique avec marquage de couleur noire, clippée aux deux extrémités			Pâte homogène, plastique et collante encartouchée soit en gaine plastique clippée aux deux extrémités soit en papier paraffiné		Emulsion pâteuse encartouchée en gaine plastique blanche clippée aux deux extrémités. Elles sont différenciées par leurs couleurs		
Diamètre d'encartouchage standard [mm]	50 – 60 – 70 – 80 - 90	De 25 à 110	50 – 60 – 70 – 80 - 90	25 – 30 – 38 – 50 -60 – 70 – 80 – 90 - 100		30 - 40 - 50 - 60 - 70 - 80 - 90	25 - 40 - 50 - 60 - 70 - 80 - 90	30 - 50 - 60 - 70 - 80 - 90
Densité moyenne d'encartouchage - diamètre > 40 - diamètre < 40	env. 1,28 env. 1,25	env. 1,28 env. 1,25	1,28	1,42	1,45	1,42 à 1,48		
Coefficient d'auto-excitation [cm]	9	9	>3	>10	>10	>5	>5	>5
Vitesse de détonation[m/s] - diamètre 30 mm air libre - diamètre 80 mm confiné	env. 5000 env. 5500	env. 5200 env. 5600	env. 5000 env. 5600	6100 6200	6200 6500	5000 5300	5000 5300	5000 5300
Energie moyenne mesurée en piscine [MJ/Kg] - Energie totale - Energie de choc - Energie de gaz	3,89 1,82 2,07	3,80 1,90 1,90	4,93 2,26 2,67	4,01 2,09 1,92	4,47 2,38 2,09	3,34	3,55	3,92
Diamètre critique en non confiné [mm]	< 20	< 20	< 20	< 20	< 20	<25	<25	<25
Sensibilité au choc [Joule] Mouton de choc 30kg	>1200	>1200	—	—	—			
Balance oxygène [g/100g]	-0,8	-0,8	-3,4	1,5	2	0,0	-1,7	-5,0
Volume de gaz [l / kg]	865	828	732	893	848	915	862	821
Energie théorique totale : [cal/g] [MJ/kg]	1005 4,20	962 4,02	1385.5 5,79	1072 4,48	1179.5 4,93	3,54	4,19	4,85
Strength	0,89	0,85	1,14	0,95	1,05	0,79	0,89	1,00
Pression de détonation [GPa] - Diamètre 30 mm confiné - Diamètre 80 mm confiné	env; 8,1 env. 9,7	env; 8,1 env. 9,7	env; 8,1 env. 10,3	13,2 13,6	13,9 15,3	7,5 8,4	7,5 8,4	7,5 8,4
Résistance à la pression statique [bar]	3	130	3	0,3	0,3	2,5	2,5	2,5
Résistance à la pression dynamique [bar]	Dépend du délai de retard	220	Dépend du délai de retard	—	—			
- Délai d'utilisation : - Amorçages recommandés	1 an après la date de fabrication - détonateur de 0,6g de penthrite - cordeau détonante 20g /m - température limite d'utilisation : +50°C - température limite de stockage : +50°C			1 an après la date de fabrication - détonateur de 0,6g de penthrite - cordeau détonante 12g /m - température limite d'utilisation : +50°C - température limite de stockage +50°C		1 an après la date de fabrication - Détonateur de force 8 ou cordeau détonant 20 g/m.		
Conditions d'utilisation :	Adapté pour les roches dures ou très dures mais fortement déconseillé pour les roches très humides, faillées ou compressibles	Explosif plus énergétique, adapté pour les roches dures ou très dures même avec des conditions défavorables du terrain	Adapté pour les roches dures ou très dures mais fortement déconseillé pour les roches très humides, faillées ou compressibles	Explosif très sensible mais avec une faible toxicité des fumées de tir. Adapté pour les roches dures ou très dures mais fortement déconseillé pour les roches très humides, faillées ou compressibles.	Explosif à niveau d'énergie élevé qui est plus adapté pour les roches très dures mais fortement déconseillé pour les roches très humides, faillées ou compressibles	Chaque fois que le plan de tir et /ou la nature du terrain peuvent être de cause d'interactions importantes entre les charges explosives en présence (compressions statiques ou dynamiques).		

Tableau n°59 : Caractéristiques de quelques explosifs très utilisés à Madagascar
Source : COMPAGNIE MADECASSE Ankorondrano et SOCIETE CRAC Ambatomitsangana Antananarivo 101
Résultat des épreuves d'agrément du fabricant en France

2 /- Explosifs et accessoires de tir

Tarif Hors TVA du Février 2006

REF.	DESIGNATION	Diamètre [mm]	Poids [g]	PU en Ar	UNITE
10 110 007	EURODYN 2000	50	1000	19 200	KG
106 100 06	EMULSTAR 5000	50	1000	19 200	KG
10 010 009	EMULSTAR 5000	70	2080	18 000	KG
10 110 010	EMULSTAR 5000	60	1560	18 500	KG
10 110 011	EMULSTAR 8000	25	125	17 800	KG
10 110 008	EMULSTAR 8000	25	250	17 800	KG
	IREMITES 2500	25 ; 40 ; 50 ; 60 70 et 80	250 ; 500 ; 1000 ; 1560 et 2080	19 500	KG
	EXPLUS	25 ; 70	250 ; 2100	14 000	KG
	MAYNUM BUSTER	25 ; 50 ; 75	250 ; 560	13 000	KG
104 B 0001	CORDEAU DETONANT 12 g			2 200	ML
104 B 0003	CORDEAU DETONANT 5 g			1 840	ML
	DETONATEUR ELECTRIQUE INST. N°0 à 15 * 25 millisecondes de retard * tige en aluminium * Résistance varie de 0,56 à 0,60 Ω (max. : 1,1 Ω) * Energie : 18 mJ/ W			9 400	U
102 100 01	DETONATEUR ORDINAIRE			1 680	U
103 A 0001	MECHE LENTE NOBEL : 120 s/m			2 122	ML
103 B 0002	MECHE RAPIDE : 30 à 45 s/m			440	ML
100 100 01	NITRATE D'AMMONIUM : (Sac de 50 Kg)			2 100	KG
100 100 03	POUDRE NOIRE			21 100	KG

Tableau n°60 Prix de quelques explosifs très utilisés à Madagascar

Source : COMPAGNIE MADECASSE Ankorondrano et SOCIETE CRAC Ambatomitsangana
Antananarivo 101

3 /- Caractéristiques de quelques explosifs industriels commercialisés

Explosifs	ρ	V _d [m/s]	TMB	CUP	CSE [cm]	Q [cal/g]		E	V _g [l/kg]	S	Couplage ϕ_c / ϕ_t	Densité de chargement
						Calculé	Mesuré					
Dynamites												
Gomme A	1.55	7 500	139		18	1 520			730	1.24	0.79	0.96
Gomme BAM	1.47	6 500	129	145	10à 15	1 315	903	112	800	1.10	0.79	0.91
SOFRAMEX	1.53	5 500	132	144		1 570	1 133	120	760	1.28	0.79	0.91
Gomme F 15	1.50	4 300	125	127	10	1 117	913	100	840	0.97	0.79	0.91
Gomme FZ	1.43	6 050		127								
Titadyn 25	1.40	3 050	143									
Titadyn 40	1.40	5 900	128									
Minex F13 S	1.13	3 000	112	109		950						
Minex F19 S	1.13	2 800	120	129	11	1 190						
Minex F19	0.98	2 600		125					848	1.05	0.79	0.91
Roche 15 s	1.05	3 625		114		890			917	0.82	0.79	0.69
Nitrates encartouchés												
N 40 R	1.08	4 700	114	112	6	995		98	909	0.89	0.79	0.69
N 31 R	1.15	4 300	126	137	8	1 315		104	797	1.10	0.79	0.72
N 4 OA	1.05	4 300		107	8.5						0.79	
N 7 bis	1.07	3 800		88	5.5						0.79	
Securex 80	1.10	4 500	115			1 010						
Securex 90	1.10	4 400	124	130		1 314						
Cisalex	0.80	3 600					520				0.79	
Nitrates fuel en vrac												
N135 (4% fuel +5% de Al)	0.90	3 400		120		1 132		84	906	0.99	1	0.90
D7 (fuel 5,7%)	0.83	3 200		114		938			970		1	
NF2 (fuel 6%)	0.95	2 600		105		922		73	970	0.85	1	0.85
NF4 (fuel 6%)	0.85	2 700		110		922		92	970	0.85	1	0.85
Gels encartouchés												
Sigma 505	1.20	3 850	113		4	1 030			940	0.92	0.79	0.83
Sigma 512	1.20	4 100	113		3	1 270			860	1.08	0.79	0.83
Titagel 1000	1.20	3 650	95									
Titagel 1200	1.35	3 600	103			1 410	660					
IREMITE 110	1.20	3 500	103		6	1 100		86	602	1.12	0.79	0.76
IREMITE 85	1.15	3 500	100			1 210	850					
Gelsurite2000	1.20	4 000	92			1 205	720	87	675	1.00	0.79	0.83
Gelsurite3000	1.20	3 700	102			1 397		95	594	1.12	0.79	0.83
Bouillies en vrac												
Sigma 85	1.32	4 500	116									
Sigma 89	1.38	3 900	118			1050			925			
Sigma L	1.44	3 600	97									
Hydrolyte AP	1.50	5 000	80			840	480					
Sigma 8	1.32	4 300	111									
Iremite 65	1.15	3 200	87									
Poudre noir			42									

