

LISTE DES TABLEAUX.

Tableau N°1: Eléments majeurs entrant dans la composition minéralogique des latérites.

Tableau N°2: Réserves à vue des latérites de la zone 1 et de la zone 2.

Tableau N°3: Dosage en masse correspondant à la confection de 20 tuiles.

Tableau N°4: Dosage en poids pour la confection de 20 parpaings dans le moule de 15.

Tableau N°5: Production en nombre de la société T.B.G.

Tableau N°6: Production en poids de la société T.B.G.

Tableau N°7: Tableau des opérations d'estimation de la demande future.

Tableau N°8: Calcul du taux de croissance de production.

Tableau N°9: Récapitulatif des durées des différentes étapes du cycle de la pelle et de l'engin de transport.

Tableau N°10: Récapitulatif des durées d'utilisation journalière de la pelle et de l'engin de transport.

Tableau N°11: Quantité annuelle de matières premières pour la confection de tuiles en fibrociment.

Tableau N°12: Quantité annuelle de matières premières pour la confection de parpaings.

Tableau N°13: Quantité annuelle totale de matières premières.

Tableau N°14: Ventilation du frais du personnel.

Tableau N°15: Clé de répartition des investissements.

Tableau N°16: Tableau des investissements.

Tableau N°17: Répartition annuelle des investissements.

Tableau N°18: remboursement des emprunts.

Tableau N°19: Utilisation des fonds de roulement en fonction de la capacité de production.

Tableau N°20: Calcul du prix de revient.

Tableau N°21: Compte d'exploitation prévisionnelle.

Tableau N°22: Plan de financement et d'investissement.

Tableau N°23: Tableau d'actualisation du Cash-Flow net.

Tableau N°24: Tableau d'actualisation du flux de ressources..

LISTE DES FIGURES.

Figure N°1: Contrôle à la flexion.

Figure N°2: Contrôle du talon.

Figure N°3: Schéma du processus de fabrication des tuiles en fibrociment.

Figure N°4: Schéma général de fabrication des parpaings.

Figure N°5: Tendance de la production en briques creuses, hourdis et tuiles de la société T.G.B de 19991 à 1995.

Figure N°6: Coupe simplifiée d'une exploitation en gradins successifs.

Figure N°7: Vue de face de l'exploitation.

Figure N°8: Vue de dessus de l'exploitation.

Figure N°9: Harmonogramme.

Figure N°10: Diagramme de GANTT.

Figure N°11: Organigramme de la nouvelle entreprise.

Figure N°12: Résolution graphique du calcul du taux de rendement interne: TRI relatif au flux de caisse.

Figure N°13: Résolution graphique du calcul du taux de rendement interne relatif au flux de ressources.

SOMMAIRE

	Pages
INTRODUCTION	1
<u>Chapitre I: GENERALITES</u>	
I.1- Etudes géologiques de la latérite	2
I.1.1- Historique	2
I.1.2- Définitions	3
I.1.2.1- Latérite	3
I.1.2.2- Latéritilisation	3
I.1.2.3-Sol latéritique	3
I.1.3-Classification	3
I.2- Processus pédogénétique de formation des latérites à Madagascar	4
I.2.1-Introduction	4
I.2.2-Altération chimique	5
I.2.3-Altération latéritique	6
I.2.4-Latérites	7
I.3- Eléments majeurs entrant dans la composition minéralogique	8
<u>Chapitre II: DESCRIPTION DU SITE D'IMPLANTATION</u>	
II.1- Situation géographique	9
II.2- Voie de desserte	9
II.3-Climat	9
II.4- Végétation	9
II.5- Cadre géologique de la région	10
II.6- Pétrographie	10
II.7- Sols de couverture	10
II.8- Etude socio-économique	10
II.8.1-Géographie humaine	10
II.8.2- Géographie économique	12
II.8.3- Main d'œuvre	12
II.9- Evaluation des réserves à vue	12
II.9.1- Réserve à vue de la latérite de la zone 1	12
II.9.2- Réserve à vue de la latérite de la zone 2	12
II.9.3- Tableau récapitulatif	13
<u>Chapitre III: RAPPEL DES RESULTATS OBTENUS SUR LES ESSAIS DE FABRICATION DES TUILES EN FIBROCIMENT ET PARPAINGS</u>	
III.1- Matières premières	14
III.1.1- Liants pouzzolaniques à base de latérites calcinées	14
III.1.2- Sable	14
III.1.3- L'eau	14
III.1.4- Fibres de sisal	15
III.2- Essai de fabrication des planches expérimentales	15
III.2.1- Tuile en fibrociment	15
III.2.1.1- Définition et caractéristiques	15
III.2.1.2- Matières premières	15

III.2.1.3- Préparation des matières premières	15
a- Tamisage du sable	15
b- Le tronçonnage de la fibre	16
III.2.1.4- Dosage	16
III.2.1.5- Mélange et malaxage	16
III.2.1.6- Façonnage	16
a- Façonnage	16
b- Vibration	17
c- Moulage	17
III.2.1.7- Démoulage et maturation	17
III.2.1.8- Séchage	17
III.2.1.9- Contrôle de qualité	17
a- Sonorité ou contrôle d'existence des microfissures	17
b- Contrôle à la flexion	17
c- Contrôle de Talon	17
d- Test de résistance au choc	18
e- Contrôle de perméabilité	18
III.2.1.10- Appréciation des résultats	18
III.2.2- Parpaings	21
III.2.2.1- Définition et caractéristiques	21
III.2.2.2- Matières premières pour les parpaings	21
III.2.2.3-Préparation des matières premières	21
III.2.2.4-Dosage	21
III.2.2.5-. Mélange et malaxage	22
III.2.2.6- Moulage et démoulage	23
III.2.2.7- Contrôle de qualité	23
a- Essai de rupture à la compression	23
b- Contrôle de perméabilité	24
III.2.2.8-Résultats	24
III.2.2.9- Appréciations des résultats	24
<u>Chapitre IV: ETUDE DE MARCHE</u>	
IV.1- Généralités	26
IV.2- Situation du marché	26
IV.2.1- Analyse des données	26
IV.2.2- Méthode d'estimation de la demande future	27
IV.2.2.1- Prévision dans le cas d'une méthode linéaire	27
IV.2.2.2-Mode de calcul	30
IV.2.2.3-Test du coefficient de corrélation	32
IV.2.2.4-Estimation de la droite d'ajustement	32
IV.2.2.5- Intervalle de prévision	33
IV.2.2.6- Calcul de taux de croissance de production	34
IV.3- Optimisation de la production d'une entreprise à créer	35

<u>Chapitre V: ETUDE TECHNIQUE AU NIVEAU PME</u>	
V.1- Introduction	38
V.2-Programme préliminaire	38
V.2.1- Mode d'exploitation	38
V.2.2- Choix de la méthode d'exploitation	38
V.2.2.1- Pente α	39
V.2.2.2- Largeur utile de la chaussée : l	39
V.2.2.3- Hauteur du gradin : h_g	39
V.2.3- L'exploitation proprement dite	40
V.2.3.1- Décapage et abattage	40
V.2.3.2- Opération de chargement	41
V.2.3.3- Opération de transport	41
V.2.3.3.1- Détermination du cycle de l'engin	42
a- Calcul du temps de chargement	42
b- Durée trajet aller-retour : t_a	42
c- Temps de déchargement : t_d	43
d- Tableau récapitulatif des temps composant le cycle	43
V.2.3.4- Temps d'utilisation journalière de la pelle et de l'engin de transport	45
V.2.3.5- Harmonogramme	45
V.2.4- Opérations auxiliaires	45
V.3- Traitements et productions de tuiles en fibrociment et parpaings	45
V.3.1- Broyeurs	45
a- Caractéristiques du broyeur à barres	45
b- Vitesse optimum du broyeur	46
c- Puissance nécessaire	46
V.3.2- Convoyeurs à bandes	47
a- Calcul de la vitesse	47
b- Puissance du moteur	48
V.3.3- Table vibrante	48
III.4. Les moules	49
III.5. Le four	49
V.4- Détermination de la quantité des différents intrants dans le processus de fabrication	50
V.4.1- Production annuelle	50
a- Production annuelle brute	50
b- Production annuelle nette	50
V.4.2- Quantités annuelles de matières premières	50
a- Pour les tuiles	50
b- Pour les parpaings	51
c- Pour les deux matériaux	51
V.5- Mise en place de la nouvelle entreprise	51
V.6- Etude des effets du projet sur l'environnement	53
V.6.1- Impacts positifs	53
a- Apport socio-économique	53
b- Impact sur les voies de communication	53
c- Paysage	53
V.6.2- Impacts négatifs	53
a- Sur le milieu humain	53
b- Sur le milieu naturel	53

V.6.3- Mesures de protection de l'environnement	54
a- Paysage	54
b- Poussière	54
c- Bruits	54
V.6.4- Remise en état du site	54
a- Objectif	54
b- Modalité de la remise en état	54
<u>Chapitre VI: EVALUATION ECONOMIQUE</u>	
VI.1- Introduction	55
VI.2- Evaluation financière	55
VI.2.1- Personnel	55
VI.2.1.1- Organigramme de la nouvelle entreprise	55
VI.2.1.2- Ventilation du frais de personnel	56
a- Personnel opérationnel	56
b- Personnel administratif et cadres	57
VI.2.1.3- Charges sociales	58
VI.2.1.4- Frais du personnel	58
VI.2.2- Clé de répartition	58
VI.2.3- Tableau des investissements	58
VI.2.4- Répartition annuelle des amortissements	61
VI.2.5- Aspect financier	62
VI.2.5.1- Schéma de financement	62
VI.2.5.2- Remboursement des emprunts	63
VI.2.6- Calcul du prix de revient prévisionnel	63
VI.2.7- Bénéfices comptables	65
VI.2.8- Compte d'exploitation prévisionnelle	66
VI.2.9-Plan de financement et d'investissement	67
VI.3-Evaluation socio-économique	67
VI.3.1-Valeur ajoutée: Vaj	67
VI.3.1.1-Définition	67
VI.3.1.2-Calcul de la valeur ajoutée	67
VI.3.2-Critères simples de rentabilité prévisionnelle	68
VI.3.2.1- Taux de marge	68
a- Taux de marge brut: Tm_b	68
b- Taux de marge net: Tm_n	68
VI.3.2.2-Taux de rentabilité	69
a-Taux de rentabilité de l'investissement par rapport au bénéfice brut: Tri	69
b-Taux de rentabilité de l'investissement par rapport au bénéfice net: Trc	69
VI.3.2.3- Productivité économique: Pe	69
VI.3.2.4- Autonomie financière: Af	69
VI.3.2.5- Ratio d'affectation de la valeur ajoutée	70
a- En pourcentage de la capacité: Pm	71
b- En volume monétaire: Vo	71
VI.3.3- Etude de sensibilité du point mort	71
VI.3.4- Actualisation	72
VI.3.4.1-Raison d'actualisation des avantages	72
VI.3.4.2-Période d'actualisation	72

VI.3.4.3-Calcul de bénéfice actualisé: B	72
VI.3.5-Taux de rendement interne: TRI	72
VI.3.5.1-Calcul du taux de rendement interne	73
a- Méthode graphique	74
b- Méthode géométrique	74
VI.3.6-Délai de récupération: Dr	75
VI.3.7-Coefficient d'intégration: Ci	75
VI.3.8-Indicateur de rentabilité socio-économique Ise	76
VI.3.9-Flux de ressources	76
VI.3.9.1-Définition et utilisation	76
VI.3.9.2-Calcul du taux de rendement interne relatif au flux de ressources: rs	
a- Résolution graphique	77
b- Résolution géométrique	78
Conclusion	78
Annexes	
Bibliographie	

INTRODUCTION

Comme dans toutes les écoles d'ingénieurs , les étudiants de l 'Ecole Supérieure Polytechnique d' Antananarivo doivent soutenir un "mémoire de fin d' étude" au terme de leur dernière année scolaire , en vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur.

Ce "mémoire de fin d'études" couronne les cinq années universitaires. Il permet à l' étudiant d'appliquer ses connaissances théoriques et de s'initier à la vie professionnelle. Pour nous, particulièrement , au sein de la filière Mines, ce mémoire ne doit pas être écarté des réalités nationales.-

Dans le cadre de l'effort de notre école pour une meilleure valorisation de nos matières locales abondantes, il nous est apparu opportun de choisir comme sujet de mémoire: "Etude de faisabilité techno-économique d'implantation d'une usine de fabrication de matériaux locaux de construction".

RAVELOARINIRINA Hajsoa Johnson et RABEMANATSOA Mamy ont essayé d'étudier les latérites en tant que matières premières entrant dans les fabrications des matériaux de construction dans leur mémoire de fin d'études intitulé: "PERFORMANCE DES MATERIAUX DE CONSTRUCTION ELABORES A PARTIR DES CIMENTS POUZZOLANIQUES DES LATERITES ACTIVEES THERMIQUEMENT "

Grâce à l'intéressant caractère pouzzolanique des latérites activées thermiquement, on les utilise comme liant hydraulique pour limiter la consommation du ciment Portland qui est encore un produit d'exportation même si nous possédons déjà des cimenteries. Nous allons, à partir des planches expérimentales faites par ces auteurs, essayer de voir les rentabilités tant économiques que techniques sur l'installation d'une unité de production de matériaux de construction.

De plus , l'objectif de ce mémoire consiste à attribuer à continuer d' une part au développement technologique du pays en matière industrielle , et d'autre part la visualisation de notre capacité intellectuelle en matière de recherche technologique et sur le domaine de la vie professionnelle.

Nous espérons donc que ce thème peut exercer une part importante au développement de l' économie nationale ainsi qu'aux problèmes d' urbanisation et développement de l' habitat.

Cette étude porte sur cinq point essentiels:

- description du site d'implantation
- rappels des résultats obtenus sur les essais de fabrication des tuiles en Fibrociment et Parpaings
- Etude de marché
- Etude technique au niveau PME
- Evaluation économique

Chapitre I: GENERALITES

I.1- ETUDE GÉOLOGIQUE DE LA LATÉRITÉ.

I.1.1- Historique

C'est au début du xx^e siècle que commencent les études systématiques sur le sol de Madagascar par les nombreux chercheurs , pédologues , qui ont contribué à l'étude des sols latéritiques.

Ces sols couvrent toutes les collines des hauts plateaux de Madagascar avec uniformité apparente et donnent la couleur rouge au paysage Malgache.

Le mot "LATTERAIT" est donné pour la première fois en 1807 par un voyageur Anglais nommé BUCHAIENT lorsqu'il parcourait les Indes en ce temps pour désigner le sol rouge de ce pays.

Ethymologiquement , le mot latérite vient du mot latin "LATER" qui veut dire brique, et l' inventaire voulait désigner par ce mot des dépôts d'argile rouges dont les populations se servaient pour la fabrication des briques.

Pendant de longues années, le mot latérite est utilisé pour différencier les sols des pays tropicaux de ceux des pays tempérés dont la caractéristique étant la couleur.

En 1989, BAYER fit une remarque lorsqu'il étudia les sols des Seychelles que les latérites contenaient de l' alumine et du fer à l' état hydraté ainsi que l'oxyde de titane. Les proportions de ces éléments dans la latérite sont fonction de la roche primitive altérée.

Depuis ce temps, plusieurs savants et chercheurs s' intéressent à l' étude de ces sols. Les autres comme A.LACROIX , ENRART , MOHR, MARBUT contribuaient à l'étude de leur composition, leur gérés et leur évolution. Tandis que d'autres comme HOLLANDE(1905) et FERMOR (1905) s'intéressaient respectivement à l' utilisation possible des latérites comme minerais d'alumine et de fer.

D'après KELLOG(1949), le terme latérite est limité à quatre principales formes de matières riches en sesquioxides et qui, de plus est dure ou qui durcit suivant l' exposition:

-des argiles tendres et marbrées qui se transforment en carapaces ferrugineuses ou en croûte quand elles sont exposées sans couvertures végétales;

-des carapaces et des croûtes marbrées cellulaires

-des concrétions et des nodules dans une matrice de matière non consolidée;

-des masses consolidées de ces mêmes concrétions et nodules

I.1.2- Définitions.

I.1.2.1- Latérite.

D'après RIQUIER(1957) , la "LATERITE" est la partie durcie, véritable roche, principalement composée de fer et de l'alumine , ou la partie tendre susceptible de durcir par dessiccation lorsqu'elle est exposée à l'air.

Elle se présente sous différentes formes: pisolithique, caverneuse , scoriacée , etc.

I.1.2.2- Latéritisation.

On appelle " latéritisation" , le processus de décomposition de la roche telle que la silice et les bases sont éliminées. Le fer et l' alumine constituent au contraire un résidu concentré par accumulation relative .

I.1.2.2- Sol latéritique.

On appelle "SOL LATERITIQUE", tout sol issu d' un processus de latéritisation et est constitué d'alumine, sinon d'un sol ferrugineux tropical.

Toute cuirasse n'est pas forcément une latérite si elle ne contient pas d'alumine , elle peut être une simple cuirasse ferrugineuse. Les sols latéritiques et les latérites composés de silice et d'alumine ont tous un rapport $\text{SIO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$ inférieur à 2.

I.1.3- Classification.

Plusieurs chercheurs ont étudié les sols des latérites. Parmis eux , citons quelques-uns comme.:

-A. LACROIX (1923) qui propose une classification suivant la teneur en matériaux latéritiques:

- * latérites vraies: 100% à 90% de matériaux latéritiques
- * latérites argileuses: 90 % à 50% de matériaux latéritiques
- * kaolins et argiles: teneur en matériaux latéritiques inférieure à 10%

- MARTI et DOYNE (1930) s' intéressent tout d' abord à une classification basée sur le ratio silice - alumine et plus tard le ratio silice- sesquioxide pour classer les sols latéritiques.

- A. RAZAFIMANDIMBY (1987) adopte la classification suivante:

- sols tropicaux ferrugineux: ce sont les sols riches en kaolinite et ne contenant ni gibbsite , ni halloysite , ni allophane et les matières organiques sont rares.

- sols ferrallitiques: ces sols contiennent de la gibbsite et de l'halloysite sur les roches volcaniques avec une abondance de matière organique.

. les ferrisols: caractérisés par la prédominance des argiles kaoliniques avec quelquefois de la gibbsite , parfois on peut y trouver aussi de la goethite et de l'halloysite (cas de site volcanique) et une quantité variable de matière organique .

. sols tropicaux: ce sont les sols renfermant essentiellement plus de 50 % montmorillonite.

Une autre classification consiste à diviser les latérites en 2 groupes:

- les latérites ferriques ou ferrugineuses,
- les latérites alumineuses.

Les latérites du premier groupe sont composées essentiellement de limonite concrétionné ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) ou de goethite $\text{FeO}(\text{OH})$. Ce sont des roches rouges, tendres dans leurs gisements mais devenant très dures par dessication, elles se présentent sous forme d'amas, parfois scoriacés, pisolithiques ou en plaquettes qui peuvent atteindre plusieurs mètres d'épaisseur et recouvrir de vaste région d'une véritable carapace ou cuirasse.

Certaines variétés sont parfois exploitées comme minéraux de fer et de nickel.

Les latérites alumineuses du deuxième groupe issues d'une intense altération en climat tropical sont constituées par de la gibbsite ou hydrargillite ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$); elles renferment accessoirement de la boehmite. Ces roches sont assez riches en alumine industriellement exploitables, elles sont de type caverneuses, kaolinite et de composées ferrugineuses et titanifères. Les variétés les plus alumineuses sont de couleur blanche, tandis que celles qui sont riches en fer sont rougeâtres ou brunes.

I.2- Processus pédogénétique de formation des latérites à Madagascar.

I.2.1- Introduction.

On entend par roches sédimentaires, les roches formées à partir des roches préexistantes qu'elles soient d'origine éruptive, métamorphique ou même sédimentaire, mais dans tous les cas, les roches dites sédimentaires sont issues d'une dégradation par l'érosion atmosphérique suivie d'un transport par les eaux courantes et sont déposées dans un milieu bien déterminé qui peut être soit la terre ferme, soit le milieu lacustre ou marin.

Les latérites sont donc des roches sédimentaires mais elles ont été formées tout simplement sur place par altération superficielle. On les appelle donc roches résiduelles.

Les minéraux essentiellement rencontrés dans les latérites sont les hydrates d'alumine et de fer.

Ces minéraux proviennent de la décomposition des roches de nature très diverses sous l'influence du climat tropical chaud et humide.

La latérite vraie est une roche compacte, relativement dure, de couleur rouge si elle contient du fer et de l'alumine et plus rarement blanchâtre si l'alumine prédomine (bauxite).

Par contre, les argiles latéritiques sont constituées par des latérites incomplètement évoluées et elles recouvrent tous les massifs anciens de l' île.

Suivant les climats, les actions chimiques c'est à dire la dissolution directe ou transformation des minéraux durs en minéraux tendres se comporte très différemment. En effet, dans les climats tempérés, ces phénomène se manifestent par une transformation des silicates en argiles, tandis que sous les climats tropicaux chauds et humides les phénomènes de transformation sont plus poussés: les argiles formées essentiellement de kaolin (silicate d'alumine hydraté) perdent leur silice pour former des hydrates d'alumine qui est l' élément constituant prédominant des argiles latéritiques et des latérites.

I.2.2- Altération chimique.

Le phénomène d'altération chimique se manifeste sous forme de réaction d'hydrolyse qui attaque les minéraux silicatés constituant la roche. Ce phénomène se fait aisément puisque les cristaux qui constituent la roche ne sont pas insolubles.

En effet, une poudre de granite mise en contact avec de l' eau distillée donne une solution alcaline , l'eau distillée de pH neutre devient dès lors basique. Avec les durées géologiques donc, ces créations se poursuivent et l' hydrolyse met en solution les ions constitutifs du cristal. Ces ions sont soit entraînés par les eaux de circulation soit combinés entre eux pour former les minéraux argileux, (minéraux entièrement frais, d'un diamètre inférieur à 10^{-4} mm).

Ces minéraux argileux constituent les argiles suivant le comportement des climats, l'altération chimique se manifeste très différemment.

En effet , dans les climats froids ,elle est pratiquement nulle;

-dans les climats tempérés, ce phénomène est incomplet et les ions libérés s'associent pour former des argiles, silicates d' alumine hydratés avec Na , K , Mg et Ca qui sont surtout des illites , des montmorillonites et mélanges complexes avec kaolinites et chlorites,

-dans les climats tropicaux chauds et humides, l'hydrolyse est beaucoup plus intense et passe par divers stades: tout d'abord formation d'argile kaolinique, puis destruction progressive du kaolin qui se transforme en hydrate d'alumine (et ceci grâce à la mobilité de la silice puisque l'ion Si^{4+} est potentiel ionique 10. La silice est peu soluble en climat tempéré et reste pratiquement en place lors de la formation des argiles (résiduelles), tandis qu'en climat tropical, il y a départ très important de ces éléments , d'où résulte la concentration résiduelle du fer et d' alumine), et on obtient ainsi la latérite.

Dans les deux derniers stades , il se forme aussi des hydrates de fer.

L'altération chimique sous climat chaud et humide dite altération latéritique diffère de l'altération argileuse des climats tempérés par la substitution progressive totale des hydratés ou silicates hydratés.

I.2.3- Altération latéritique.

L'altération latéritique est le processus qui transforme les argiles silicate d'alumine hydraté en hydrate d'alumine. L'intensité de la latéritisation se mesure par la valeur du rapport moléculaire donnée par sa formule

$$\rho = \frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} \times 1,7$$

Dans cette formule, SiO_2 désigne la quantité de silice combinée à l'alumine (silicate) et non la silice totale qui pourrait être donnée par une analyse chimique globale où à la silice combinée s'ajouteraient le quartz libre qui existe toujours dans les sols latéritiques. Dans cette formation latéritique, nous avons :

- des kaolins et d'argile kaolinique si $\rho = 2$
- des argiles latéritiques si $1 < \rho < 2$
- des latérites vraies si $\rho < 1$

L'altération latéritique se produit sur toute les roches silicatées, acides ou basiques à savoir sur les granites, sur les roches métamorphiques et sur les basaltes. Sur tous les socles cristallins malgaches, on peut trouver des formations latéritiques montrant des profils identiques. Ces profils montrent de haut vers le bas la succession suivante :

- couche rougeâtre d'argile latéritique devenant de plus en plus foncée en surface où elle durcit
- couche blanche d'argile kaolinique ou lithomarge
- roche alterée
- roche intacte à la base

I.2.4 - Latéritisation.

La latéritisation est le phénomène de développement de la latérite par destruction des roches alumino-silicieuses, éruptives ou cristallophiliennes (granites, migmatites, gneiss) très abondant sur les hauts plateaux de Madagascar.

Les climats chauds et humides, les surfaces recouvertes de forêt plus ou moins dense, une topographie presque plane favoriseraient la latéritisation. En effet, l'eau de pluie à température élevée chargée d'acide chimique s'infiltrerait jusqu'au niveau de la zone

d'altération et sur la roche mère des quantités d'eau importantes détruirait les mailles cristallines.

Les bases Na, K, Ca, la magnésie et la silice passaient en solution sous forme de complexe chimique au sein de la roche mère et seraient entraînées par les eaux, il reste alors sur place de l'alumine et du fer sous forme d'hydroxyde de formule $\text{Al}_2\text{O}_3\text{H}_2\text{O}$; $\text{Al}_2\text{O}_3\text{H}_2\text{O}$; $2\text{Fe}_2\text{O}_3\text{H}_2\text{O}$ caractérisant la latérite.

La latéritisation est un phénomène très ancien mais continu et se poursuit toujours jusqu'à nos jours. La vitesse de formation des sols latéritiques est maximum sous forêts, sous pluviométrie très élevée et à une forte température, elle est moins grande sous prairie et sous une pluviométrie plus faible.

L'alternance des saisons n'est pas nécessaire à la latéritisation, cette dernière favorise la formation de la latérite cuirasse.

I.2.5- Latérites.

D'après J. RIQUIER, la formation des latérites ou des cuirasses latéritiques est due à des conditions locales de mauvais drainage. La présence de fer et d'alumine dans le sol étant la conséquence du phénomène de latéritisation, le fer migre très légèrement sous l'action de phénomène d'hydromorphie puis se concrétonne et emprisonne de l'alumine dans les mailles de la cuirasse. Pour que les phénomènes d'hydromorphie apparaissent, il faut une topographie plane et un niveau imperméable, souvent une pénéplaine. Ces pénéplaines sont à la fois cause et effet de la cuirasse latéritique et leur horizontalité est une condition de formation de la cuirasse, et cette dernière, une fois formée maintient leur horizontalité par fossilisation du relief.

L'origine géomorphologique de ces pénéplaines est souvent due à une cause structurale : granite stéroïdien en nappe subhorizontale ou épanchement basaltique. Ces deux roches étant par surcroît relativement imperméables lorsqu'elles ne sont pas fissurées et cette imperméabilité du substratum joue un rôle important dans la formation de la pénéplaine. Il se forme une nappe phréatique qui monte parfois jusqu'à la surface du sol en saison des pluies (tampoketsa d'Amkazobe). Cette nappe doit gérer l'érosion et par englobement de la masse d'argile, provoquer un forage général de la masse du sol qui tend à s'aplanir si les déplacements sont faibles, il est cependant difficile de constater un filon de quartz en place dans la masse d'argile tachetée qui constitue ces pénéplaines.

La compacité de la roche n'est peut être pas indispensable et on connaît des pénéplaines à mauvais drainage sur migmatite. Il est alors probable que la richesse en feldspath conduise à la formation de la roche, d'où le niveau imperméable constaté.

I.3- Eléments majeurs entrant dans la composition minéralogique.

Eléments	Oxydes et hydroxydes de fer	Oxydes et hydroxydes d'aluminium	Minéraux argileux	Minéraux silicieux
Communs	Géotnite Limonite Hématite	Gibbsite Boehmite (plus rare)	Kaolinite Halloysite (plus rare à)	Quartz
Rares	Magnétite Magnétite Ilménite	Diaspore Corindon	Illite Montmorillonite	

Tableau n° 1 : Eléments majeurs entrant dans la composition minéralogique

Chapitre II: DESCRIPTION DU SITE D'IMPLANTATION.

Nous avons choisi, dans cette étude, la région de VONTOVORONA CUR du fait qu'elle se trouve proche de la ville d'ANTANANARIVO donc on n'aura plus besoin de nouvelles grandes infrastructures.

II.1- Situation géographique.

La région étudiée fait partie de la province d'Antananarivo et se situe à 15 km au sud de la ville dans le Fivondronana d'ARIVONIMAMO firaosana d'Ambatomirahavavy.

La colline VONTOVORONA se trouve au Sud Est de la colline KINGORY et au Nord Est de la colline FOTSIVOLOBE. Au Nord de VONTOVORONA on a la rivière ANDROMBA.

Nous avons choisi deux zones de cette région. La première se trouve au sein même du CUR POLYTECHNIQUE VONTOVORONA. Ce dernier se trouve sur le versant Nord Ouest de la colline VONTOVORONA et est entouré par le village MALAZA au Sud le village MANJAKA à l'Ouest et le village ANTOMBONANA ou le centre universitaire régional à l'Est.

La deuxième zone se trouve près du village AMBODIVONA sur la bifurcation de la route vers MERIMANJAKA lesquelles se trouvent au pied du versant Est de la colline KINGORY.

La région de VONTOVORONA appartient à la carte topographique P47 Nord et a pour altitude 1286 m au CUR VONTOVORONA et 1280m au niveau du village AMBODIVONA

Les coordonnées respectives des deux zones sont:

Zone I : $X_I = 503,650m$

$Y_I = 792,050m$

Zone II: $X_{II} = 502,700m$

$Y_{II} = 794,200m$

II.2- Voie de desserte.

La région est desservie par la route nationale N°1 reliant la capitale ANTANANARIVO au chef lieu du Fivondronana d' ARIVONIMAMO avec les deux bifurcations pour VONTOVORONA l'une au niveau du pont AMBOHIMIARINA au PK12 environ et l'autre à la sortie du village ALAKAMISY au PK 11,600 environ

II.3- Climat.

Le climat de la région est celui d'ARIVONIMAMO c'est à dire sous le vent jouissant du climat des hauts plateaux.

C'est un climat sensible à la mousson et est caractérisé par une saison de pluie et une saison sèche nettement marquée qui s'étend d'Avril à la fin d'Octobre.

II.4- Végétation.

La végétation est exceptionnellement représentée par la prairie.

II.5- Cadre géologique de la région.

La région repose sur un socle ancien constitué par des roches précambriens métamorphiques essentiellement migmatites.

Ces formations métamorphiques sont parfois recouvertes par des roches volcaniques récentes ou massif de l'ANKARATRA puisque la partie septentrionale de ce massif s'étend jusqu'au Sud de la région d'ARIVONIMAMO.