Tableau n°61 : Caractéristiques de quelques explosifs industriels commercialisés

(Source ; – Document AFTES en 1984 – R. Thiard, Nouveau explosif en France et dans le monde – Technique de l'ingénieur : Les explosifs industriels – www.google.com)

Avec :

ρ : Densité ou masse volumique

V_d [m/s] : Vitesse de détonation

TMB : travail au mortier balistique

CUP : Coefficient d'utilisation pratique

CSE [cm] : coefficient de self excitation

Q [cal/g] : Chaleur d'explosion en piscine.

S : Indice d'énergie ou "strength"

E : Energie totale relative mesuré par rapport à F 15

V_g [l/kg] : Volume des gaz

ϕ_c : Diamètre de cartouche

ϕ_t : Diamètre de trous

– ANNEXE III –

CALCUL DE CHARGE ET PARAMETRE DE TIR

Utilisation de logiciel "tir-explo" [19] [12]

1/- Saisie des données

– Données sur la roche

Code roche	23
Nom	MIGMATITE GRANITOIDE
Densité de la roche <DR>	2.69
Vitesse de propagation <VR>	4 600
Résistance au tirage <R>	0.40
Etat du massif <ETM>	SECHE
Caractéristique du massif <K>	Roche dure faiblement fissurée

Tableau n°62 : Saisie des données sur la roche

– Données sur les explosifs

Seuls les explosifs suivants sont convenables

Code explosif	020	021	022
Nom	NITRATE FUEL	EURODYN 2000	EMULSTAR 5000
Densité explosif <DE>	0.9	1.42	1.26
Vit. détonation <VD>[m/s]	2700	6100	5000
Diam. Cart. <DIAC> [mm]	–	50	50
Poids cartouche <P> [kg]	–	1	1
Long. cartouche <L> [m]	–	0.4	0.4
Coef. de tassement <Cft>	1	0.65	0.65
Energ. explo. <ET>[cal/g]	922	1072	1005
Weight strength <S>	0.85	0.95	0.89
Type explosif <TYPEX>	Explosif en vrac	Explosif encartouché	Explosif encartouché
Résist. à l'eau <RAE>	Nulle	Excellente	Excellente

Tableau n°63 : Saisie des données sur les explosifs

2/- Essais de tir

– Saisie des données sur la foration et choix des explosifs

	Essai 1	Essai 2
Nom & code de la roche	020 MIGMATITE GRANITOIDE	
Type d'amorçage	Latéral	Latéral
Type de cordeau	12 g / m	12 g / m
Type détonateur	Haute intensité	Haute intensité
Diamètre foration	64	64
Hauteur du gradin	6	6
Nombre de rangées	2	2
Angle d'inclinaison	10	10
Rapport de maille	1.2	1.2
Nombre de trou / Rangée	20	15
Explosif de pied	021 EURODYN	022 EMULSTAR 5000
Explosif de colonne	Nitrate fuel	Nitrate fuel

Tableau n°64 : Saisie des données sur la foration

3/- Résultat

– *Paramètre de tir :*

	Essai 1	Essai 2
Banquette Maximale	2.88	2.88
Surprofondeur	0.86	0.86
Bourrage terminal	2.88	2.88
Longueur de foration	6.97	6.97
Défaut de foration	0.26	0.26
Banquette pratique	2.62	2.62
Espacement	3.15	3.15
Maille de foration	8.37	8.37
Banquette	2.66	2.66
Volume abattu / trou	50.22	50.22

Tableau n°65 : Résultat du paramètre de tir

– *Répartition des charges*

	Essai 1	Essai 2
Densité linéaire pied	4.096	4.096
Hauteur charge pied	3.744	3.744
Poids charge pied	15.335	15.335
Energie de pied	16 439.575	15 412.101
Coefficient de couplage	0.781	0.781
Impédance de l'explosif	8 662.000	630.000
Impédance de la roche	12 374.000	12 374.000
Rapport impédance	0.700	0.509
Densité linéaire colonne	2.048	2.048
Hauteur charge colonne	0.346	0.346
Poids charge colonne	0.708	0.708
Densité linéaire explosif	2.895	2.895
Longueur occupé / Qc	0.245	0.245
Bourrage intermédiaire	0.101	0.101
Longueur spécifique	0.052	0.052
Volume total abattu	2 008.829	2 008.829
Taille moyenne bloc	1 422.840	1 479.786
Energie de colonne	653.126	653.126
Poids charge / trou	16.044	16.044
Energie total / trou	17 092.700	16 065.227
Consommation volumique	0.319	0.319
Consommation spécifique	0.119	0.119
Energie volumique	340.351	319.892
Energie spécifique	126.525	118.919

Tableau n°66 : Résultat sur la répartition des charges

4/- Conclusion

– *Choix des explosifs*

D'après le résultat des essais, on a intérêt à retenir l'essai 1, avec lequel :

- L'énergie total par trou est maximale ;
- Le rapport d'impédance est voisin de 1 ;
- La taille moyenne des blocs abattus est minimale.

Ainsi, on choisit comme :

- Explosif de pied : Eurodyn 2000
- Explosif de colonne : Nitrate fuel (avec 94% de nitrate d'ammonium et 6% de fuel)

– Maille de foration

Théoriquement, nous avons les valeurs de la banquette $b = 2,66$ et de l'entraxe $c = 3,15$ mais elles sont trop élevées, d'où l'existence des gros blocs au tas abattus. En effet, pour avoir un maximum de fragmentation, nous pouvons réduire ces valeurs théoriques de telle sorte qu'il existe une part d'énergie destinée directement à la fracturation des gros blocs. Le choix des valeurs réduites de 'b' et 'c' dépend généralement des circonstances en place et de la séquence de tir.

En se référant aux autres carrières comme dans l'entreprise SMATP, SMTC, COLAS, SCB... Nous pouvons prendre :

$$\left. \begin{array}{l} b = 1,8 \text{ m} \\ c = 2 \text{ m} \end{array} \right\} M = b \times c = 3,6 \text{ m}^2$$

$$\left. \begin{array}{l} h = 6 \text{ m} \\ s = 0,5 \text{ m} \\ \theta = 10^\circ \\ \phi = 64 \text{ mm} \end{array} \right\} L = 6,6 \text{ m}$$

Ainsi, pour éviter l'apparition des gros blocs au tas abattu, on réduit le bourage final à 1,5 m et on répartit la charge de colonne avec des bourages intermédiaires dont la longueur ne doit pas dépasser le tiers du bourage final.

– Calcul des charges

A partir de la formule d'OPPENAU, on a :

$$\alpha \cdot c \cdot (d / \cos\theta) + \beta \cdot b \cdot c \cdot \cos\theta = 2,4 \cdot m \cdot \Delta \cdot \gamma \cdot d_1 \cdot v \cdot \Phi^2 \quad (1)$$

Avec : α = Résistance de la roche à la traction exprimée en (t/m^2)

c = Entraxe ou espacement du trou en (m)

d = Hauteur du front en (m)

θ = L'angle d'inclinaison du trou par rapport à la verticale (en degré)

β = Résistance de la roche au cisaillement en (t/m^2)

Pratiquement, β est sensiblement égal à 1/10 de la résistance à la compression. Soit : $\beta = 4\,200 \text{ t/m}^2$

b = Banquette en (m)

m = Coefficient de puissance de l'explosif égal à CUP/100

Δ = Densité de chargement en (kg/dm^3)

γ = Coefficient de pression ou de rendement en fonction de l'épaisseur

on prend $\gamma = 0,6$

d_1 = Longueur total de la colonne d'explosif en (m)

v = Coefficient de vitesse avec : $v = \sqrt{\frac{V}{4000}}$

Où V est la vitesse de détonation de l'explosif

Φ = Diamètre du trou en (mm)

Ainsi, d'après l'équation (1) :

$$\alpha \cdot c \cdot (d / \cos\theta) = 2,4 \cdot m \cdot \Delta \cdot \gamma \cdot d_2 \cdot v \cdot \Phi^2 \quad (2) \text{ régit l'effet de traction}$$

$$\beta \cdot b \cdot c \cdot \cos\theta = 2,4 \cdot m \cdot \Delta \cdot \gamma \cdot d_3 \cdot v \cdot \Phi^2 \quad (3) \text{ régit l'effet de cisaillement}$$

Donc la hauteur de la charge de pied est :

$$d_3 = d'_3 + d''_3$$

Où d'_3 : hauteur de la charge pour cisailer le fond

d''_3 : hauteur de la charge pour arracher le fond

$$d'_3 = \frac{\beta \cdot b \cdot c \cdot \cos\theta}{2,4 \cdot m \cdot \gamma \cdot \Delta \cdot v \cdot \Phi^2}$$

$$d_3'' = \frac{\alpha \cdot d_3' \cdot c}{2,4 \cdot m \cdot \gamma \cdot \Delta \cdot v \cdot \phi^2 \cdot \cos \theta}$$

Et celle de la charge de colonne est :

$$d_2 = \frac{\alpha \cdot d \cdot c}{2,4 \cdot m \cdot \gamma \cdot \Delta \cdot v \cdot \phi^2 \cdot \cos \theta}$$

Où d = hauteur à arracher par l'effort de traction.

d = L – d₃ (hauteur de foration – hauteur de la charge de fond)

Applications numériques :

Charge de pied :

On associe la dynamite avec le nitrate fuel dans la charge de fond :

– En utilisant la dynamite EURODDYN :

$$d_3' = \frac{2\,500 \times 2 \times 1,8 \times 0,98}{2,4 \times 1,25 \times 0,6 \times 0,9 \times 1,235 \times (64)^2} = 1,07$$

$$d_3'' = \frac{1\,200 \times 1,07 \times 2}{2,4 \times 1,25 \times 0,6 \times 0,9 \times 1,235 \times (64)^2 \times 0,98} = 0,32$$

$$d_3 = 1,07 + 0,32 = 1,39 \text{ m}$$

– En utilisant le nitrate fuel :

$$d_3' = \frac{2\,500 \times 2 \times 1,8 \times 0,98}{2,4 \times 1,1 \times 0,6 \times 0,9 \times 0,83 \times (64)^2} = 1,82$$

$$d_3'' = \frac{1\,200 \times 1,82 \times 2}{2,4 \times 1,1 \times 0,6 \times 0,9 \times 0,83 \times (64)^2 \times 0,98} = 0,92$$

$$d_3 = 1,82 + 0,92 = 2,74 \text{ m}$$

En prenant la moyenne, un compromis de 1,9 m est généralement retenu. C'est-à-dire d₃ = 1,9 m

Ainsi, la quantité d'explosif de pied est :

$$Q_p = Q_{pd} + Q_{pn}$$

Avec : Q_{pd} : quantité de dynamite dans le pied

Q_{pn} : quantité de nitrate fuel dans le pied

$$Q_{pd} = 2 \text{ cartouches de } 1 \text{ kg de gomme}$$

$$Q_{pd} = 2 \text{ kg}$$

$$Q_{pn} = \frac{\pi \cdot \phi^2 \cdot (d_3 - 2l_d) \cdot \rho_n}{4} = \frac{3,14 \times (0,64)^2 \times (1,9 - 2 \times 4) \times 0,9}{4}$$

$$Q_{pn} = 3,20 \text{ kg}$$

$$\text{D'où } Q_p = 5,20 \text{ kg}$$

Charge de colonne :

– En utilisant seulement le nitrate fuel :

$$d_2 = \frac{1\,200 \times 4,7 \times 2}{2,4 \times 1,1 \times 0,6 \times 0,9 \times 0,83 \times (64)^2 \times 0,98} = 2,37 \approx 2,4 \text{ m}$$

Ainsi, la quantité d'explosif de colonne est :

$Q_c = Q_{cn}$: quantité de nitrate fuel dans la colonne.

$$Q_{cn} = \frac{\pi \cdot \phi^2 \cdot (d_2) \cdot \rho_n}{4} = \frac{3,14 \times (0,64)^2 \times 23 \times 0,9}{4}$$

$$Q_c = 6,9 \text{ kg}$$

La charge totale dans un trou est donc :

2 kg (2 cartouches) de Dynamite

10,1 kg de nitrate fuel

Bourrages :

– Bourrage final :

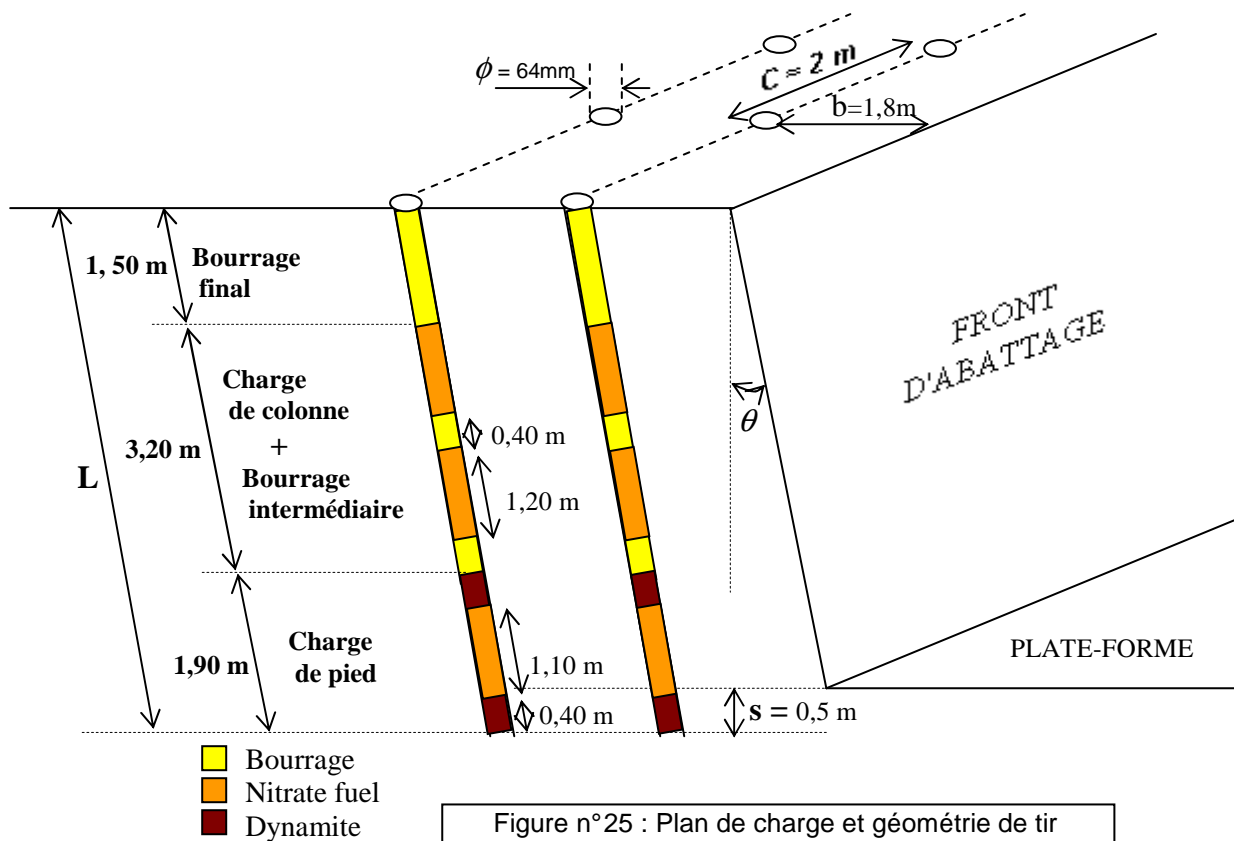
$$B_f = b = 1,5 \text{ m}$$

– Bourrage intermédiaire :

$$B_i = L - (d_2 + d_3 + B_f) \text{ avec } L = H / \cos \theta$$

$$B_i = 6,6 - (1,9 + 2,4 + 1,5) = 0,8 \text{ m}$$

Puisque B_i doit être inférieur ou égal à $1/3 B_f$, il faut qu'on le partage en deux tronçons de 0,4 m.