Ce massif montre en plan un contour dentelé et profondément échancré par le passage des rivières qui mettent à nu le socle granito-gneissique. Les laves de l'ANKARATRA s'étendent jusqu'à ARIVONIMAMO et IMERINTSIATOSIKA et on peut même voir un petit centre éruptif avancé, le VONTOVORONA avec un joli cône volcanique. On rencontre également quelques lambeaux de coulées basaltiques, isolés du massif par l'érosion et qui s'étendent assez loin vers l'Ouest jusqu'au Sud du Mont NANJA. On peut observer quelques cônes démantelés comme l'AMBOHIMAHAVONY de MAHARENA. Les pentes descendent doucement vers le Nord et des roches superficielles sont essentiellement des coulées basaltiques très altérées ainsi que des produits de projection. Ces derniers ne sont observables que s'il y a une coupe qui permet de les voir par la tranche. On rencontre en particulier ces projections dans la région d'AMBOHIPANDRO. Le VONTOVORONA a donné également des tufs abondants et bigarrés décrits par R.P. MUTHUON. Des belles coulées sont rarement observables, la plus belle détermine une chute à l'endroit où la route d'AMBOHIPANDRANO franchit la rivière ANDRIAMANARA. D'autres coulées sont aussi observables dans la vallée de la MIRIARANO au Sud-Ouest de Manalomby. Dans cette rivière, L. LAPLAINE (1952) a trouvé des galets de trachytes mais il n'en connaît pas le gisement.. Les Ankaratrites forment la plus grande partie des laves rencontrées et ce jusqu'à ARIVONIMAMO. Les basaltes ne se rencontrent que dans le coin Sud-Ouest du massif ainsi que dans les lambeaux de coulées de l'Ouest. D'après A.LENOBLE (1938) l'ordre chronologique d'éruption est le suivant: tout d'abord épanchement de trachyte puis une période de calme éruptif suivie d'une érosion assez longue avant qu'une émission de basaltes ne donnent des coulées plus étendues et, plus récemment des coulées d'ankaratrites se sont épanchées beaucoup plus au Nord en direction d'ARIVONIMAMO. En effet, les ankaratrites dans cette région reposent directement sur le socle cristallin.

II.6- Pétrographie.

Les ankaratrites sont des roches compactes à grain fins, d'un noir plus foncé que les basaltes et qui montrent des petits cristaux d'olivine . Au point de vue minéralogique, ce sont des ankaratrites à néphéline montrant des phénocristaux d'olivine abondants, des petits cristaux globuleux de néphéline et des microlites d'augites et des titanomagnétiques.

Le VONTOVORONA, petit massif avancé montre une variété à grains fins et est beaucoup plus pauvre en néphéline, se rapprochant des basaltes.

II.7- Sols de couverture.

La majorité des sols rencontrés dans la région d'ARIVONOMAMO sont formés à partir des roches granito-gneissiques. D'autre part, les hauts plateaux montrent un relief très découpé qui empêche généralement la formation de cuirasse, conduit à des profils souvent incomplets et amène un recouvrement alluvial argileux de couleur rouge.

Les principaux types de sols rencontrés sont donc des latérites assez rares, des latérites argileuses rouges et des argiles latéritiques de prairie.

Ce sont des sols profonds car l'altération de la roche mère a été couramment poussée jusqu'à 15 et même 20 mètres au dessous de la surface. Les argiles latéritiques se sont formées au dépens des granites et des gneiss par altération des feldspaths suivie de celle des ferromagnésiens. Le profil de cette altération est le suivant :

- un horizon supérieur rouge
- un horizon moyen plus clair

- une arène blanchâtre reposant sur la roche mère fraîche au niveau de la nappe phréatique.

La structure initiale de la roche reste longtemps conservée. Quand l'évolution est achevée, seules subissent les quartz.

Les latérites conduisent à la formation de petites concrétions ferrugineuses isolées ou même de nodules (région de Fihaonana - Tampoketsa). Parfois, ces nodules se soudent et donnent naissance à une véritable cuirasse. Il s'agit d'une cuirasse bauxitique sur tous les sols de prairie, on n' observe pas d'horizon supérieur humifère, car la faible couche que pourrait donner les graminées est entraînée par les eaux de ruissellement. Les latérites argileuses n'ont aucune vocation culturale mais pourront faire l'objet de reboisement. Les argiles latéritiques sont d'une qualité meilleure surtout là où le déboisement n'est pas très ancien et si elles sont recouvertes d'une savoka dense, comme c'est le cas en bordure de la forêt.

Les roches volcaniques de l'Ankaratra ont subi une altération argileuse et elles renferment rarement des éléments latéritiques. L'altération de ces roches donne des sols de cendre volcanique. Les sols d' alluvions anciennes ont peu de développement. Ce sont des argiles latéritiques ou de sables.

II.8- Etude socio-économique.

II.8.1- Géographie humaine.

L'immense majorité de la population est surtout formée par des Merina, la structure sociale étant moyenâgeuse.

II.8.2- Géographie économique.

L'activité de la région est fondée sur l'agriculture et l'exploitation pastorale. La culture du riz constitue particulièrement la grande ressource de la région et contribue pour une part très importante à l'activité de la région.

II.8.3- Main d'œuvre

Elle se caractérise surtout par une main d'œuvre non qualifiée .Du fait que la région n'est pas loin de la capitale, on peut avoir recours aux ouvriers de Tananarive si le nombre de personnes disponibles dans la région est insuffisant.

II.9- Evaluation des réserves à vue.

Nous évaluons les réserves sur le pied du versant Est de la colline Kingory, qui est la partie qui correspond à la zone 2 ainsi qu' au sein même du CUR POLYTECHNIQUE VONTOVORONA correspondant a la zone 1.

II.9.1- Réserve à vue de la latérite de la zone 1.

Le CUR POLYTECHNIQUE VONTOVORONA admet un sol résultant de l'altération de la roche volcanique de l'ANKARATRA (Ankaratrite néphélinique). Nous estimons alors que le périmètre de l'Université possède:

- .une longueur $L = 1200\text{m}$
- .une largeur $l = 800\text{m}$

Nous avons alors une superficie: $S = 96.10^4 \text{ m}^2$

L' épaisseur de l'altération latéritique de cette région varie de 15 à 20 m.de profondeur, donc on a un volume $V = 144.10^5 \text{ à } 192.10^5 \text{ m}^3$. La densité de ce sol est $d = 1530 \text{ kg/m}^3$, par conséquent nous avons un tonnage de réserve à vue variant de $22032.10^3 \text{ à } 30376.10^3$ tonnes.

II.9.2- Réserve à vue de la latérite de la zone 2.

Cette zone se trouve sur un plateau situé près du village Ambodivona, c'est un sol résultant de l' altération des gneiss de cette région. Nous estimons alors que le terrain latéritique a:

- pour Longueur $L = 150\text{m}$
- pour largeur $l = 30\text{m}$

Ce qui correspond à une superficie $S = 45.10^2 \text{ m}^2$.

La profondeur de l'altération latéritique dans cette région varie de 15 a 20m, donc on a un volume de $V= 675.10^2 \text{ m}^3$ à 900.10^2 m^3 . La densité de la latérite de cette zone est $d=1680 \text{ kg/m}^3$. Nous avons alors un tonnage de $1133 .10^2$ tonnes à 1512.10^2 tonnes de sol exploitable.

II.9.3- Tableau récapitulatif.

	Grandeur physiques	Longueur (m)	Largeur (m)	Epaisseur (m)	Surface (m^2)	Volume (m^3)	Densité (kg/m^3)	Tonnage (T)
Zone 1	Valeurs	1200	800	15-20	96.10^4	1440.10^5 à 1920.10^5	1530	22032.10^3 à 30376.10^3
Zone 2	Valeurs	150	30	15-20	45.10^2	675.10^2 à 900.10^2	1680	1133.10^2 à 1512.10^2

Tableau n° 2 : Reserve à vue des latérites de la zone 1 et zone 2.

Chapitre III: RAPPEL DES RESULTATS OBTENUS SUR LES ESSAIS DE FABRICATION DES TUILES EN FIBROCIMENT ET PARPAINGS.

III.1- Matières premières.

Les matières premières communes pour la fabrication des tuiles en fibrociment et des parpaings sont:

- le liant pouzzolanique,
- le sable,
- l'eau.

Mais pour les tuiles, on doit ajouter une petite quantité de fibre de sisal.

III.1.1- Liant pouzzolanique à base de latérites calcinées.

Le liant pouzzolanique est obtenu selon le procédé suivant :

les latérites privées des matières organiques et des autres impuretés sont calcinées à la température de 750° à 800° pendant 5 heures. La cuisson se fait dans un four rotatif.

Après calcination, elles doivent être broyées jusqu'à une dimension micronisée pour pouvoir être mélangées avec le ciment portland artificiel.

Le ciment portland utilisé est celui d'Amboanio Mahajanga dont les caractéristiques physiques sont :

- densité apparente : 1,03 g/cm³
- Poids spécifique : 3,1 g/cm²
- Finesse : fluomètre (30u) = 60 - 70%
- surface spécifique plaine : 2300 cm²/g
- Résistance pyroscopique de la pâte pure : 1440 °C environ

Le liant pouzzolanique obtenu est un liant hydraulique qui a des propriétés adhésives et cohésives.

III.1.2- Sable.

On peut utiliser du sable de carrière. Cependant, les résistances des produits finis varient en fonction du type de sable utilisé. Le choix dépend :

- de la répartition granulométrique par taille des agrégats,
- de la forme des graines,
- de la teneur en argile.

III.1.3- L'eau.

L'eau potable est évidemment recommandée sans restriction puisque la présence des éléments chimiques comme les sulfures, et les matières organiques y est préjudiciables à la qualité du produit.

La quantité de l'eau de gâchage d'un mortier comprend l'eau nécessaire à l'hydratation du liant, l'eau de remplissage de vide et l'eau libre.

III.1.4- Fibres de sisal .

Les fibres de sisal sont les plus utilisées pour la fabrication des tuiles en fibrociment par leur flexibilité, leur tenacité et leur grande longueur par rapport à leur diamètre.

D'autre part, le sisal a le double fonction de :

- renforcer le mortier au moment de la prise pour empêcher l'apparition de micro-fissures;
- renforcer la tuile dans sa première période de vie, à savoir production - transport - pose..

En effet, la longueur de fibre demandée pour la fabrication des tuiles en fibrociment est de 1cm et 2,5 cm et sa quantité est de l'ordre de 0,25% du poids du mortier sec (liant plus sable).

III.2- Essais de fabrication des planches expérimentales.

III.2.1- Tuile en fibrociment.

III.2.1.1- Définition et caractéristiques.

Les tuiles en fibrociment sont de nouveaux matériaux de couvertures obtenus à partir d'un mortier de sable additionné d'une faible quantité de fibres.

Elles sont de petites dimensions : de longueur 40 à 55 cm, de largeur 20 à 41 cm et d'épaisseur variant selon les conditions locales soit 6,8 ou 10 mm..

On peut les teinter soit à la surface, soit dans la masse mais il faut que les colorants utilisés n'aient pas des effets sur les résistances mécaniques des tuiles. Elles peuvent également se différencier en fonction du mode de fixation adopté.

Elles peuvent être munies de 1, 2 ou 3 tenons pour la fixation.

III.2.1.2- Matières premières.

Les matières premières considérées pour la fabrication des tuiles en fibrociment sont :

- le liant pouzolanique à base de latérites calcinées,
- les sables blancs,
- la fibre de sisal,
- l'eau potable de robinet.

III.2.1.3- Préparation des matières premières.

a- Tamisage des sables.

Le tamisage permet d'éliminer les éléments grossiers tels que les débris végétaux et de réduire les grains aux dimensions voulues. Le sable doit subir un séchage à l'air libre pour dégager l'humidité. Le tamis nécessaire est celui d'ouverture mm.

b- Le tronçonnage de la fibre.

La fibre bien lavée et séchée doit être coupée en morceaux de 1 à 2,5 cm de longueur.

III.2.1.4- Dosage.

Le dosage en eau : le ratio Eau / Liant varie de 0,7 à 0,75.

La quantité de fibre ne représente que 0,25% du poids du mortier sec (sable plus liant).

Le dosage pour la fabrication d'une tuile est le suivant:

- liant = 0,5 kg
- sable = 1,5 kg
- eau = 0,375 l
- fibre = 5g

Le pourcentage des composants du liant étant : ciment 70%, latérites calcinées 30%.

Latérites calcinées	Ciment	Sable	Fibre	Eau
3 kg	7 kg	30 kg	100 g	7,5 l

Tableau n° 3 : Dosage en masse correspondant à la confection de 20 tuiles.

III.2.1.5- Mélange et malaxage.

Le mélange est une opération qui consiste à assurer la liaison entre le liant, les grains de sable et les fibres morcelées. Pour cela, il faut mélanger d'abord le ciment et la latérite calcinée pour obtenir le liant pouzzolanique. Après malaxage à sec, on verse le sable et on le mélange avec le liant. Puis on éparpille les morceaux de fibres sur la couche du mortier et on procède au malaxage de l'ensemble. On doit bien remuer pour que les morceaux de fibre se répartissent convenablement dans le mortier.

Après l'opération de mélange, on réétale le mortier sec en couche d'épaisseur moyenne égale à 10 cm puis on humidifie l'ensemble. L'humidification se fait par tranche de mortier de 20 tuiles au maximum pour avoir une bonne organisation de façonnage. Après arrosage on procède au malaxage de façon à homogénéiser la pâte.

III.2.1.6- Façonnage.

a- Façonnage.

La pâte doit être vibrée sur une table vibrante qui comprend un cadre servant de mise en forme et une feuille de gaine plastique pour l'interface. On introduit d'abord la pâte dans le cadre et on l'étend à l'aide de taloche.

b- Vibration.

La vibration permet d'avoir une densification de la pâte et sa consistance normale. Pour cela, on utilise une table animée d'un mouvement de vibration par un moteur électrique.

c- Moulage.

Après la vibration, la pièce est transformée sur le moule pour avoir la forme et l'aspect voulu. On laisse les tuiles sur les moules pendant 24 à 48 heures suivant la condition climatique.

III.2.1.7- Démoulage et maturation.

Après 24 à 48 heures de pause sur le moule, on procède au démoulage. Pour compléter la prise du liant hydraulique, les tuiles sont plongées tout de suite dans un bassin d'eau propre. C'est l'opération de maturation qui dure 5 jours au minimum.

III.2.1.8- Séchage.

A la sortie du bassin de traitement, les tuiles sont étalées sous hangar pendant 15 jours au minimum. Il faut éviter que les tuiles soient exposées au rayon du soleil car le séchage fait partie de la maturation.

III.2.1.9- Contrôle de qualité.

Pour connaître leur qualité, les tuiles en fibrociment doivent subir les contrôles ci-après :

a- Sonorité au contrôle d'existence des microfissures.

On frappe la tuile à l'aide d'une monnaie métallique, si la sonorité est uniforme et métallique sur toute la partie de la tuile, alors la tuile testée a une texture homogène et dépourvue de microfissures.

b- Contrôle à la flexion.

La tuile à tester est posée sur 2 appuis suivant la figure n° 1. La masse de 30 kg est placée sur son centre. Une bonne tuile peut supporter jusqu'à 30 kg.

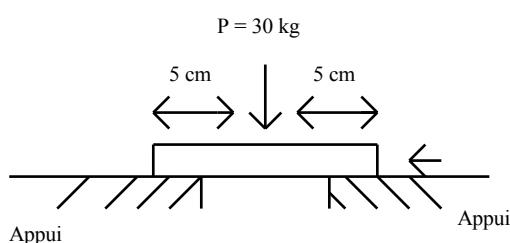


Figure n° 1

c- Contrôle du talon.

Une masse est suspendue par un fil sur la fixation de la tuile suivant la position qu'indique la figure n° 2.

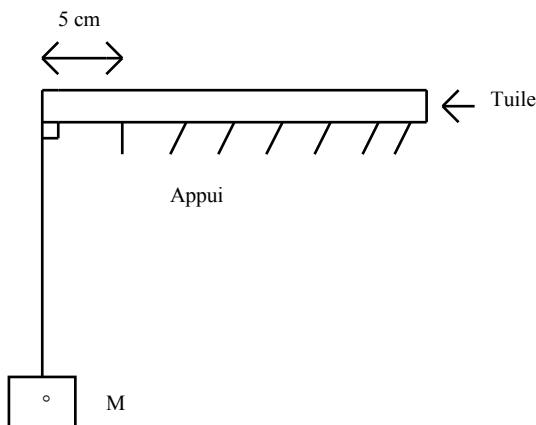


Fig. n° 2

Si le talon arrive à supporter le poids de 15 kg, on le considère comme normale

d- Test de résistance au choc

En laissant tomber une bille de 200 g sur le bourrelet de la tuile à partir d'une hauteur de 20 cm, une bonne tuile ne cède pas.

e- Contrôle de perméabilité.