– ANNEXE IV –

MACHINES ET MATERIELS D'EXPLOITATIONS (5) (6)

Caractéristiques comparées de marteaux perforateurs

Machines	Types	Masse du marteau en kg	Masse de la machine en kg	Puissance absorbée de la machine en Ch	Débit d'injection (eau/air)	Couple de rotation daN.m	Fréquence de frappe (coup/min)
Atlas Copco BVB 14	Pneumatique	65	780 (chariot à roues)	Compresseur : 85	Air : 7,4m ³ /min (machine) Déblais : 2m ³ /min	35	2 150
Montabert H 70	Mouvement : hydraulique Chasse des déblais : hydraulique ou pneumatique	123	Selon montage	30 + pompe à boue et/ ou compresseur	Eau : 14 L/min Air : 2,2m ³ /min	47	2 600 à 2 800
Atlas Copco BVB 32	Pneumatique	170 : un moteur 250 : double moteur	2 250 : chariot, glissières, moteurs 40380 : chenillards	Compresseur 200	Air : 15m ³ /min (machine) Déblais : 2500L/min	60 : un moteur 120 : double moteur	2 200
Montabert HC 120	Mouvement : hydraulique Chasse des déblais : hydraulique ou pneumatique	200	11 000 : selon montage	45 + pompe à boue et/ ou compresseur	Eau : 30 à 50L/min Air : 7m ³ /min sous 10 bar	125 à 140	2 300 à 2 700
FORACO VPRH	Mouvement : hydraulique Chasse des déblais : hydraulique ou pneumatique		18 000	330 : 150 pour la machine 180 pour le compresseur	Air : 18m ³ /min	700	Variant selon le réglage de balourd (entre vibration et frappe)

Tableau n°67 : Caractéristiques comparées de marteaux perforateurs

Caractéristiques comparées des machines rotatives

Machines	Masse en kg	Puissance installée [ch]	Course utile sur le mât	Poussée maximale [kg]	Traction maximale [kg]	Couple de rotation [daN.m]
Bonne Espérance FBE 1	2 500	35 à 50	3 m de tige	3 500	5 500	0 à 50 ou 0 à 400 selon la gamme de vit.
Mobile drilling B 34	1 475	35	1,5 m de tige	3 605 à 4 085 selon l'option	4 810 à 5445 selon l'option	453
Mobile drilling B 40L	3 980 (entraînant par moteur) 3 670 (prise de force)	60	3 m de tige	3 040	4 230	480 à 770 selon l'option
FORACO SM 70		50 à 105	6 m de tige	8 500	8 500	750 à 1 200
FORACO VPRH	18 000 (machine sur camion)+15 000 (comp. sur camion)	330 : 150 pour la machine et 180 pour le compres.	3m	7 000	12 000	700

Tableau n°68 : Caractéristiques comparées des machines rotatives

Caractéristiques et champs d'application de différents types de concasseurs, de granulateurs et de broyeurs :

Type	Degré de dureté	Abrasivité	Degré d'humidité	Rapport de réduction maximal	Principaux champs d'application
Concasseurs à mâchoires	mi-durs à extra-durs	abrasifs	Secs ou légèrement humides, non collants	8/1 à 10/1	Matériaux de carrière, minerais, carbures, abrasifs, laitiers de hauts-fourneaux
Concasseurs giratoires	mi-durs à extra-durs	abrasifs	Secs ou légèrement humides, non collants	6/1 à 8/1	
Concasseurs à 1 cylindre et mâchoire	Tendres à mi-durs	non abrasifs	Secs ou légèrement humides, non collants	5/1 à 6/1	Charbon, coke, gypse, calcaires, sels de potasse.
Concasseurs à deux cylindres dentés	Tendres à mi-durs	non abrasifs	Secs ou humides, même très collants	4/1 à 5/1	Calcaires, minerai de fer, coke, argiles et terres, os, scories diverses
Concasseurs à percuteurs rigides	Tendres à mi-durs	non abrasifs	Secs ou humides, légèrement collants	15/1 à 25/1	Calcaires, gypses, sels de potasse, minerais friables
Concasseurs à marteaux articulés	Tendres à mi-durs	non abrasifs	Secs ou humides, moyennement collants	20/1 à 30/1	Calcaires, bauxites, charbons, sels de potasse
Concasseurs à chute libre (trommels concas.)	Friables et durs mélangés	Peu abrasifs	Secs ou humides, non collants	20/1 à 30/1	Charbons bruts
Granulateurs à cônes giratoires	mi-durs à extra-durs	abrasifs ou non	Secs ou légèrement humides, non collants	6/1 à 8/1	Matériaux de carrière, et minerais divers, carbures, abrasifs
Granulateurs à	mi-durs à extra-durs	abrasifs ou non	Secs ou humides, même collants	3/1 à 4/1	
Granulateurs à cylindres lisses vitesse différentielle	Friables à demi-durs	non abrasifs	Secs ou humides, même très collants	4/1 à 10/1	Argiles et terres, engrais, produits chimiques
Granulateurs à cylindres cannelés	Friables à demi-durs	non abrasifs	Secs ou humides, non collants	4/1 à 6/1	Charbon, coke, sels, engrais
Broyeurs à meules	Friables à durs	abrasifs ou non	Secs ou humides, même très collants	8/1 à 12/1	Terres à brique, produits réfractaire, mortiers
Broyeurs à chutes : pilons ou bocards	mi-durs à extra-durs	abrasifs ou non	Voies sèche ou voiers humides	20/1 à 40/1	Produits chimiques et pharmaceutiques
Broyeurs à barres : rod mills	mi-durs à extra-durs	abrasifs ou non	Secs, humides ou à l'eau	30/1 à 100/1	Minerais divers, coke, sable de construction
Broyeurs à frottement: meules disques, noix	Friables à mi-durs	Peu ou pas abrasifs	Secs ou légèrement humides, non collants	10/1 à 15/1	Sable, dolomie, brai, matières plastiques, produits alimentaires
Broyeurs à percussion (rigides ou articulées)	Friables à mi-durs	Peu ou pas abrasifs	Secs ou légèrement humides, non collants	20/1 à 50/1	Charbons calcaires, plâtres, argiles, engrais, produits chimiques ; déchets, toutes catégories agricoles

Tableau n°69 : Caractéristiques et champs d'application de différents types de concasseurs, de granulateurs et de broyeurs

– ANNEXE V –

CALCULS DU FRAIS DE PERSONNEL, MATIERES CONSOMMABLES ET UTILITES

1/- Calculs du frais de personnel

a /- Salaires

Les salaires sont déjà mentionnés d'après le tableau n°37 de cet ouvrage.
Le salaire mensuel total est : **4 700 170 Ar**

b /- Charges sociales :

On évalue les charges sociales qui sont l'OSTIE et le CNAPS à partir du salaire mensuel total tels que :

CNAPS : $4\,700\,170 \times 13\% = \text{-----} 611\,022.10 \text{ Ar}$
OSTIE : $4\,700\,170 \times 7\% = \text{-----} 329\,011.90 \text{ Ar}$

Sous total = -----940 034,00 Ar

c /- Loyers, logement pour :

Directeur Général = -----97 300,00 Ar
Directeur commercial et administratif = -----50 000,00 Ar
Directeur d'exploitation = -----50 000,00 Ar
Ingénieur = -----40 000,00 Ar

Sous total = -----237 300,00 Ar

d /- Frais du personnel FP

FP = Salaire + Charges sociales + Loyers

FP = 5 877 504 Ar

Le frais annuel de personnel est estimé à **70 530 048 Ar**

2/- Calcul des matières consommables et utilités

a /- Consommation et coût des explosifs et des détonateurs

D'après le calcul de charge, on consomme environ :

	Par trou	Par volée	Consommation annuelle	Prix unitaire TTC [Ar]	Coût total annuel [Ar]
Gomme EUODYN 2000	2 kg	80 kg	2 400 kg	23 040	55 296 000
Cordeau détonant 12 g	6.8 m	272 m	8 160 m	2 640	21 542 400
Nitrate d'ammonium	10.1 kg	404kg	12 120 kg	2 520	30 542 400
Détonateurs	1 u	40 u	1 200 u	11 280	13 536 000

Tableau n°70 : Consommation et coût des explosifs

D'où la consommation annuelle des explosifs est : **120 916 800 Ar**

b /- Energie électrique

Selon les tarifs non résidentiels de la JIRAMA, on considère le tarif 22 avec :

- PU de la consommation ----- : 180 Ar / kWh
- Redevance ----- 6 000 Ar x 12 : 72 000 Ar
- PU de la puissance souscrite ----- : 2 300 Ar / kW

Soit :

C_e : la consommation annuelle d'électricité :

C_T : Consommation moyenne par heure dans l'unité de concassage, égale à 135,5 kW d'après les caractéristiques des appareils décrites dans l'annexe VII.

C_g : Consommation par heure pour l'éclairage, estimé à 5 kW

C_r : Consommation moyenne par heure pour la poste de soudure et l'entretien des machines, estimé à 7,5 kW

N_H = nombre d'heure de fonctionnement des appareils pour une année

$N_H = 8 \times 294 = 2352$ heures

C_U = coefficient d'utilisation moyenne estimé à 80%

Application numérique :

$$C_e = (135,5 + 5 + 7,5) \times 2352 \times 0,8 = 278\,476,8 \text{ kW} \approx 278\,500 \text{ kW}$$

Ainsi, la puissance souscrite est donnée par la formule

$$P_s = U \cdot I$$

U : Tension : 380 V
 I : Intensité prescrit : 500 A

$$P_s = 380 \times 500 = 190\,000 \text{ VA} \approx 190 \text{ kW}$$

D'où, la consommation annuelle totale en électricité est :

$$C_E = (278\,500 \times 180) + (190 \times 2\,300) + 72\,000 = \mathbf{50\,639\,000 \text{ Ar}}$$

c /- Carburant

Soit :

C_C : la consommation annuelle du carburant :

C_{M1} = Consommation moyenne par heure de gasoil pour les engins.

$C_{M1} = 15$ l/h

C_{M2} = Consommation moyenne par heure de gasoil pour les véhicules et tous les appareils motorisés

$C_{M2} = 5$ l/h

N_{A1} = nombre d'engins = 4

N_{A1} = Le nombre d'appareil motorisé = 6

N_H = nombre d'heure de fonctionnement des appareils pour une année :

$N_H = 8 \times 294 = 2352$ heures

C_U = coefficient d'utilisation moyenne estimé à 70 %

Application numérique :

$$C_C = (15 \times 4) + (5 \times 6) \times 2352 \times 0,7 = 148\,176 \approx 150\,000 \text{ litre}$$

Soit P_G = Prix d'un litre de gasoil = 1 900 Ar ;

D'où La consommation annuelle de carburant est **285 000 000 Ar**

d /- Taillant et du tige de forage

Soit :

L_T = durée de vie moyenne d'un taillant = 1200 m

L_G = durée de vie moyenne d'un tige = 800 m

L = longueur total du trou foré pour une année = $6,5 \times 40 \times 30 = 7\,800$ m

N_T = nombre de taillant consommé dans une année

N_B = nombre de tiges consommées dans une année

De plus, si :
$$N_T = \frac{L}{L_T} \quad \text{et} \quad N_G = \frac{L}{L_G}$$

P_T = prix d'un taillant = 1 960 000 Ar

P_G = prix d'un tige = 1 260 880 Ar

C_{TG} = consommation annuelle de taillant et tige de forage :

Notons qu'on nécessite trois tiges pour forer un trou

D'où :

$$C_{TG} = N_T \times P_T + 3N_G \times P_G$$

Application numérique

$$N_T = \frac{7\,800}{1\,200} = 6,5 \approx 7$$

$$N_G = \frac{7\,800}{800} = 9,75 \approx 10$$

$$C_{TG} = 7 \times 1\,960\,000 + 3 \cdot 10 \times 1\,260\,880 = 51\,546\,400$$

D'où La consommation annuelle de taillant et tige de forage est $C_{TG} = \mathbf{51\,546\,400\,Ar}$

– ANNEXE VI –

DESCRIPTION DES PRINCIPAUX APPAREIL DE TRAITEMENT BROYAGE – CRIBLAGE – MANUTENTION [16]

1- Trémie d'alimentation

- 16m³
- Poids : 7 357 kg
- Blindage acier e= 24 -10mm

2- Alimentateur vibrant B 1052 – 2v

- Largeur : 1000 mm
- Longueur : 5 343 mm
- Arbre BLX10 avec moteur électrique
- Puissance : 12 kW
- Poids : 7221 kg

3- Transporteur à courroie Nordbelt

- Puissance : 5,5 kW
- Poids : 3 460 kg
- Stockage des stériles
- Longueur : 15m
- Largeur : 500mm
- Inclinaison : 16°
- Débit : 25t/h

4- Concasseur à mâchoire C80

- Ouverture d'alimentation : 800 x 510 mm
- Rapport de reduction : 4/1
- Mâchoires réversibles en deux parties
- Puissance du moteur électrique bobine à bagues : 18,5 kW
- Poids du concasseur : 26 355 kg

5- Transporteurs à courroie Nordbelt

3 Transporteurs pour :

- Alimentation du crible CVB 2050
- Alimentation de la trémie tampon
- Alimentation du concasseur secondaire BCS

- Puissance : 9 kW
- Poids : 5 985 kg
- Longueur : 21m
- Largeur : 650mm
- Inclinaison : 19°
- Débit : 36 t/h

6-Poste d'alimentation de type Tampon de 20m³

-Un ensemble poste d'alimentation de 3,5m x 3,5m posé sur dalle béton ayant une capacité de 20m³, inclinant un ensemble de support et manchette d'alimentateur.

- Poids : 5 764 kg
- Rehausse pour chargeur
- Blindages épaisseur de 6mm
- Grille de protection

7-Transporteur à courroie Nordbelt

2 Transporteurs pour :

- Reprise sous concasseur primaire C80
- Reprise sous concasseur secondaire BCS
- Puissance : 5,5 kW
- Poids : 2 170 kg
- Longueur : 5 m
- Largeur : 600 mm
- Inclinaison : 20°
- Débit : 36t/h

8- Concasseur BCS

- Ouverture d'alimentation : 350 mm
- Rapport de réduction 5/1
- Paroi circulaire servant de mâchoire fixe et cône central, animée d'un mouvement excentrique.
- Puissance du moteur électrique: 21,5 kW
- Poids du concasseur : 18 409 kg
- Blindé sur la paroi de la chambre annulaire.