On place la tuile à tester sur une surface plane. Puis on laisse stagner durant 24 heures dans la partie concave de la tuile (au recto) de l'eau bien propre.

Après 24 heures, si des gouttes d'eau apparaissent à la surface de la partie convexe de la tuile (au verso), elle est qualifiée mauvaise ; mais si on n'observe que des tâches sombres au verso, la tuile est convenable.

III.2.1.10- Appréciation des résultats.

Quelque soit la proportion des latérites calcinées entrant dans la composition du liant, on constate que les tuiles fabriquées ont toutes des aspects satisfaisants.

La charge sur le talon supportée par les tuiles varie entre 10 kg à 15 kg. Le talon étant classé normal lorsqu'il peut supporter une charge de 15 kg.

La sonorité reste toujours métallique et aigu pour toutes les tuiles fabriquées alors elles ne contiennent pas de micro fissures.

Toutes les tuiles en liant pouzzolanique peuvent concurrencer l'imperméabilité de la tuile en ciment pur qui est d'un prix de revient trop élevé pour la construction de logement populaires et économiques.

Concernant la résistance au choc, les tuiles fabriquées avec du liant pouzzolanique résistent mieux à l'action de la bille de 200 g tombée à la hauteur de 20 cm.

Résultats des essais :

- Aspects : recto : satisfaisant
verso : normal
- Dimensions : Longueur $L = 493$ mm; Largeur $l = 235$ mm, Epaisseur $e = 6$ mm
- Poids : 1660 g
- Sonorité : claire et aiguë
- Traction sur le talon : pas de déformation pour le 15 kg
- Test de charge : 25 kg
- Résistance au choc : surface intact
- Perméabilité : Imperméable
- Observations : Existence de petits trous. Les petits trous résultent des mauvaises répartitions granulométrique ou de défaut de manipulation (lors de la vibration)

Processus de fabrication des tuiles en fibrociment.

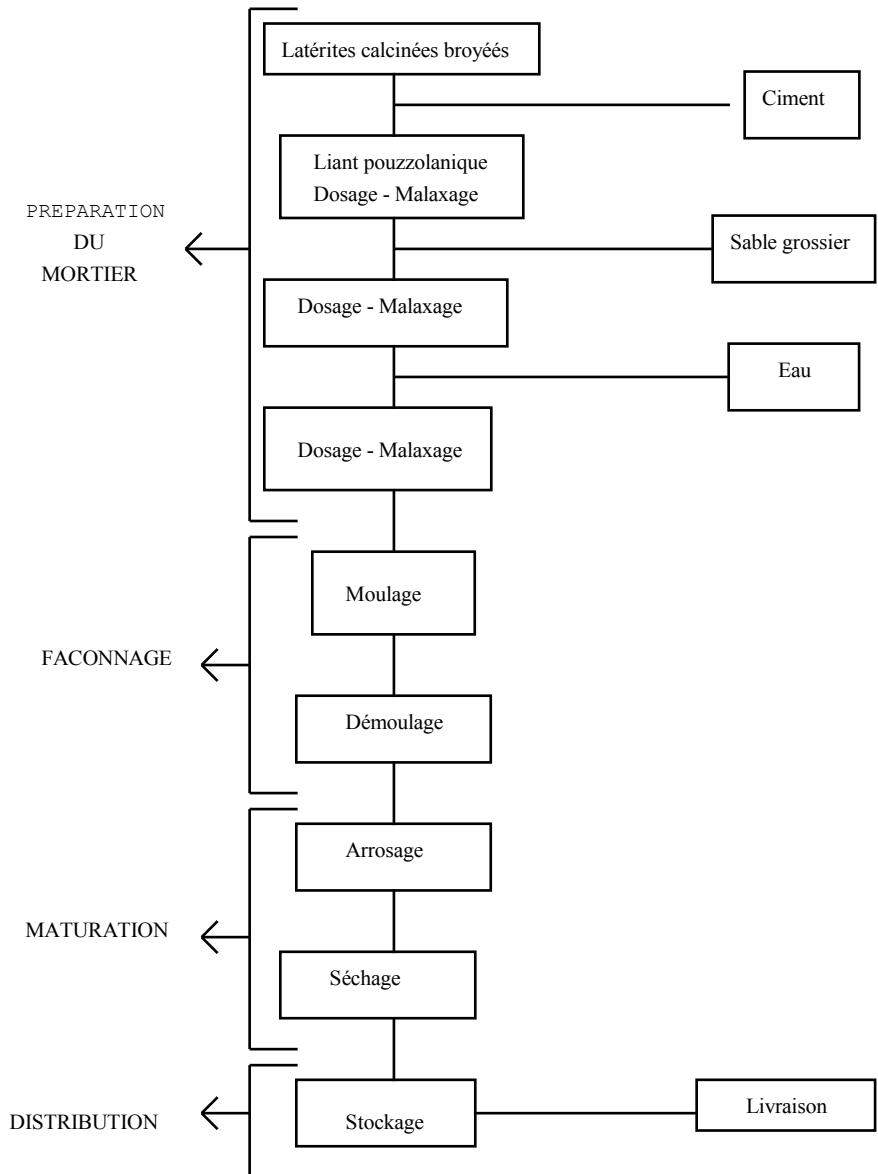


Fig. 4 : Schéma général de la fabrication du parpaings

Fig.3: schéma du processus de fabrication des tuiles en fibrociment.

III.2.2 - Parpaings.

III.2.2.1- Définition et caractéristiques.

Les parpaings ou agglomérés sont inclus dans la famille de blocs de béton manufacturés. Ce sont des agglomérés non combustibles utilisés pour la maçonnerie (murs et cloisons...).

Ces matériaux sont obtenus par moulage à partir des diverses matières premières: sable, graviers en présence du liant hydraulique. Mais pour diminuer le prix de revient, on peut utiliser tout simplement des sables grossiers parce que les graviers coûtent chers.

Les dimensions des parpaings sont normalisées. Ils peuvent être pleins ou creux, de forme parallélépipède en général. Les dimensions les plus rencontrées sont : 20 x 20 x 40 et 15x20 x 40, c'est à dire 20 cm de largeur, 20 cm de hauteur et 40 cm de longueur. Mais il y a aussi des parpaings à petites dimensions : 5 x 20 x 40 et 10 x 20 x 40

Les parpaings sont divisés en 3 groupes suivant leurs utilisations :

- les blocs courants de forme générale parallélépipède plein ou creux utilisés en mur et cloison ;

- les blocs spéciaux destinés à une fonction particulière dans l'ouvrage de retour d'angle, tableau de baie ou bloc moteur ;

- les blocs de parement ayant leur face vue traitée spécialement suivant la résistance à l'écrasement ; on a des blocs dosés de 200 à 250 kg de liant par m^3 de sable. Ils sont destinés au remplissage ou aux éléments non porteurs. Il y a aussi des blocs de 300 à 350 kg de liant par m^3 de sable qui servent à monter les murs porteurs mais ne doivent supporter que les charges uniformément réparties.

III.2.2.2- Matières premières pour les parpaings.

Toutes les matières premières nécessaires à la fabrication des parpaings sont aussi d'origine locale telles que le sable de carrière plus grossier, le liant pouzzolanique à base de latérites calcinées, l'eau de puits.

III.2.2.3- Préparation des matières premières.

Seul le sable subit un traitement préalable. Il suffit alors d'éliminer les matières grossières nuisibles tels que les débris végétaux, les matières grossières et les autres impuretés minérales.

III.2.2.4- Dosage.

Cette opération consiste à déterminer la quantité de chaque constituant entrant dans la composition voulue. Le dosage en liant varie selon la destination : matériau porteur ou de remplissage, matériau enduit ou non. La quantité de sable dépend de sa qualité et de sa provenance (propreté, constituant minéralogique).

L'humidification se fait avec soin car lorsque le mortier est trop humide, il se coince dans le moule ; mais s'il est trop sec, il n'y a pas liaison entre le sable et le liant, et le parpaings s'écroulent facilement.

Considérons le dosage en poids de 250 kg de liant par m^3 de sable. Dans ce cas, le dosage en poids pour un parpaings au moule de 15 (15 x 20 x 40) est le suivant:

- liant = 2,5 kg
- sable = 12,5 kg
- eau = ratio E / L = 0,3 à 0,5

Le pourcentage des composants du liant étant : 40% latérites calcinées et 60% du ciment

D'où le dosage en poids sur le tableau n°4 pour 20 parapings

Ciment (kg)	Latérites calcinée (kg)	Sable (kg)	Eau (l)
30	20	250	20

Tableau n° 4 : dosage en poids pour la confection de 20 parpaings dans le moule de 15.

III.2.2.5- Mélange et malaxage.

On mélange d'abord le ciment et les latérites calcinées suivant les proportions voulues puis on ajoute du sable. Le mortier doit subir un malaxage à sec à la pelle ou au malaxeur mécanique pour une grande production. Après avoir mélangé le mortier, on procède à l'humidification et au malaxage jusqu'à l'homogénéisation complète.

II.2.2.6- Moulage et démoulage.

Le mortier humide est versé dans le moule. Pour la compacité homogène du produit et pour réduire les pores, le façonnage se fait par compression ou par vibration. Pour une grande quantité de production, on peut utiliser le moule spécial appelé vibro-ponceuse.

II.2.2.7- Maturation et séchage.

Ces opérations se font sous hangar. On arrose les parpaings chaque matin pendant quelques jours pour que le liant finisse sa prise. On laisse le produit sous hangar jusqu'au séchage complet.

II.2.2.8- Contrôle de qualité.

a - Essai de rupture à la compression.

Le bloc de parpaings est bien centré entre les plateaux de la presse dans la position qu'il occuperait. La charge est appliquée d'une manière continue sans choc à vitesse constante. Soit

S_b = la section brute minimale

S_n = la section nette minimale

S_a = la surface d'appui

F = charge de rupture du parpaing par valeur en cm^2 de S_b du bloc

La résistance à la compression est :

$$Rc = \frac{F}{S_b} = \frac{S_a}{S_n}$$

Face de pose : face supérieure du bloc dans la position en oeuvre recevant le lit du mortier.

Face d'appui : face inférieure du bloc dans la position présentant appui sur le mortier inférieur.

Joint continu : joint en mortier s'étendant de façon continue d'un parement à l'autre.

Joint discontinu : joint en mortier présentant un ou plusieurs vides parallèles au parement régnant sur toute la longueur du bloc (joint horizontal) et sur toute la hauteur (joint vertical).

Section brute : surface obtenue en multipliant les deux dimensions effectives (épaisseur et longueur mesurées dans une même section horizontale).

Section nette : surface dans une section horizontale du bloc (vide déduit sauf indication contraire).

Section d'appui : surface commune des parties de face de pose et face d'appui superposée aux joints du mortier susceptibles de transmettre les charges.

b- Contrôle de perméabilité.

Le parpaings à tester et séché à l'air libre jusqu'à l'obtention du poids invariable, soit P ce poids invariable. Ce parpaing est plongé dans l'eau pendant 24 heures jusqu'à 1/3 de sa hauteur. Après on l'immerge complètement pendant 48 heures. A la sortie de l'immersion complète, il est pesé de nouveau et soit P' ce poids.

La quantité d'eau absorbée ou indice de porosité est donnée par la formule:

$$\% P = \frac{P' - P}{P} \times 100$$

où $\% P$: indice de porosité
 P' : poids après immersion
 P : poids avant immersion

III.2.2.9- Résultats.

Dimensions : largeur $l = 15$ cm, hauteur $H = 20$ cm, Longueur $L = 40$ cm.

Poids = 12,550 kg.

Perméabilité = 9,16

Observation : aspect extérieur satisfaisant

III.2.2.10- Appréciation des résultats.

En général, le dosage à 250 kg de liant est destiné aux éléments de remplissage et non porteurs dont la résistance moyenne est de 40 bars. Les résultats obtenus montrent que la valeur de la résistance en compression dépasse cette valeur moyenne. On peut donc utiliser du dosage à 300 à 350 kg pour les éléments porteurs.

SCHEMA GENERAL DE LA FABRICATION DES PARPAINGS

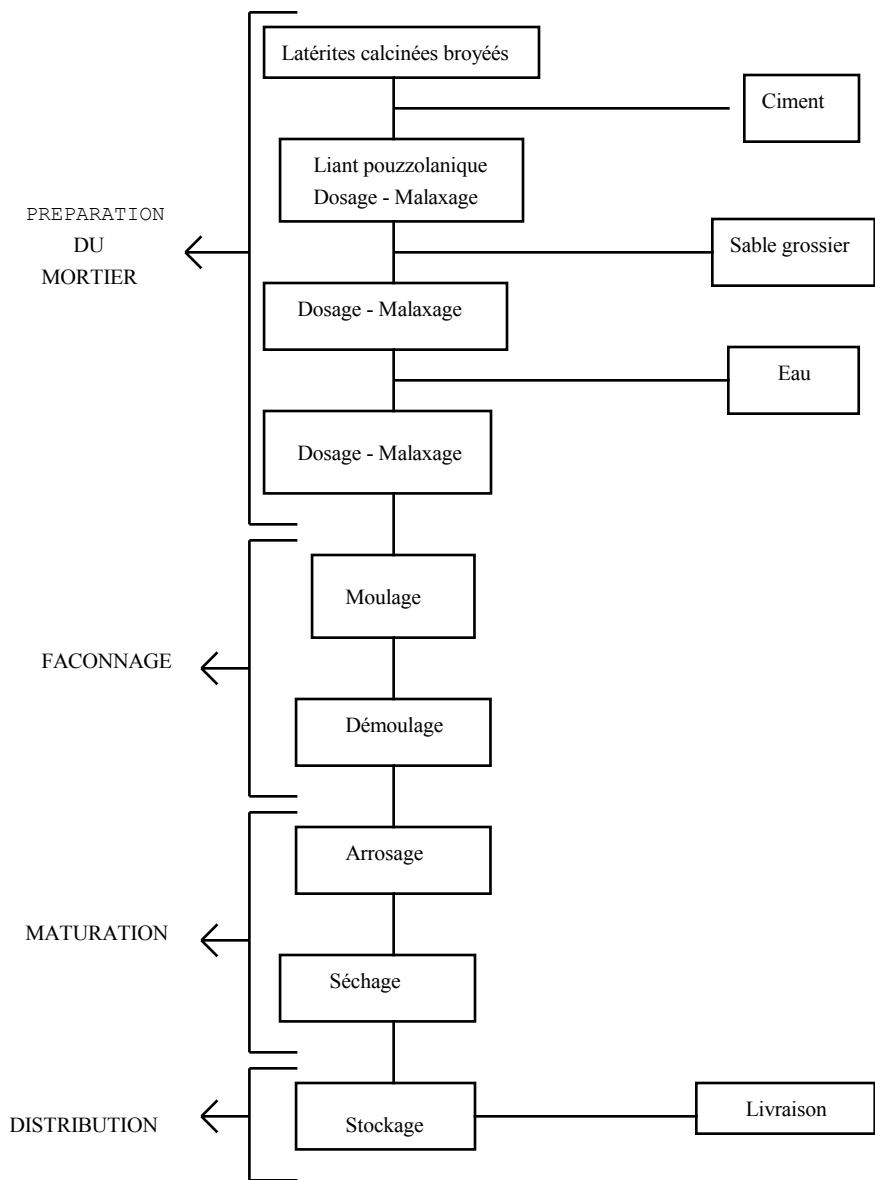


Fig. 4 : Schéma général de la fabrication du parpaings

Chapitre IV : ETUDE DE MARCHE.

IV.1-Généralités.

Avant tout projet d'exploitation, une étude du marché s'avère indispensable, et ce, pour le bien et le succès de l'Entreprise. Cette étude nous permet de planifier les opérations de production. Mais elle nous fournira également des indications sur les tendances du marché et sur la nature de la concurrence possible tant intérieurement qu'extérieurement. Pour ce faire, nous allons entreprendre des enquêtes sur terrain et recueillir des données documentaires et des données statistiques.