9-Crible CVB 2050 IV étages

- Puissance : 18 kW
- Poids : 16 794 kg
- Largeur : 1800 mm
- Longueur : 4000 mm
- Nombre d'étages : 4
- Surface d'un étage : 7,2 m²
 - Pour la production de granulats 0/25 :
 - 1^{er} étage : grille de 3 mm avec plus-value INOX tendu anti- colmatant
 - 2^{ème} étage : grille de 6 mm avec toiles métalliques tendues
 - 3^{ème} étage : grille de 15 mm avec toiles métalliques tendues
 - 4^{ème} étage : grille de 28 mm toiles métalliques tendues
 - Pour la production de granulats 0/25
 - 1^{er} étage : grille de 3 mm avec plus-value INOX tendu anti- colmatant
 - 2^{ème} étage : grille de 6 mm avec toiles métalliques tendues
 - 3^{ème} étage : grille de 10 mm avec toiles métalliques tendues
 - 4^{ème} étage : grille de 15 mm toiles métalliques tendues
 - Pour la production de granulats 0/31,5
 - 4^{ème} étage : grille de 32 mm toiles métalliques tendues

10- Transporteur à courroie Nordbelt

5 Transporteurs pour :

- Stockage du tout venant 0/31,5
- Stockage des granulats (0/3, 3/6, 5/15, 15/25) ou (0/3, 3/6, 6/10, 10/14)
- Puissance : 5,5 kW
- Poids : 3 170 kg
- Longueur : 10 m
- Largeur : 500 mm
- Inclinaison : 15°
- Débit : 10 à 45 t/h

– ANNEXE VII –

Entretien et maintenance des matériels d'exploitation

Généralités

L'entretien des matériels et équipements est l'une des tâches primordiales dans tous travaux sur chantier aussi bien en génie civil qu'aux exploitations minières. Il a pour objectif de maintenir les appareils en bon état de marche le plus longtemps possible et surtout d'éviter la suspension ou l'arrêt de production due aux pannes inopinées.

Force est de constater que cette activité varie généralement selon la nature et l'importance des travaux à exécuter. En effet, les engins et machines utilisés peuvent être très différents d'un chantier à l'autre et leur conducteur plus ou moins adroit.

En principe, il existe deux types d'entretien : l'entretien préventif et l'entretien de réparation.

Entretien préventif

L'entretien préventif a pour principe de base, la systématisation des interventions et des démontages périodiques des divers appareils même en parfait état de fonctionnement. Il repose sur les visites périodiques du matériel effectuées par un personnel qualifié qui détermine un calendrier de visite par l'appareil, une carte machine comportant les résultats de visites ainsi que les interventions ou réparations effectuées.

Cet entretien peut être effectué :

- dans un intervalle de temps assez court (journalière, hebdomadaire ou mensuel ou encore tous les 10 heures, 25 heures ou 50 heures de marche)
- dans un intervalle très long qui est l'entretien général (trimestriel, semestriel ou annuel ou encore toutes les 100 heures, 500 heures ou 1000 heures de marche).

Entretien des matériels roulants (engins, camions,...)

Opérations	Périodes d'exécution
Soufflage à l'eau ou à sec	Journalière
Lavage	Journalière
Serrage des boulons	Journalière
Graissage	Hebdomadaire
Vidange du moteur et remplissage d'huile	70 à 125 heures de marche
Entretien général	500 à 1000 heures de marche
Visites techniques	3 à 6 mois

Tableau n°71 : Entretien des matériels roulants

Entretien des machines de traitement (concasseurs, crible, convoyeurs,...)

Opérations	Périodes d'exécution
Soufflage	Journalière
Serrage des boulons	Journalière
Graissage	Journalière - Hebdomadaire
Vidange et remplissage d'huile au CII	1000 heures de marche
Entretien général	500 à 1000 heures de marche
Visites techniques	50 à 1000 heures de marche

Tableau n°71 : Entretien des machines de traitement

Entretien de réparation

Cet entretien consiste à réparer les matériels abîmés, renouveler les pièces d'usures, etc. Il s'effectue non plus de manière périodique mais en tout moment selon la nécessité.

Il comprend :

- Le réaffûtage des outils de perforation : bouton du taillant (affûter environ tous les 40 à 50 m de foration et totalement usé après deux réaffûtage),
- Soudage des pièces cassées,
- Dépannage des moteurs ou des matériels en panne,
- Remplacement des pièces d'usures,...

Frais d'entretien

Pour ce qui concerne le frais d'entretien du matériel, les problèmes sont différents d'un chantier à l'autre selon l'importance des travaux et l'organisation du service d'entretien. De plus, il dépend essentiellement de la qualité et de l'état des matériels utilisés (l'emploi des matériels d'occasions nécessite beaucoup d'entretien par rapport aux matériels neufs).

Disons que l'on peut compter approximativement 1% du montant de travaux pour le frais divers du service d'entretien ; mais il faut incorporer en plus, les dépenses de main d'œuvre et des pièces de rechanges dans le calcul.

Organisation

Sur la plupart des chantiers ou carrières d'exploitation, exception faite pour les petits chantiers, les entreprises s'équipent pour réparer leurs matériels sur place. De ce fait on confie les travaux à des personnels techniciens ou mécaniciens qualifiés. Cependant, pour le cas d'utilisation des nouveaux matériels, si un moteur ou une boîte de gros engin sera tombé en panne, on confie leur remise en état aux services après ventes des constructeurs.

Dans le garage d'entretien on prévoit au minimum :

- un atelier de graissage,
- un atelier de réparation : mécanique, à bois, chaudronnerie et électricité,
- un hall de démontage avec appareil de lavage,
- un hangar aux pièces de rechange, etc.

De plus, il ne faut pas oublier

- de disposer une grande aire pour le lavage,
- de bâtir un dépôt de carburant et un réservoir d'eau,
- d'amener et distribuer le courant électrique dans les différents locaux.

Enfin, on ajustera souvent une petite forge pour le dépannage de première urgence.

TABLE DES MATIERES

PARTIE I : PRESENTATION DU CADRE D'EXPLOITATION ET ETUDES PRELIMINAIRES

Chapitre I : ETUDE MONOGRAPHIQUE ET ENVIRONNEMENT INITIAL DU SITE

	Page
I-1- CONTEXTE GEOGRAPHIQUE	1
I-1-1- Localisation administrative	1
I-1-2- Situation géographique.....	2
I-1-3- Accès à la carrière.....	2
I-2 – CADRE PHYSIQUE	3
I-2-1- Orographie	3
I-2-2- Hydrologie	3
I-2-3- Climatologie	3
I-3 – ASPECT SOCIO-ECONOMIQUE	4
I-3-1- Constat démographique	4
I-3-2- Activités économiques.....	4
I-3-2-1- Agriculture.....	4
I-3-2-2- Elevage.....	4
I-3-2-3- Autres activités	5
I-3-3- Education et santé.....	5
I-3-3-1- Education.....	5
I-3-3-2- Santé	5
I-3-4- Infrastructures existantes.....	5
I-3-5- Mœurs et coutumes.....	7
I-4- CONTEXTE GEOLOGIQUE	7
I-4-1- Géologie régionale	7
I-4-2- Tectonique	9
I-4-2-1- Définition.....	9
I-4-2-2- Tectonique de la région	9
I-4-3- Géologie du gisement	9
I-4-3-1- Généralités	9
I-4-3-2- Morphologie.....	10
I-4-3-3- Structure	10
I-4-3-4- Caractéristiques minéralogiques	10

Chapitre II : RECONNAISSANCE DU GISEMENT

II-1- TERMINOLOGIE ET RAPPELS BIBLIOGRAPHIQUES	11
II-1-1- Exploitation à ciel ouvert.....	11
II-1-2- La carrière	11
II-1-3- Le granite	12
II-1-4- Le granulat	13
II-2- CARACTERISTIQUES DU GISEMENT.....	13

II-2-1- Indice de continuité	14
II-2-2- Les essais laboratoires.....	14
II-2-2-1- L'analyse granulométrique.....	14
II-2-2-2- Propriétés physiques de la roche.....	15
a- Masse volumique absolue.....	15
b- Porosité.....	16
c- Densité apparente	16
d- La compacité du matériau	16
e- Degré de fissuration	16
II-2-2-3- Les essais mécaniques.....	17
a- Résistance en compression.....	17
b- Résistance en traction par flexion.....	17
c- Essai Los Angeles.....	17
d- Essais Micro-Deval Humide.....	17
e- Essai Fragmentation Dynamique	17
II-2-3- Les performances du granite.....	18
II-3- TRAVAUX PRELIMINAIRES.....	18
II-3-1- Stade de prospection ou de délimitation du gisement	18
II-3-1-1 - Généralités	18
II-3-1-2 - Choix des zones à prospecter.....	19
II-3-1-3 - Recherches des gisements possibles	
(prospection stratégiques.....)	19
II-3-1-4 - Détermination du gisement probable	
(prospection tactique)	20
II-3-2- Stade d'exploration	20
II-3-3- Critère d'exploitabilité du gisement.....	20
II-4- EVALUATION DE LA RESERVE.....	21
II-4-1- Levé topographique.....	21
II-4-2- Méthode d'évaluation.....	23
II-4-3- Résultats.....	24

Chapitre III : ETUDE DE MARCHE

III- 1 – GENERALITES	25
III- 2 – SITUATION ACTUELLE DE L'EXPLOITATION DE CARRIERE A MADAGASCAR	26
III- 3 – EVALUATION DE LA PRODUCTION	26
III- 4– CONSOMMATION LOCALE	28
III-4-1- Consommation dans la fabrication du béton	28
III-4-2- Consommation dans les constructions routières	29
III-5– ETUDE DE LA PREVISION	30
III-5-1– But de l'étude.....	30
III-5-2– Calcul de \hat{a} et \hat{b}	30
III-5-3– Calcul du coefficient de corrélation	31
III-5-4– Test de coefficient de corrélation.....	32
III-5-5– Règle de décision	33
III-5-6– Intervalle de prévision.....	33
III-5-7– Objectif de production par an.....	34

PARTIE II : PHASES TECHNIQUES DE L'EXPLOITATION

Chapitre IV : GENERALITES

IV -1 – INTRODUCTION.....	35
IV -2 - PROGRAMME D'EXPLOITATION.....	36
IV-2-1- Mode d'exploitation	36
IV-2-2- Méthode d'exploitation.	36
IV-2-2-1- Définition	36
IV-2-2-2- Types de méthodes d'exploitation.....	36
a- La méthode par tranches horizontales simultanées (stripping) ..	36
b- La méthode par tranches horizontales successives en pleine	
largeur	36
c- La méthode par fosses emboîtées.	37
d- la méthode mixte.....	37
IV-2-2-3- Critère du choix de la méthode d'exploitation.....	37
IV-2-2-4- Justification du choix	37
IV-2-3- Schéma général du procédé d'exploitation	38
IV-2-3-1- Opération minière.....	38
IV-2-3-2- Séquence d'extraction.....	39
IV-2-3-3- Le rythme de production.....	40
IV-2-3-3- Dessin de la fosse ultime.....	40
IV-3- MOYEN MATERIEL ET HUMAIN.	40
IV-3-1- Matériels d'exploitation.....	40
IV-3-1-1- Matériels de carrière.....	41
IV-3-1-2- Matériels de traitement.....	41
IV-3-1-3- Les constructions	41
IV-3-2- Ressources humaines.....	42
IV-3-2-1- Organisation du personnel	42
IV-3-2-2- Répartition des effectifs.....	42
IV-3-3- Poste de travail	43
IV-4- TRAVAUX PREPARATOIRES	43

Chapitre V : ABATTAGE

V-1- INTRODUCTION.....	45
V-2- FORATION DES TROUS DE MINES	45
V-2-1- Préparation du front d'abattage.....	47
V-2-2- Méthodes de foration et matériels correspondantes.	47
V-2-2-1- Forage à percussion ou battage.....	47
V-2-2-2- Forage à rotation	47
V-2-2-3- Forage à roto-percussion.	48
V-2-3- Choix du matériel de foration.	49
V-2-3-1- Paramètre de choix.	49
V-2-3-2- Choix du diamètre de foration	50
V-2-3-3- Inclinaison de foration.....	50
V-2-3-4- Equipement de foration	51
V-3- TIRS DE MINES	51
V-3-1- Les explosifs	51
V-3-1-1- Définition	51

V-3-1-2- Les principaux explosifs industriels	53
V-3-1-3- Caractéristiques des explosifs	53
<i>a- Puissance de l'explosif</i>	53
<i>b- La vitesse de détonation (Ve)</i>	54
<i>c- La brisance.</i>	54
<i>d- La fiabilité d'emploi</i>	55
<i>e- La résistance à l'eau.</i>	55
<i>f- Le caractère économique</i>	55
V-3-1-4- Technique d'emploi des explosifs.....	55
<i>a- Choix des explosifs</i>	56
<i>b- Optimisation de l'abattage à l'explosif des roches dures</i>	57
V-3-1-5- Stockage et transport des substances explosives.....	57
<i>a- Stockage</i>	57
<i>b- Transport</i>	58
V-3-1-6- Classification des explosifs au point de vue stockage.	58
V-3-2- Les accessoires de tir	58
V-3-2-1- Le cordeau détonant	58
V-3-2-2- La mèche de sûreté ou mèche lente	59
V-3-2-3- Les détonateurs	59
<i>a- Le détonateur ordinaire</i>	59
<i>b- Le détonateur électrique</i>	59
V-3-3- Les matériels de tir.....	60
V-3-3-1- Les explodeurs	60
V-3-3-2- L'ohmmètre.....	60
V-3-3-3- La ligne de tir.....	60
V-3-4- Les paramètres du tir	61
V-3-4-1- La banquette	61
V-3-4-2- L'entraxe.....	61
V-3-4-3- La surprofondeur	61
V-3-4-4- Le bourrage.	61
V-3-5- Plan de tir	62
V-3-5-1- Généralités	62
V-3-5-2- Calcul des charges	62
V-3-5-3- Schéma de tir	63
V-3-6- Réalisation du tir	64
V-3-6-1- Chargement du trou de mine.....	64
V-3-6-2- Vérification du circuit de tir	65
V-3-6-3- Mesure à prendre avant le tir.....	66
V-3-6-4- Mise à feu.....	66
V-3-6-5- Phénomène d'explosion.	67
V-3-7- Reconnaissance après le tir	67
V-3-7-1- Mesure à prendre après le tir	67
V-3-7-2- Analyse du résultat de tir	67
V-3-7-3- Volume du tas abattu	67
V-3-7-4- Ratio d'explosif	68
V-4- CHARGEMENT ET TRANSPORT	68
V-4-1- Choix des matériels.....	68
V-4-2- Le chargement	69
V-4-2-1- Engin utilisé.	69
V-4-2-2- Cycle de travail de chargement	69

V-4-2-3- Capacités techniques de l'engin de chargement	70
<i>a- La charge utile par cycle</i>	<i>70</i>
<i>b- Le volume requis du godet</i>	<i>70</i>
V-4-3- Le transport.....	70
V-4-3-1- Engin utilisé	70
V-4-3-2- Cycle de travail de transport.....	71
<i>a- Schéma du trajet de l'engin de transport</i>	<i>71</i>
<i>b- Durée d'un cycle.....</i>	<i>72</i>
<i>c- Vitesse de camion</i>	<i>72</i>
V-4-3-3- Détermination du nombre de camion	72
V-5-TRAVAUX AUXILIAIRES.....	74
V-5-1- Débitage.....	74
V-5-2- Fabrication des moellons	75
V-5-3- Exhaure.....	75
V-5-4- Entretien des pistes.....	75

Chapitre VI : CHAÎNE DE TRAITEMENT

VI-1- OBJECTIFS DE L'INSTALLATION	76
VI-2- SCHEMA GENERAL DE L'INSTALLATION DE TRAITEMENT.....	77
VI-3- LE CONCASSAGE	79
VI-3-1- Types de concasseurs	79
VI-3-2- Choix du concasseur.....	79
VI-3-2-1- Concasseur primaire	79
VI-3-2-2- Concasseur secondaire	80
VI-3-3- Détermination des caractéristiques fonctionnelles des Concasseurs.....	81
VI-3-3-1- Ouverture d'admission.....	81
VI-3-3-2- Rapport de réduction.....	81
VI-3-3-3- Capacité de production.....	82
VI-3-3-4- Dispositions mécaniques.....	82
VI-4- LE CRIBLAGE	82
VI-4-1- Types de cribles	83
VI-4-2- Choix d'un type de crible	83
VI-4-3- Détermination des caractéristiques fonctionnelles de l'appareil	84
VI-4-3-1- Capacité de criblage.....	84
VI-4-3-2- Rendement de criblage	84
VI-4-3-3- Efficacité de criblage	85
VI-4-3-4- Facteurs de production.....	85
VI-4-4- Facteurs principaux intervenant dans le criblage	85
VI-4-4-1- Largeur de la maille de criblage	85
VI-4-4-2- Forme et dimension des ouvertures	86
VI-4-4-3- autres facteurs	86
VI-5- LES MATERIELS DE LIAISON.....	86
VI-6- LE STOCKAGE	87
VI-6-2- Le stockage définitif.....	87
VI-6-1- Le pré-stockage	87