IV.2- Situation du marché.

Pour notre étude, nous avons considéré les productions de la société "T.B.G." durant les années 1991 à 1995. La société " FAMOKARANA TAKA SY BIRIKIN' I GASIKARA (T.G.B) " a pour objet la fabrication et la vente des matériaux en terre cuite. La T.B.G. est une société anonyme qui a son siège social à Mavoloha, au P.K. 13 de la RN7 Antananarivo- Antsirabe. Elle a succédé à la SARL, tuileries briqueteries de l'Emyrne et du Betsileo.

TBG est la société parmi les fournisseurs des marchés administratifs.

IV.2.1- Analyse des données.

Les données statistiques recueillies auprès de la société T.B.G. ont permis de dresser le tableau suivant :

CARACTERISTIQUES DES PRODUITS	Poids approximatifs (kg)	1991	1992	1993	1994	1995
Brique creuse de 10 x 20 x 30	8	230.000	166.000	90.000	150.000	260.000
Brique creuse de 8 x 20 x 30	4	5000	10.000			2000
Brique creuse de 10 x 15 x 30	3,5	30.000	40.000	75.000	20.000	50.000
Brique creuse de 8 x 15 x 30	3	11.000	30.000	6000		11.000
Hourdis creux de 15 x 26 x 33	4,8	75.000	90.000	60.000	60.000	75.000
Tuile mécanique de 15 x 23	0,650	1.110.000	1.265.000	545.000	1.100.000	900.000
Tuile mécanique de 23 x 30	1,400	40.000	175.000	70.000	78.000	75.000
Tuile mécanique de 20 x 35	1,400		15.000	30.000	20.000	
Tuile faîtière de 46 cm	4,500	7000	10.000	7000	8000	6000

Tableau n° 5 :

Si nous considérons le poids approximatif de chaque produit, nous aurons comme tableau de production annuelle totale :

ANNEE	1991	1992	1993	1994	1995
Production en tonnes	3160,5	3165,75	1814,25	2446,20	3373

Tableau n° 6:

Le choix des années pour les données a été dictée par le souci d'avoir une bonne corrélation entre les variables temps et le tonnage d'une part et l'élimination des valeurs aberrantes d'autre part.

IV.2.2- Méthodes d'estimation de la demande future.

Les méthodes que l'on peut adopter pour estimer la demande future d'un produit sont fort nombreuses. En général, on peut l'obtenir par le biais des enquêtes menées auprès des consommateurs et d'un simple examen des statistiques de production et de vente, mais dans certains cas, il faudrait avoir recours à des méthodes mathématiques pour pouvoir l'obtenir sous réserve d'une probabilité fixée.

IV.2.2.1- Prévision dans le cas d'une méthode linéaire.

Exposé du problème :

Soit le modèle linéaire $Y = aX + b + \varepsilon$ où x et y sont des variables observées pendant T périodes.

Soient a et b les estimations sans biais et convergentes de a et b , obtenues par la méthode des moindres carrés (a et b sont efficaces).

Le modèle calculé s'écrit alors $Y = aX + b$.

La prévision consiste à prévoir la valeur de Y_{T+1} , connaissant X_{T+1} .

Erreur de prévision:

A la période $T + 1$, la chronique réalisée est :

$$Y_{T+1} = aX_{T+1} + b + \varepsilon_{T+1}$$

tandis que le modèle calculé correspondant est:

$$Y_{T+1} = aX_{T+1} + b$$

L'erreur de prévision est ainsi :

$$Y_{T+1} - Y_{T+1} = Z_{T+1}$$

$$\text{soit } Z_{T+1} = (a - a)X_{T+1} + (b - b) + \varepsilon_{T+1}$$

La quantité ε_{T+1} étant une variable aléatoire (inconnue), l'erreur de prévision Z_{T+1} est une variable aléatoire (connue).

Espérance mathématique de l'erreur de prévision:

L'espérance mathématique de Z_{T+1} est :

$$E\{Z_{T+1}\} = X_{T+1} E\{a - a\} + E\{b - b\} + E\{\varepsilon_{T+1}\}$$

$$\text{soit } E\{Z_{T+1}\} = 0$$

La moyenne de l'erreur de prévision est nulle.

Variance de l'erreur de prévision

La variance de Z_{T+1} est :

$$V(Z_{T+1}) = E\{[Z_{T+1} - E(Z_{T+1})]^2\}$$

$$\text{soit } V\{Z_{T+1}\} = E\{Z^2_{T+1}\}$$

$$\text{nous avons } Z^2_{T+1} = [(a-a)X_{T+1} + (b-b) + \epsilon_{T+1}]^2$$

$$Z^2_{T+1} = (a-a)^2 X^2_{T+1} + (b-b)^2 + \epsilon^2_{T+1} + 2(a-a)X_{T+1}(b-b) + 2X_{T+1}(a-a)\epsilon_{T+1} + 2(b-b)\epsilon_{T+1}$$

L'espérance de cette quantité est :

$$E(Z^2_{T+1}) = X^2_{T+1} E\{(a-a)\} + E(b-b) + E\{\epsilon^2_{T+1}\} + 2X_{T+1} E\{(a-a)(b-b)\}$$

Soit encore :

$$E\{Z^2_{T+1}\} = X^2_{T+1} V\{a\} + V\{b\} + E\{\epsilon^2_{T+1}\} + 2X_{T+1} \text{cov}\{a,b\} + \epsilon$$

$$\text{or } E\{\epsilon^2_T\} = V\{\epsilon_T\} \forall T;$$

$$X = \frac{\sum X_t}{T}$$

Remplaçons $V\{a\}$, $V\{b\}$, $\text{cov}\{a,b\}$ par leur valeur :

$$V\{a\} = \frac{V(\epsilon)}{\sum (X_t - X)^2}$$

$$V\{b\} = X^2 V\{a\} + [1/T V(\epsilon) = V(\epsilon) [1/T + \frac{X^2}{\sum (X_t - X)^2}]$$

$$\text{cov}\{a,b\} = \text{covar}\{a,b\} = -X$$

$$V\{a\} = -V(\epsilon) \frac{X}{\sum (X_t - X)^2}$$

$$\text{soit } E\{Z^2_{T+1}\} = V(\epsilon) (1 + 1/T) + \frac{V(\epsilon)}{\sum (X_t - X)^2} (X^2_{T+1} + X - 2XX_{T+1})$$

La variance de l'erreur de prévision est :

$$V\{Z_{T+1}\} = V(\varepsilon) (1 + 1/T) + \frac{V(\varepsilon)}{\Sigma(X_t - \bar{X})^2} (X_{T+1} - \bar{X})^2$$

La variance des erreurs est inconnue. Elle est estimée par la quantité :

$$V\{e\} = (1/T-2) \Sigma (Y_t - \bar{Y})^2$$

Test du coefficient de corrélation linéaire :

Soit le modèle $y = ax + b + \varepsilon$ avec l'estimation a de a . Testons l'hypothèse $H_0: a = 0$ contre l'hypothèse $H_1: a \neq 0$.

Les vecteurs x, y, ε sont à t composantes ($t = 1, \dots, T$)

Le test conduit à une région critique:

$$| a | > t_\alpha \sqrt{V\{a\}}$$

Calculons a

$$a = \frac{\Sigma(X_t - \bar{X})(Y_t - \bar{Y})}{\Sigma(X_t - \bar{X})^2} = \frac{\Sigma(X_t - \bar{X})}{\sqrt{\Sigma(X_t - \bar{X})^2}} \times \frac{(Y_t - \bar{Y})}{\sqrt{\Sigma(Y_t - \bar{Y})^2}} = \frac{\Sigma(Y_t - \bar{Y})^2}{\sqrt{\Sigma(Y_t - \bar{Y})^2}}$$

$$\text{soit } a' = \rho_{xy} \frac{\sqrt{\Sigma(Y_t - \bar{Y})^2}}{\sqrt{\Sigma(X_t - \bar{X})^2}}$$

où ρ_{xy} est le coefficient de corrélation entre x et y

calculons $V\{a\}$

$$V\{a\} = \frac{V(\varepsilon)}{\Sigma(X_t - \bar{X})^2} \quad \text{or } V(\varepsilon) \text{ est estimée par } V\{\varepsilon\}$$

$$V\{\varepsilon\} = \frac{1 - \rho_{xy}^2}{T-2} \Sigma(Y_t - \bar{Y})^2$$

La valeur de $V\{a\}$ est:

$$V\{a\} = \frac{1 - r_{xy}}{T - 2} \frac{\sum (y_t - y)^2}{\sum (X_t - X)^2}$$

La condition $|a| > t_\alpha \sqrt{V\{a\}}$ s'écrit alors:

$$|r_{xy}| \sqrt{\frac{\sum (y_t - y)^2}{\sum (X_t - X)^2}} > t_\alpha \sqrt{\frac{1 - r_{xy}}{T - 2} \frac{\sum (y_t - y)^2}{\sum (X_t - X)^2}}$$

$$\text{Soit } |r_{xy}| > t_\alpha \sqrt{\frac{1 - r_{xy}^2}{T - 2}}$$

$$\text{soit encore } r_{xy}^2 > \frac{t^2 \alpha}{T - 2 + t^2 \alpha}$$

$$|r_{xy}| > r_\alpha = \frac{t_\alpha}{\sqrt{T - 2 + t^2 \alpha}}$$

La valeur t_α s'obtient en fonction du risque, par la lecture de la table intégrale de la loi $N(0,1)$.

D'où le test du coefficient de corrélation :

- si $|r_{xy}| \geq r_\alpha$: il y a corrélation linéaire entre x et y au seuil de signification α .

Plus la valeur absolue de r_{xy} est voisine de 1 plus l'estimation est correcte. Dans la pratique, on choisira $|r_{xy}| \geq 0,85$.

- si $|r_{xy}| < r_\alpha$: le test est insignifiant, c'est à dire qu'il n'existe pas de corrélation linéaire entre x et y.

IV.2.2- Mode de calcul.

La finalité de ces calculs mathématiques est d'avoir une droite appelée "droite de régression linéaire".

Dans notre cas, nous appliquerons la méthode dite "moyenne mobile".

Estimation de production

Afin de pouvoir estimer ce que devrait être le volume de productions futures, lissons d'abord les données des productions de la société TBG afin d'éliminer les irrégularités. En

annexe A nous proposons un programme traité en BASIC sur un micro-ordinateur IBM PC-XT 286 pour lisser les valeurs des productions par la méthode des moyennes mobiles.

$$y_i = \frac{y_{i-1} + y_i + y_{i+1}}{3}$$

avec y_i : les valeurs lissées

Tableau des opérations:

X_i	y_i	y'_i : valeur de y_i après 11^e lissage	$x_i y_i$	x_i^2	y_i^2
1	3160,5	3160,1	3160,1	1	9988760,25
2	3165,5	3145,4	6290,8	4	9893541,16
3	1814,2	3170,274	9510,82	9	100050637,235
			2		1
4	2446,2	3251,674	13006,6	16	10573383,8023
			96		
5	3373	3373	16865	25	11377129
		161100,848	48833,8	55	51883451,4474
			18		

Tableau n° 7 : tableau des opérations d'estimation de la demande future.

$$X = \frac{\sum X_i}{T} = \frac{15}{5} = 3$$

$$Y = \frac{\sum Y_i}{T} = \frac{3220,1696}{5}$$

Le carré du coefficient de corrélation entre X et Y est :

$$r_{xy}^2 = \frac{[\sum X_i Y_i - T(X.Y)]^2}{(S X_i^2 - T X^2)(S Y_i^2 - T Y^2)}$$

$$r_{xy}^2 = \frac{(48833,818 - 5.3 \times 3220,1696)^2}{(55 - 5.9)(51883451,4474 - 5.3220,1696)}$$

$$r_{xy}^2 = 0,7841$$

d'où $r_{xy} = 0,8855$

IV.2.2.3- Test coefficient de corrélation .

Formons un test du coefficient de corrélation entre X et Y. Pour cela, calculons r_a avec :

$$r_a = \frac{t_a}{\sqrt{T-2+t_a^2}}$$

En considérant un risque $\alpha = 0,05$ (5%) et en faisant la lecture de la table de la loi $N(0,1)$ en fonction du risque α , on observe que $t_a = 1,65$;

$$r_{0,05} = \frac{1,65}{\sqrt{5-2+(1,65)^2}} = 0,68$$

Comme $r_{xy} = 0,8855 > r_{0,05} = 0,68$; on admet l'hypothèse que le coefficient de corrélation entre X et Y est significatif.

IV.2.2.4- Estimation de la droite d'ajustement.

La méthode des "moindres carrés" permet d'estimer les paramètres inconnus a et b du modèle linéaire ($y = ax + b + \varepsilon$).

Les estimateurs (sans biais) respectifs de a et b sont donnés par les formules:

$$a = \frac{\sum X_i Y_i - T \cdot \bar{X} \cdot \bar{Y}}{\sum X_i^2 - T \cdot \bar{X}^2}$$

$b = \bar{Y} - a\bar{X}$ d'où:

$$a = \frac{48833,818 - 5 \times 3 \times 3220,1696}{55 - 5 \cdot (3)^2} = 53,1274$$

$$b = 3220,1696 - 53,1274 \times 3 = 3050,7874$$

Le modèle calculé sera donc de la forme:

$$\underline{Y = 53,1274 X + 3060,7874}$$

Si l'année horizon choisie est 2002, ce qui correspond à $X_{11} = 11$, calculons la valeur estimée Y_{2002} par le modèle :

$$\begin{aligned} Y_{2002} &= 53,1274 X_{11} + 3060,7874 \\ &= 53,1274 \times 11 + 3060,7874 \end{aligned}$$

$$\underline{Y_{2002} = 3645,1888 \text{ tonnes}}$$

IV.2.2.5- Intervalle de prévision.

Au seuil de signification α , la valeur de Y_{2002} appartient à l'intervalle $[M, N]$ symétrique, centré sur Y_{2002}

$$P_r \{ Y_{1992} \in [M, N] \} = \alpha$$

$$\text{avec } M = Y_{2002} - t_\alpha \sigma (Z_{11})$$

$$N = Y_{2002} + t_\alpha \sigma (Z_{11})$$

où $\sigma(Z_{11})$ est l'écart-type de l'erreur de prévision Z_{11} . Z_{11} est une variable aléatoire dont l'espérance mathématique est nulle, et dont la variance $V(Z_{11})$ est définie par :

$$V(Z_{11}) = V(\varepsilon) \left[(1 + 1/T) + \frac{(X_{11} - X)^2}{\sum X_i^2 - T \bar{X}^2} \right]$$

où $V(\varepsilon)$ est la variance inconnue des résidus .

Celle-ci est estimée par :

$$V(\varepsilon) = \frac{1 - r_{xy}^2}{T - 2} (\sum Y_i^2 - T \bar{Y}^2)$$

$$V(\varepsilon) = \frac{1-0,8855}{5-2} [51883451,4474 - 5 (32220,1696)^2]$$

$$V(\varepsilon) = 1373,625$$

La variance de l'erreur de prévision serait alors :

$$V(Z_{11}) = 1373,625 \left[(1 + 1/5) + \frac{(11-3)^2}{55 - 5.(3)^2} \right]$$

$$V(Z_{11}) = 10439,552 \implies \sigma(Z_{11}) = 102,174$$

Pour $\alpha = 0.95$, la table de la loi normale donne $t_\alpha = 1,95$

d'où:

$$M = 3645,1888 - (1,96 \times 102,1741) = 3444,927 \text{ tonnes}$$

$$N = 3645,1888 + (1,96 \times 102,1741) = 3845,45 \text{ tonnes}$$

En conséquence, il y a 95 chances sur 100 que la production en 2002 soit comprise entre 3444,927 tonnes et 3845,45 tonnes.

IV.2.2.6- Calcul de taux de croissance de production : q_c .

Le taux de croissance de production permettrait de voir la variation de production. Pour cela, nous allons calculer le taux de croissance q_c entre l'année 1991 et l'année 1995.

Ce coefficient est donnée par la formule :

$$q_c = \frac{\sum q_i}{T}$$

q_i est le taux de croissance entre deux années consécutives X_i et X_{i+1}

V_i : valeurs de pondération par rapport au temps initial X_0 (1991)

$$\text{avec } q_i = \frac{V_i - V_{i-1}}{V_{i+1}} \text{ et } V_i = \frac{Y_i(X)}{Y(X_0)}$$

Représentons sous formes de tableau les valeurs de production Y ainsi que les valeurs de V_i et de q_i qui nous seront utiles pour le calcul du taux de croissance de production (q_c) entre l'année 1991 et l'année 1995

Tableau des données :

X	Y après lissage	V_i	q_i
0	3160,5	1	-
1	3145,4	0,995	-0,005
2	3170,274	0,003	0,007
3	3251,674	1,028	0,024
4	3373	1,067	0,036
S	16100,848	-	0,062

Tableau n° 8 : Calcul du taux de croissance de production.

D'après ce tableau, le coefficient de pondération à l'année t(4) est égal à $V(4) = 1,067$. Ceci signifie que la quantité de production en briques et tuiles de la société T.B.G. en 1995 est presque la même que celle de l'année 1991.

Le taux de croissance est égal à :

$$q_c = 1,55 \%$$

Donc, la production en briques creuses, tuiles et hourdis de la société T.B.G. a connu un taux de croissance annuel de 1,55% durant les années 1991 à 1995.

Remarque: on espèrera exporter un tonnage maximum de 3845,45 tonnes à l'année horizon 2002, le coefficient de pondération $V(2002)$ par rapport à l'année initiale t (1991) est :

$$V(2002) = \frac{3845,45}{3160,5} = 1,2$$

Ceci signifie que la quantité de production en briques creuses, tuiles et hourdis augmentera de 20% de sa valeur en 2002 par rapport à celle de 1991.

IV.3- Optimisation de la production d'une entreprise à créer.

Nous n'avons pas pu obtenir des statistiques concrètes sur la quantité réelle de production et de la demande de tuiles et parpaings. Pourtant les enquêtes locales de marché des matériaux de construction révèlent :

- que les produits actuellement commercialisés sont déficitaires par rapport à la demande ;
- que la qualité des tuiles d'argiles (écaillés ou mécaniques) fabriquées artisanalement ou industriellement est souvent médiocre ;
- qu'il existe un intérêt marqué des entrepreneurs et des privés pour l'arrivée sur le marché de matériaux alternatifs tels que la tuile en fibrociment et parpaings fabriqués à la base de latérites calcinées ;
- que la demande est suffisamment importante pour garantir le succès de plusieurs unités de production de tuiles en fibrociment et parpaings, sans perturber la demande existante pour les tuiles et parpaings en argile ;
- que le prix de revient de parpaings et tuiles de ciment pur est trop élevé.

Il faut aussi rappeler que les briquetiers - tuiliers industriels ou semi-industriels de Madagascar ne peuvent fournir à la demande et que les briques artisanales doivent actuellement être considérées exclusivement comme des briques de "remplissage".

Il est donc nécessaire de développer cette production d'une façon rationnelle, permettant d'augmenter cette production et d'améliorer la qualité des produits.

De plus, nous pouvons aussi nous baser sur la politique du gouvernement de construire 35000 logements en cinq ans, devant nécessiter ainsi une énorme quantité de briques et de tuiles.

En outre, d'après notre étude sur la tendance du marché (cf. 3^e chapitre, II) nous pouvons conclure que malgré la situation difficile de notre pays (tant économique que politique), la société T.B.G. a connu une croissance même minime.

Par la suite de toutes ces hypothèses, nous avons décidé d'adopter un programme de production réaliste de 10.000 tonnes de parpaings et tuiles en fibrociment par an..

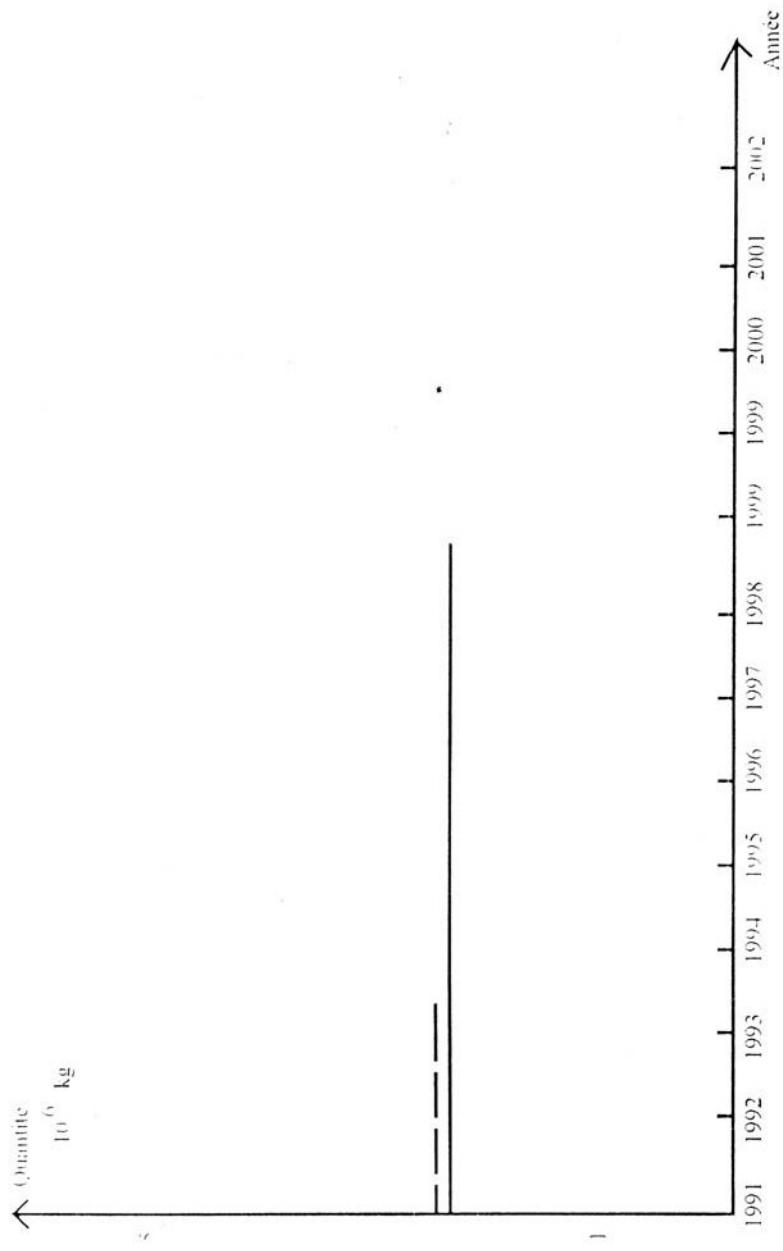


Fig 5 : Tendance de la production en briques creuses, hourdis et tuiles de la société T.B.G.

Chapitre V : ETUDE TECHNIQUE AU NIVEAU PME

V.1- Introduction.

Cette étude ne constitue pas un projet détaillé, mais seulement une simulation possible de l'exploitation au modèle de gisement adopté, permettant de faire une estimation globale des coûts d'investissement pour l'exploitation des latérites de Vontovorona..

Dans cette partie, nous essayerons de donner les caractéristiques de chaque matériel et/ou les moyens techniques nécessaires pour la réalisation d'une telle exploitation.

V.2- Programme préliminaire.

Compte tenu du degré de connaissance du gisement, les données de la géologie de surface nous ont permis d'optimiser le programme de l'exploitation des latérites de Vontovorona.

Dans ce programme préliminaire, il faut prévoir les travaux préparatoires :

- le réaménagement des pistes existantes ;
- la préparation du carreau mine, comprenant les divers bureaux, le magasin de stockage, l'unité de traitement, les locaux sociaux, les divers ateliers d'entretien;
- l'ouverture de la voie d'accès à la carrière.

D'ailleurs, l'étude tient compte de la production à réaliser décrite dans la partie "Etude du marché ", soit un tonnage annuel de 10.000 tonnes. La production journalière serait donc de 35,71 tonnes, si on prévoit 280 jours de travail dans l'année.

En effet, la réserve exploitables est estimée à $23165. 10^3$ à $31888. 10^3$ tonnes de latérites, avec un rythme de production de 10.000 tonnes par an, nous pourrons conclure que la durée de l'exploitation est illimitée. Généralement, cette durée de vie est fonction de la production à envisager.

V.2.1- Mode d'exploitation.

Nous proposons la méthode d'exploitation à ciel ouvert pour récupérer les latérites, ceci du fait que les latérites affleurent et se trouvent à la surface.

V.2.2- Choix de la méthode d'exploitation.

Le choix de la méthode d'exploitation devra considérer les principaux points suivant :

- la position de la carrière;
- la qualité de production;
- la sécurité d'exploitation;
- les conditions de travail du personnel;
- la rentabilité financière de l'exploitation.

En tenant compte de la position des latérites, de ses aspects particuliers, l'exploitation se prête bien à la méthode en découverte.

Nous allons adopter la méthode d'exploitation par tranchées avec gradins successifs pour l'ensemble des zones latéritiques de Vontovorona.

Les caractéristiques des gradins sont les suivants :

V.2.2.1- Pente α .

Compte tenu de la nature du terrain constitué généralement par de l'argile latéritique, peu consistante et de fortes pluies saisonnières entre Décembre et Mars, la mauvaise tenue du terrain implique des pentes de gradins assez faible. Nous prenons une pente de 45°.

V.2.2.2- Largeur chaussée : l.

Les largeurs utiles de chaussée sont fonction :

- de la taille des engins d'exploitation;
- du mode d'évacuation des matériaux extraits,
- de la mauvaise tenue des terrains (due à des fortes pluies saisonnières, etc...)

Pour cela, nous prendrons une largeur moyenne de 10 mètres.

V.2.2.3- Hauteur du gradin : h.

La hauteur du gradin est calculée d'après la largeur l et la pente suivant la surface topographique du terrain, soit 20°.

Nous avons $h = l \cdot \operatorname{tg}20^\circ = 3,60$ mètres

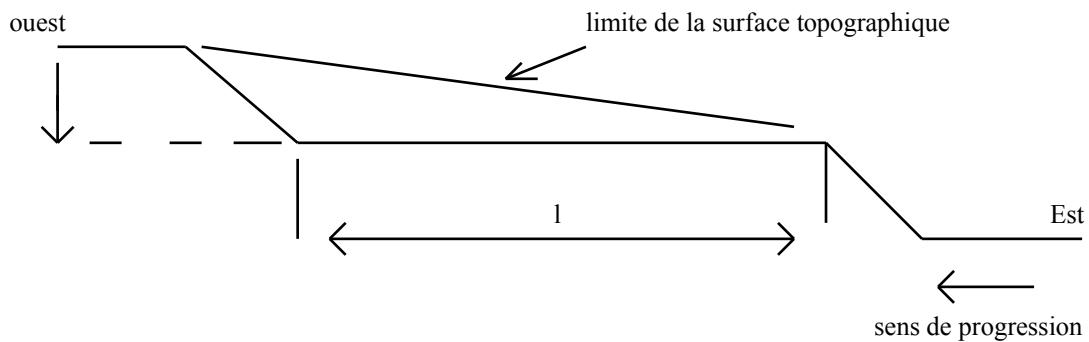


Fig. 6 : Coupe simplifiée d'une exploitation en gradins successifs



Fig. 7 : Vue de face de l'exploitation

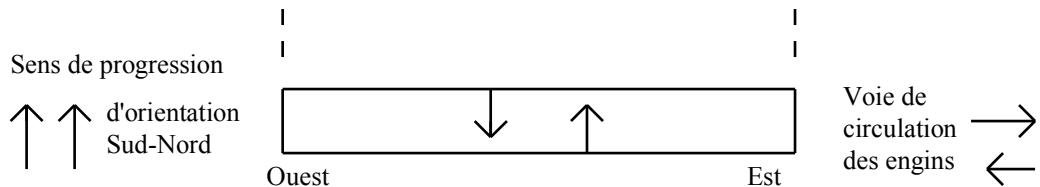


Fig. 8 : Vue de l'exploitation

V.2.3- L'exploitation proprement dite.

Les différents procédés d'exploitation sont les suivants :

- décapage et abattage
- chargement
- transport

V.2.3.1- Décapage et abattage.

Puisque les latérites sont faibles, il n'est pas nécessaire d'utiliser l'explosif. L'opération de décapage est assurée par une pelle hydraulique M 312 de capacité $0,24 \text{ m}^3$. Cette pelle est munie à la fois d'un godet et d'une lame dozer. Elle est donc également utilisée pour l'ouverture des pistes desservant l'exploitation.

Justification de choix de la pelle :

Pour la conduite de calcul, on fera les hypothèses suivantes :

- . production requise : 35,71 tonnes/j, soit 4m³/h (poste de 6 heures)
- . temps alloué à la pelle pour terrain argileux, argile latéritique dont la densité à l'état foisonné est comprise entre 1,66 et 2 : 2mm (source : société Henri Fraise).

dont : - temps de creusement : 1 mn
- temps de manoeuvre, chargement : 1mn

- . taux d'efficience de la pelle : 0,85

$$\text{. Nombre de cycles par heure : } \frac{60 \times 0,85}{2} = 25 \text{ cycles / heure}$$

$$\text{. Charge requise par cycle : } \frac{4 \text{ (m}^3\text{)}}{25} = 0,160 \text{ m}^3, \text{ soit } 0,244 \text{ tonne par cycle.}$$

. Taille du godet:

avec un rendement volumétrique de 0.75, on aura:

$$\frac{0,160 \text{ (m}^3\text{)}}{0,75} = 0,21 \text{ m}^3$$

Ce volume nous permet de choisir une pelle hydraulique M312 dont la taille du godet est de 0,24 m³.

V.2.3.2. Opération de chargement.

Les chargements des latérites seront aussi assurés par la pelle hydraulique M312. Les caractéristiques sont donnés à l'annexe

V.2.3.3- Opération de transport.

Le choix des engins de transport devra se baser sur :

- la distance de transport,
- la quantité transportée,
- la portance du sol,
- le coût du matériel.

Les engins de transport assureront l'évacuation des latérites vers le lieu de traitement et de production (distance moyenne 500 mètres).

Nous avons déjà mentionné aussi auparavant que la portance du sol dans les argiles latéritiques est peu importante (effet des pluies saisonnières), ce qui nécessite l'emploi des engins légers; d'ailleurs, des investissements pour les engins d'une grande complexité ne sont pas recommandés.

En analysant ces divers critères, nous portons notre choix sur les dumpers THWAITES qui présentent nombre d'avantages, en particulier le prix d'acquisition qui est minime par rapport à celui des autres engins et le poids et l'encombrement qui conviennent bien à notre méthode d'exploitation.

V.2.3.3.1 Détermination du cycle de l'engin de transport.

Nous adoptons les hypothèses suivantes :

- le chargement est assuré par la pelle hydraulique ;
- la vitesse moyenne des engins est de 10 km / h..

(La fiche technique donnée par le constructeur ne prévoit pas les vitesses en charge et à vide de l'engin).

- la capacité de chargement de la benne des engins est de 480 litres (à ras), soit 0,734 tonne de latérites.

La durée du cycle d'un engin de transport est déterminée par :

- le temps de chargement;
- la durée du trajet aller-retour;
- le temps de déchargement.

a- Calcul du temps de chargement : t_c

Le calcul du temps de chargement est déterminé à partir de la durée du cycle de la pelle hydraulique, soit 1 mn..

Volume des latérites à extraire par jour : $V_l = 24 \text{ m}^3$.