CHAPITRE VII : ETUDE D'IMPACT ENVIRONNEMENTAL

VII-1 - INTRODUCTION	88
VII-2- OBJECTIFS	89
VII-3- PRESENTATION DE L'ETUDE	89
VII-4- ETAT INITIAL DU SITE.	90
VII-5- MATRICE DES IMPACTS ENVIRONNEMENTAUX.....	91
VII-5-1. Sur le milieu physique.	91
VII-5-2. Sur les milieux biologique.....	94
VII-5-3. Sur le milieu socio-économique.....	95
VII-6- LES JUSTIFICATIONS DU CHOIX DU PROJET.	96
VII-6.1- Les facteurs géologiques	96
VII-6.2- Les facteurs d'environnement.	96
VII-6.3- Les facteurs techniques.	97
VII-6.4- Les facteurs sociaux.....	97
VII-6.5- Les facteurs économiques	97
VII-7- REMISE EN ETAT DU SITE.....	98
VII-7-1- Généralités.....	98
VII-7-2- Principe	98
VII-7-3- Ordonnancement de la remise en état	99
VII-7-4- Calcul du coût de la remise en état	100

PARTIE III : ETUDE ECONOMIQUE ET FINANCIERE

Chapitre VIII : ÉVALUATION ÉCONOMIQUE ET FINANCIÈRE DU PROJET

VIII-1– LES INVESTISSEMENTS	101
VIII-1-1- Analyse des coûts des investissements fixes.....	102
VIII-1-1-1-Terrain domanial	102
VIII-1-1-2- Equipements et engins d'exploitations	102
VIII-1-1-3- Equipement pour l'unité de concassage	102
VIII-1-1-4- Matériels roulants.....	102
VIII-1-1-5- Frais de montage et de transport	103
VIII-1-1-6- Investissements en constructions.....	104
VIII-1-1-7- Divers	104
VIII-1-1-8- Récapitulation des investissements fixes	104
VIII-1-2- Investissement en fonds de roulement	104
VIII-1-2-1- Frais du personnel	104
VIII-1-2-2- Matières consommables	105
VIII-1-2-3- Pièces de rechanges et fournitures d'entretien.	106
VIII-1-2-4- Utilités	105
VIII-1-2-5- Coût de fabrication de sous produit (moellons)	105
VIII-1-2-6- Récapitulation du fonds de roulement.	106
VIII-1-2-7- Investissements sans intérêts intercalaires.	106
VIII-2- LE FINANCEMENT DE L'EXPLOITATION	106
VIII-2-1- Tableau de provenance des investissements	106
VIII-2-2- Source de financement	107
VIII-2-3- Les intérêts intercalaires	107

VIII-2-4- Plan de financement	108
VIII-2-5- Tableau de remboursement des emprunts	109
VIII-2-5-1- Dette à moyen terme	109
VIII-2-5-2- Dette à long terme	109
VIII-2-6- Tableau des amortissements	109
VIII-2-7- Détermination du prix de revient et du prix de vente	110
VIII-2-8- Comptes d'exploitations prévisionnelles	111
VIII-2-9- Valeur ajoutée	112
VIII-3- CRITERES DE RENTABILITE.....	113
VIII-3-1- Taux de marge	113
VIII-3-1-1- Taux de marge brut	113
VIII-3-1-2- Taux de marge net	113
VIII-3-2- Taux de rentabilité.....	113
VIII-3-2-1- Taux de rentabilité brut.....	113
VIII-3-2-1- Taux de rentabilité net.....	113
VIII-3-3 -Délai de récupération	114
VIII-3-4- Autonomie financière	114
VIII-3-5- Productivité économique	114
VIII-3-6- Ratio d'affectation de la valeur ajoutée	114
VIII-3-6-1- Part du groupe salarié	114
VIII-3-6-2- Part de l'Etat.....	114
VIII-3-7-Calcul du point mort	115
VIII-3-7-1- Définition.....	115
VIII-3-7-2- En pourcentage	115
VIII-3-7-3- En volume monétaire.....	115
VIII-3-8- Taux de rendement interne	115
VIII-3-8-1- Définition	115
VIII-3-8-2- Calcul du taux de rendement interne.....	116
VIII-4- EVALUATION SOCIO-ECONOMIQUE.....	117
VIII-4-1- Coefficient d'intégration.....	117
VIII-4-2- Taux de change du projet	118
VIII-4-3- Indicateur de rentabilité socio-économique	118

ANNEXES

ANNEXE I : Essais laboratoires.....	I
ANNEXE II : Caractéristiques et prix de quelques explosifs commerciales	VIII
ANNEXE III : Calcul de charge et paramètre de tir.....	XI
ANNEXE IV : Machines et matériels d'exploitations	XVI
ANNEXE V : Calculs des frais de personnel, des consommables et utilités.....	XVIII
ANNEXE VI : Description des principaux appareils de traitement	XXI
ANNEXE VII: Entretien et maintenance des matériels d'exploitation.....	XXIII

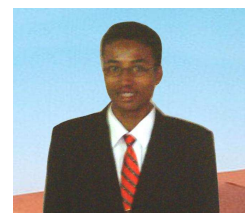
Nom : RAKOTOARISON

Prénom : Rova Ainarivony

Date et lieu de naissance : 01 Mars 1982 à Ankazobe

Adresse : Lot B 44 Ter Morafeno Ankazobe 108

Tél : 033 14 743 79 **E-Mail :** ainarivony@yahoo.fr



RESUME

La politique du gouvernement Malgache s'appuie largement sur le développement des infrastructures. Elle repose en fait, sur l'exploitation des carrières nouvelles ou anciennes, qui proposeront des matériaux de qualités et en quantités suffisantes suivant la règle de l'art.

Ainsi la présente étude sert en quelque sorte de guide technique d'exploitation rationnelle d'une carrière de granite, illustrée par l'étude d'un cas réel, le gisement de granite d'Alakamisy-Fenoarivo. L'ouvrage essaye de proposer un schéma simple récapitulant les techniques et méthodes d'exploitations mises en œuvre, les installations, le côté humain et environnemental ainsi que de prouver la rentabilité économique du projet.

Le gisement présente une réserve suffisante pour une extraction à plus de 50 ans, avec un rythme de productivité annuel de 34 200 m³ de roche en place. De plus, l'utilisation d'explosifs comme la dynamite gomme et le nitrate fuel au niveau de l'abattage donne un bon rendement tant du point de vue technique qu'économique. Enfin, l'étude s'est penchée sérieusement sur l'aspect environnemental, notamment sur les nuisances provoquées par les tirs de mines

ABSTRACT

The politics of the Malagasy government leans extensively on the development of the infrastructures. It rests in fact, on the exploitation of the new or old careers that will propose materials of qualities and in sufficient quantities following the rule of the art.

So the present survey acts in a way as technical guide of exploitation rational of a granite career, illustrated by the survey of a real case, the layer of granite of Alakamisy-Fenoarivo. The work tried to propose a simple diagram summing up the techniques and methods of exploitations bet in work, facilities, and the human and environmental side as well as to prove the profitability economic of the project.

The layer presents a sufficient reserve for an extraction to more of 50 years, with a rhythm of yearly productivity of 34 200 m³ of rock in place. Besides, the use of explosives as the dynamite erases and nitrate fuel-oil to the level of slaughtering gives a good output so much the point of technical view that economic. Finally, the survey bent seriously on the environmental aspect, notably on the nuisances provoked by the shootings of mines

Titre: Etude de préfaçabilité de l'exploitation d'une carrière de granite à Alakamisy-Fenoarivo

Rapporteurs : Pr. RASOLOMANANA Eddy & Mr. RANDRIANARIVELO Frédéric

Nombre de page : 118

Nombre de chapitre : 8

Nombre de tableau : 72

Nombre de figure : 25

Nombre de carte : 5

Mots clés : Exploitation - granite - extraction - granulats - explosif - carrière - matériaux de constructions - foration - concassage - environnement