Le volume transporté par cycle est de $0,21 \text{ m}^3$. Or, la capacité de la benne est de $0,480 \text{ m}^3$. donc pour le chargement d'un dumper en latérites, il faut:

$$\frac{0,480}{0,21} = 2,3 \text{ cycles}$$

Le temps de chargement est donc de $1 \text{ mn} \times 2,3$ soit $t_c = 138 \text{ s}$.

b- Durée trajet aller-retour : t_a

Avec une vitesse moyenne de 10 km/h ($2,78 \text{ m/s}$), le temps alloué au transport des latérites : l'engin effectuera le trajet aller-retour 1000 m en $t_a = 360 \text{ s}$

c- Temps de déchargement t_d

Le déchargement se fait automatiquement par pivotement de la benne du dumper. Nous estimons le temps de déchargement égal à $t_d = 5s$

d- Tableau récapitulatif des temps composant le cycle :

	Temps de chargement (s)	Trajet aller-retour (s)	Temps de déchargement (s)	Durée du cycle (s)
Transport (Dumper)	138	360	5	503
pelle	30	20	10	60

Tableau n° 9 : récapitulatif des durées des différentes étapes du cycle

V.2.3.4- Temps d'utilisation journalière de la pelle et de l'engin de transport..

Tableau récapitulatif des opérations de transport :

	Volume à transporter (m ³)	Durée du cycle (s)	Nombre de cycles par jour	Temps opérationnel par jour (s)
Transport des latérites par un Dumper *	24	503	50	25150
Pelle **	24	60	100	6000 (ou 1 h 40 mn)

Tableau n°10 : récapitulatif des durées de transport.

(*) capacité de la benne du dumper : 0,480 m³

(**) Taille du godet de la pelle : 0,24 m³

Remarque :

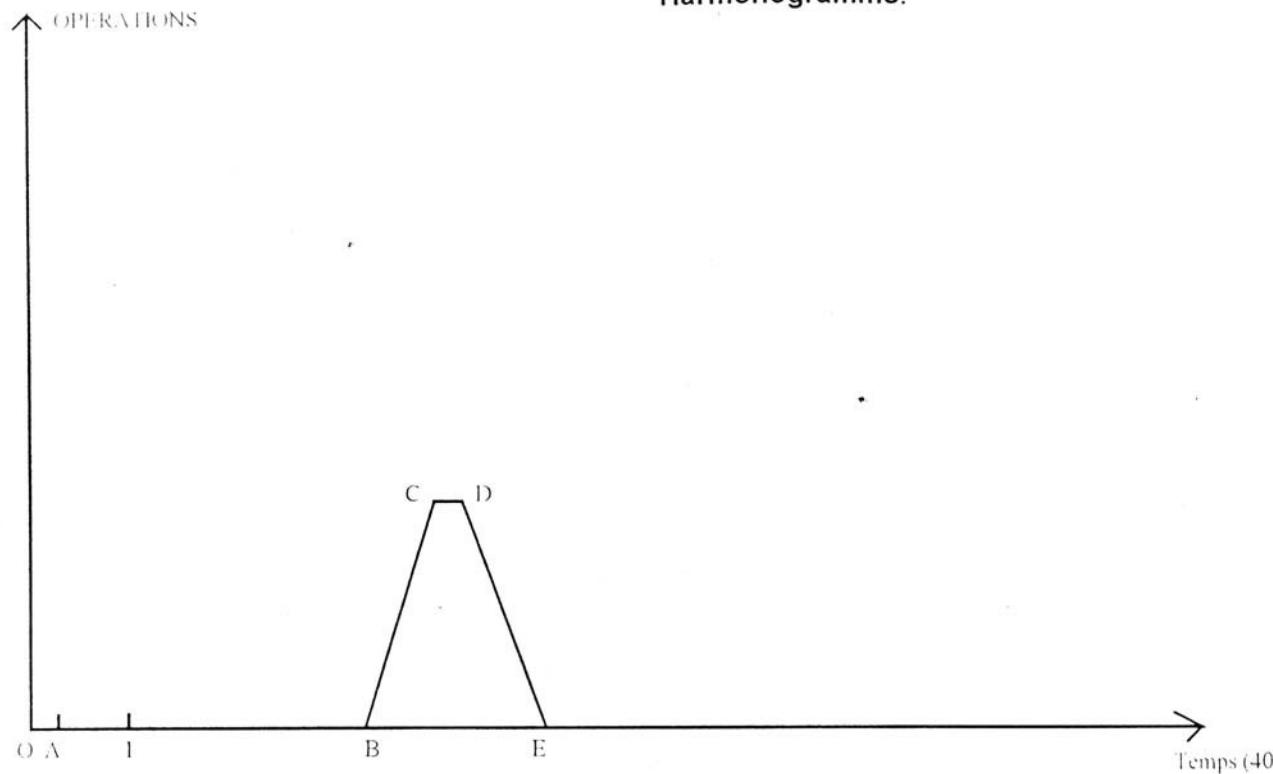
Le nombre de cycles par heure de la pelle hydraulique est largement supérieur par rapport à ceux de l'engin de transport. Cet écart de temps permet à la pelle de se préoccuper de la mise en tas du stérile ou des latérites et au décapage du mort-terrain.

V.2.3.5- Harmonogramme.

L'ordonnancement de travaux de chargement et de transport des latérites sera représenté par des diagrammes, appelés harmonogramme.

Ces diagrammes de circulation du transport de latérites nous montrent que les engins choisis (pelle et dumper) pour le décapage et pour le transport suffisent pour desservir la carrière (fig.)

Harmonogramme.



OA : Temps de décapage de mort-terrain

AB : Temps de chargement des latérites

BC : diagramme de circulation des pleins

CD : Temps de déchargement

DE : Diagramme de circulation des vides

BE : Temps de décapage du mort terrain et l'assainissement de la carrière

1 cm = 40 secondes

64

II.4- Opérations auxiliaires.

Le nettoyage du chantier (nivellation et terrassement des pistes) sera assuré par la pelle hydraulique M 312.

Nous prévoyons une petite pompe permettant d'évacuer des éventuelles venues d'eaux dans les carrières.

L'approvisionnement en carburant et en eau sera assuré par une voiture 4 x 4 servant à l'inspection du chantier ou au dépannage des engins en cas de panne.

V.3- Traitements et production de tuiles en fibrociment et parpaings.

L'usine de traitement et de productions fonctionne un poste par jour (poste de 8 heures).

Or la production envisagée est 10.000 tonnes par an de produits finis, donc à peu près 1000 tonnes de latérites.

Si nous prévoyons 280 jours de travail dans l'année, la production journalière est de 3,571 tonnes.

En prenant un coefficient de marche de l'usine égale à 0,87, on travaille donc 7 heures, ce qui donne 0,510T/h.

Dans cette étude, nous cherchons à choisir les appareils de traitement de telle manière que leurs caractéristiques conviennent aussi bien au rythme de production souhaitée qu'à la qualité des produits finis.

V.3.1- Broyeur.

Notre choix est orienté vers le broyeur à barres puisqu'il assure la pulvérisation des produits jusqu'à la finesse désirée:

75% entre 80 microns et 400 microns.

25% inférieurs à 80 microns.

Le rapport de réduction exigé est de 1/12.5; il s'agit d'un broyage fin.

Un broyeur à barres est constitué d'un corps cylindrique en acier fondu tournant autour d'un axe horizontal. L'intérieur du broyeur est chargé de barres cylindriques en fonte mélangé avec la matière à broyer qui est ainsi soumise à d'innombrables actions de pression, d'attribution au choc et se brise.

a- caractéristiques du broyeur à barres:

Broyeur à barres BSR140x300

Diamètre intérieur: 400mm

Vitesse de rotation: 29 tr/mn

charge normale de barres(à voie sèche):7,25T

Poids de blidage:4,9 T

Puissances:58Kw à75Kw

Masse totale sans charge ni moteur:13T

Rapport de réduction :1/10 à 1/15

Production:10 à 20T/h

b-Vitesse optium du broyeur:

On cherche la vitesse de rotation du broyeur de façon à créer une énergie cinétique optimale des corps broyants à partir d'une vitesse appelée "vitesse critique"

Elle est donnée par la relation:

$$N_c = \frac{42,7}{\sqrt{D}} \text{ (tours/mn)}$$

D : Diamètre intérieur du broyeur (en m)

Mais pour obtenir l'efficacité maximum de broyage on fait tourner le broyeur à une "vitesse pratique " qui est située entre 70 à 80% de N_c .

$$N_p = \frac{42,7}{\sqrt{D}} \times 0,75 = \frac{32}{\sqrt{D}}$$

or $D = 0,4m$

Alors, $N_p = 51 \text{ tours/mn}$

c- Puissance nécessaire.

A l'aide de la formule de Bond, calculons le travail dépensé par une unité de masse.

$$\omega = 10 \omega_i \left(\frac{1}{\sqrt{d80}} - \frac{1}{\sqrt{D80}} \right)$$

$d80$: maille de tamis pour laquelle il y a 80% de passé (après broyage) = $400 \dots \mu$

$D80$: maille de tamis pour laquelle il y a 80% de passé (avant broyage) = $5 \cdot 10^3 \dots \mu$

ω_i : indice de bond = 11,27.

Si $Q = 0,5 \text{ T / h}$

On considère une marge de 10%

$$Q = 0,5 (1+0,1) = 0,55$$

$$\text{Alors } P = \frac{\omega \times Q}{0,907} = \frac{4,04 \times 0,55}{0,907}$$

$$P=24,49 \text{ Kwh}$$

V.3.2- Convoyeurs à bandes.

Ce sont des dispositifs servant à transporter, horizontalement ou légèrement penté, les produits d'un appareil à un autre et d'une manière continue.

La bande, constituée par du caoutchouc renforcé, est entraînée par une rotation sans fin autour de deux poulies dont l'une est motrice.

Pour les bandes lisses, les largeurs standards sont :

* 0,500 m

* 0,400 m

La longueur est déterminée suivant la distance des deux appareils

Le problème consiste à calculer la vitesse de la bande de façon à assurer le débit souhaité.

a- Calcul de la vitesse.

Soient S: la section transversale des produits transportés,

I : la largeur de la bande.

La section S est en général proportionnelle au carré de la largeur de la bande et donnée par la formule:

$$S = 0.12 \times (0.9 I - 0.05)^2 \quad (1)$$

Pour éviter la chute des produits, ceux -ci doivent se placer à 5cm à 10cm du bord de la bande.

Si V est la vitesse de la bande, Q le débit volumique, alors :

$$Q = S \times V = 0.12 \times V \times (0.91-0.05)^2$$

Le débit pondéral est :

$$M = Q \times da = 0.12 \times da \times V \times (0.91-0.05)^2 \quad (2)$$

da étant la densité apparente des produits transportés, da = 2 T / m³.

De la formule (2), on tire :

$$V = \frac{M}{0.12 \times da \times (0.91-0.05)^2}$$

Débit maximum M = 0.5 T/h.

En considérant une marge de 10%, on a M = 5*(0.1+1) = 0.55 T/h.

Si on prend la seconde comme unité de temps:

$$M = 1,5 \cdot 10^{-4} \text{ T/s.}$$

$$\text{A.N: } I = 0.500 \text{ m}$$

$$V_{\max} = 4 \cdot 10^{-3} \text{ m/s}$$

b. Puissance du moteur.

La force motrice qui entraîne la bande doit vaincre les deux forces suivantes:

force F_1 : pour la marche à vide de la bande

force F_2 : pour le déplacement de la charge.

avec $F_1 = P (L * M)a$.

$$\text{et } F_2 = \frac{QL}{3.6} * \frac{a}{V} + \frac{QH}{3.6} * \frac{\sin q}{V}$$

où P : poids au mètre linéaire des parties mobiles de la bande,

L : longueur de la bande,

H : la différence de niveau des extrémités,

a : 0.03 coefficient de frottement,

Q : débit de la bande (T/h).

V : vitesse de la bande (m/s).

La force totale est: $F = F_1 + F_2$

$$\text{et la puissance nécessaire est: } w = \frac{FV}{100} \text{ soit } w = PVa \left(\frac{L+40}{100} \right) + \frac{QLa}{360} + \frac{QHsinq}{360}.$$

Pour qu'il y ait effectivement entraînement de la bande (sans glissement), il faut que la puissance réelle w_r consommée par le moteur soit supérieure à 20% de w (due aux pertes inévitables dans les transmissions et les accouplements).

$$w_r = 1.20 w.$$

$$\text{A.N: } P = 1000 \text{ Kg}$$

$$V = 0.14 \text{ m/s}$$

$$a = 0.03$$

$$Q = 0.5 \text{ T/h}$$

$$L = 10 \text{ m}$$

$$H = 3.42 \text{ m}$$

$$q = 20^\circ$$

$$w_r = 2.12 \text{ cv.}$$

V.3.3- Table vibrante.

La table est essentiellement constituée par:

- une caisse vibrante à l'intérieur de laquelle est fixée un panneau de toile métallique;

- un châssis fixe servant de support à la caisse vibrante;

- 4 ressorts amortisseurs interposés entre les châssis et la caisse vibrante;

- deux volants destinés à équilibrer les réactions de l'excentrique.

Les vibrations peuvent être circulaires, elliptiques suivant le type.

Dimensionnement de l'appareil:

. largeur = 1.7 m

. longueur = 3 m.

V.3.4- Les moules.

Nous n'avons pas trouvé de fabricants de moules à parpaings sur place. Il nous est donc nécessaire d'importer ces moules, à raison de 50.000.000 Fmg, l'ensemble pouvant confectionner au moins 130.000 parpaings (source: Béton France Talatamaty).

Cependant, la société SUNTHESIS sise à Imerinafovoany a les compétences et les matériaux nécessaires pour confectionner des moules à tuiles en résine polyester renforcé à la fibre de verre. La fibre de verre permet d'obtenir un moule d'excellente qualité et beaucoup plus résistant que ceux en P.V.C(importés d'Angleterre). La durée de vie de ces moules varie de 5 à 8 ans selon les soins apportés lors de l'utilisation.

V.3.5- Le four.

Très généralement, l'élimination de l'humidité des corps solides se fait par un apport de chaleur, les vapeurs produites sont enlevées par le courant d'air chaud. Toutefois, la déshydratation totale de certains produits, comme les hydroxydes métalliques nécessite un apport de chaleur considérable. Dans ce projet, nous avons jugé préférable d'utiliser un four rotatif pouvant atteindre une certaine température et permettant de calciner nos produits.

Principe de fonctionnement du four:

Le four est un tube cylindrique légèrement incliné par rapport à l'horizontal, tournant à faible vitesse. Il est garni intérieurement de maçonnerie réfractaire.

La matière introduite traverse dans le sens de la pente, tandis qu'une flamme à co ou contre courant issue d'un brûleur assure la réaction dans les conditions de température convenable.

Le four est entraîné en rotation au moyen d'un pignon denté ou à l'aide d'une chaîne liée au moto réducteur. Il est supporté par deux chemins de roulement qui roulent sur des poires de galets.

Système de chauffage:

Les installations de chauffage comprennent:

- un brûleur à combustible liquide,

- deux réservoirs de stockage,

- une pompe,

- les conduites, les tuyauteries,

- un ventilateur,

- les appareils de contrôle,
- un filtre.

Les combustibles utilisés en chauffage sont les fuels.

V.4- Détermination de la quantité des différents intrants dans le processus de fabrication.

V.4.1- Production annuelle.

La détermination du nombre de tuiles et parpaings à produire annuellement est fonction de la demande (marché), de la disponibilité des fonds d'investissement, de la capacité de production des équipements.

a- Productions annuelles brutes.

Pour les tuiles: 2000 tonnes, soit: 1.204.820 unités.

Pour les parpaings: 8000 tonnes, soit : 637.450 unités.

b- Productions annuelles nettes.

La quantité produite nette de production est la quantité annuelle brute diminuée du pourcentage de casse et de rejet dûs à une mauvaise fabrication.

Pour les tuiles: 1.204.820 tuiles - 5% de casse = 1.144.580 tuiles.

Pour les parpaings: 637.450 parpaings - 5% de casse = 605.580 parpaings.

V.4.2- Quantité annuelle de matières premières.

Nous allons estimer les quantités de matières premières requises pour la capacité de production choisie en tenant compte des différents types de produits:

a- Pour les tuiles:

Matières	Unité	Quantité pour 1 tuile	Quantité annuelle (1.204.820)
Latérites calcinées	Kg	0,15	180.723
Ciment	Kg	0,35	421.687
Sable	Kg	1,5	1.807.230
Fibre	Kg	0,005	6025

Tableau N°11: quantité annuelle de matières premières pour la confection de tuiles en fibrociment.

Le choix d'implanter l'usine à Vontovorona, pour la valorisation des latérites serait plus raisonnable étant donné que les produits sont à écouler sur Antananarivo. En effet, même si la quantité de sable est dix (10) fois plus importante que la quantité de latérite nécessaire, une usine implantée à Moramanga, n'engendre que des surplus de transport : Antananarivo-Moramanga pour les latérites et Moramanga-Anatananarivo pour les produits finis. Par ailleurs, les produits finis sont fragiles et des pertes sur routes pourraient être comptées.

b- Pour les parpaings:

Matières	Unités	Quantité pour 1 tuile	Quantité annuelle (637.450)
Latérites calcinées	Kg	1	637.450
Ciment	Kg	1,5	956.175
Sable	Kg	12,5	7.968.125

Tableau N°12: quantité annuelle de matières premières pour la confection de parpaings.

Matières	Unités	Quantité
Latérites calcinées	Kg	818.173
Ciment	Kg	1.377.862
Sable	Kg	9.775.355
Fibre	Kg	6.025

Tableau N°13: quantité annuelle totale de matières premières.

V.5- Mise en place de la nouvelle entreprise.

La mise en place de la nouvelle entreprise nécessite en général des travaux préliminaires avec des durées plus ou moins longues pour leur réalisation. Afin de mener à bien cette dernière, un planning doit être établi.

Les grandes tâches à effectuer sont:

	Durée en mois
a- Obtention des diverses permis	4
b- commande des matériels	5
c- commande des matériaux de construction	3
d- construction d'une piste entre route et site	2
e- Terrassement	2
f- Electricité et eau	1
g- Construction du four	3
h- Construction des batiment	3
i- installation des matériels	2
j- recrutement de la main d'oeuvre	2
k- inspection générale	1

L'ordonnancement de ces différentes tâches est représenté par le diagramme de GANTT.

Ainsi, le diagramme correspondant à notre modèle de mise en place sera représenté par la figure ci-dessous.

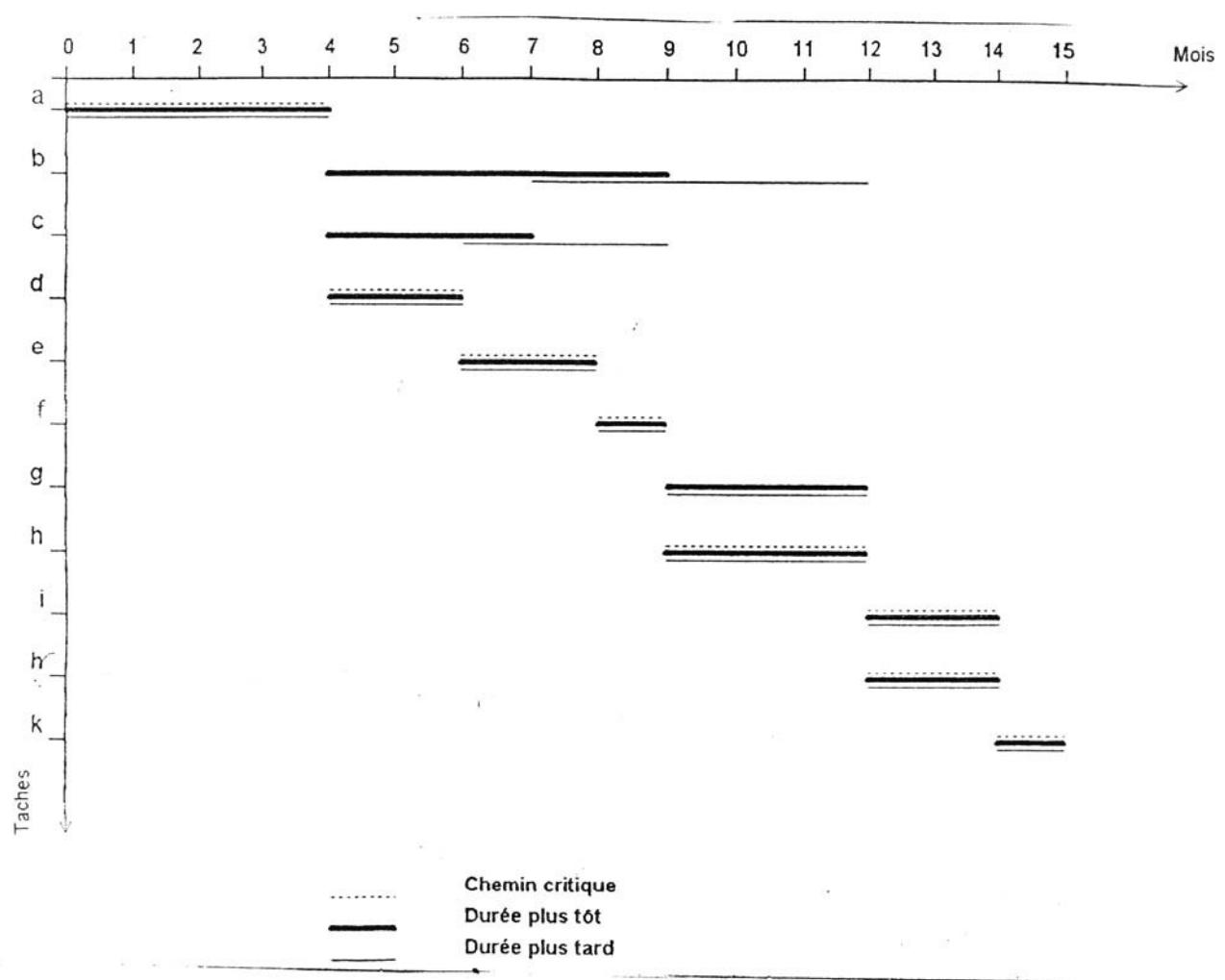


Fig. 10 : Diagramme de GANTT.

V.6- Etude des effets du projet sur l'environnement.

Dans cette étude, nous allons dégager les impacts positifs et négatifs de l'installation de l'entreprise ainsi que les mesures de protection de l'environnement envisagées.

V.6.1- Impacts positifs.

Ils touchent essentiellement l'environnement urbain.

a- Appart socio-économique:

- création d'emploi,
- augmentation du niveau de vie des paysans ouvriers ,
- l'arrivée des parpaings et tuiles peut attirer la population à construire des maisons plus modernes,
- diminution de la consommation du ciment PortLand,
- abandon, retrait sur les activités que les paysans ont effectués auparavant : d'où curité publique et sécurité du personnel, pour empêcher l'existence du conflit social.

b- Impact sur les voies de communication.

- Amélioration des infrastructures routières : réhabilitation des pistes
- Désenclavement

c-Paysage.

L'installation de l'usine entraîne l'évolution paysagère : symbole de développement de la région.

V.6.2- Impacts négatifs.

a- Sur le milieu humain :

les poussières et les bruits dus à l'utilisation des différentes machines (pelles, dumpers, broyeur, ...) peuvent gêner la population environnante ainsi que les ouvriers travaillant sur place.

b- Sur le milieu naturel

- Impact visuel : les dépôts des stériles et morts terrains modifient les configurations superficielles du passage
- Hydrologie: le ruissellement des eaux de pluies chargées de poussières vers les milieux vallonnés et des bas fonds jusqu'à la rivière entraînent la pollution fluviale.

V.6.3- Mesures de protection de l'environnement.

a- Paysage.

- Limitation des impacts visuels : implantation d'un écran artificiel par exemple montée de terre et végétation (arbre, gazon).

b- Poussières.

Pour supprimer la diffusion de poussières lors du passage du dumpers et des autres moyens de transport sur la route en terre, il serait intéressant d'effectuer une stabilisation par la chaux de cette route. Cela devrait être suivi d'arrosage des pistes tout au long de la saison sèche

c- Bruits.

- Isoler dans un hangar les machines qui peuvent occasionner de bruits (broyeurs, convoyeurs à bandes, groupe électrogène)
- Faire porter des masques aux ouvriers.

V.6.4- Remise en état du site.

a- Objectif.

Adapter le site aux équilibres biologiques de l'écosystème environnant aussi bien qu'à sa réutilisation à des fins socio-économiques.

b- Modalité de la remise en état.

Ce processus se fait en fonction de la grandeur et de la durée de l'exploitation à faire

:

- reprofilage léger à l'aide de pelles et barre à mine afin que le terrain exploité ait une allure planiforme sans présenter de dénivellation favorisant les érosion et les lavaka,
- affectation des morts terrains et stériles pour l'aménagement des pistes,
- ré colonisation végétale en plantant des espèces végétales dans un cadre de restauration floristique.

Chapitre VI : EVALUATION ECONOMIQUE

VI.1- Introduction.

Le tonnage de latérites à exploiter par an, les techniques et les moyens appropriés pour l'obtention de matériaux de construction à base de latérites activées, nous permettent d'analyser les coûts pour la réalisation du projet.

Cette partie sera divisée en deux grands paragraphes :

- l'évaluation financière;
- l'évaluation socio-économique.

VI.2- Evaluation financière.

L'évaluation financière nécessite la détermination des investissements totaux (investissements fixes et fonds de roulement). Elle a pour objectif fondamental le calcul de la rentabilité financière ou économique de l'opération.

VI.2.1- Personnel.

VI.2.1.2- Organigramme de la nouvelle entreprise.

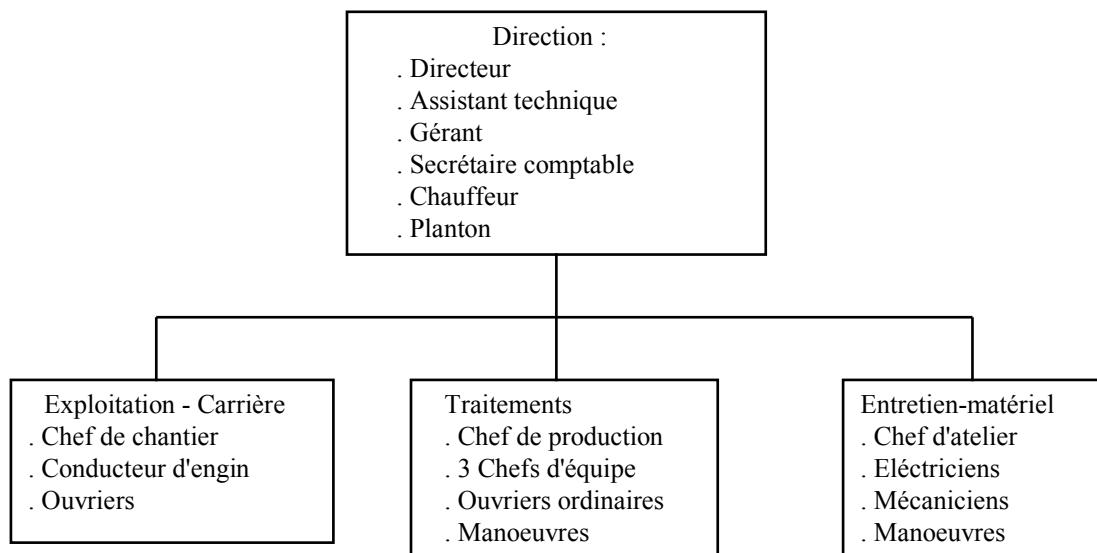


Fig 11 : organigramme de la nouvelle entreprise

VI.2.1.2- Ventilation du frais du personnel (Source : J.O.R.M. du 24-02-1997).

a- Personnel opérationnel.

Opération - tâches	Nombre de poste/jour	Nombre total d'ouvrier	Qualification	Indice	Salaire mensuel	Salaire annuel
Exploitation						
. Chef de chantier	1	1	OP2B-5A	1835	224.237	2.690.844
. Conducteur (pelle hydraulique)	1	1	OS2-2B	1150	140.536	1.685.432
. Conducteur (dumper)	1	1	OS1-2A	1090	133.204	1.598.448
. Chauffeur (4x4)	1	1	OS2-2B	1150	140.566	1.686.432
. Ouvriers	1	2	M2-1B	1050	250.496	3.005.952
Traitements						
. Chef de production	1	1	OP3-5B	2160	263.947	3.167.364
. Chef d'équipe	1	3	OP2B-5A	1835	672.711	8.072.532
. Ouvriers ordinaires	1	4	OS1-2A	1090	532.816	6.393.792
. Manœuvres spécialisés	1	6	M2-1B	1025	751.488	9017.856
. Manœuvres ordinaires	1	16	M1-1A	995	1.945.456	23.345.472
Atelier						
. Chef d'atelier	1	1	OP2B-5A	1835	224.237	2.690.844
. Electricien	1	1	OS3-3A	1225	149.688	1.796.256
. Mécanicien	1	1	OS3-3A	1225	149.688	1.796.256
. Aide-mécaniciens	1	2	OS1-2A	1090	266.408	3.196.896
TOTAL	-	41		-	5.845.448	70.145.376

b- Personnel administratif et cadres.

TACHES	Nombre	Qualification	Indice	Salaire mensuel	Salaire annuel
Directeur	1	HC	-	600.000	7.200.000
Assistant technique	1	HC	-	350.000	4.200.000
Gérant	1	HC	-	400.000	4.800.000
Secrétaire comptable	1	-	-	250.000	3.000.000
Chauffeur	2	OS2-2B	1150	281.072	3.372.864
Planton	1	M2-MB	1025	125.248	1.502.976
Gardien	2	M2-MB	125	254.196	3.005.952
Femmes de peine	2	M1-1A	995	243.182	2.918.184
TOTAL	11	-	-	4.499.998	29.999.976

Tableau n° 14 : ventilation du frais de personnel

VI.2.1.3- Charges sociales.

Dans les charges sociales sont compris les congés payés, les frais médicaux, les cotisations à la CNAPS et à l'OSTIE ou autres.

Les charges sociales se définissent de la manière suivante :

$$CS = \text{salaire} \times 20\%$$

Pour le personnel administratif:

$$CS = 29.999.976 \times 0,2 = 5999.995 \text{ Fmg}$$

Pour le personnel opérationnel :

$$CS = 70.145.376 \times 0,2 = 14.029.075 \text{ Fmg}$$

VI.2.1.4- Frais du personnel.

Frais du personnel $F_p = CS + \text{salaire}$

$$F_p (\text{annuel}) = 120.174.422 \text{ Fmg}$$

$$F_p (3 \text{ mois}) = 30.043.605 \text{ Fmg}$$

VI.2.2- Clé de répartition.

Nous adoptons la clé de réparation des dépenses d'investissements ci-après

Désignation	Monnaie locale	Dévise
. Construction	60%	40%
. Matériel de fabrication :		
- Local	83%	17%
- Importé	23%	77%
. Lubrifiant et carburant	80%	20%

Tableau n° 15 : clé de répartition des investissements

VI.2.3- Tableau des investissements.

Nous évoquons dans ce tableau les matériels et équipements prévus pour la réalisation du projet, les constructions en génie civil et les divers imprévus. Les dépenses en investissement y sont également indiquées.

DESIGNATION	SOURCE		Monnaie locale (10 ³ fmg)	Devise
I- Terrain domanial			40.000	
II- Investissement en construction :				
- Bâtiment administratif			15.360	10.240
- Hangar de séchage			72.000	48.000
- Stockage			30.000	20.000
- Bassins (5 unités)			1350	900
- Dépôt carburant			1500	1000
- Logement gardien			3240	2160
- Imprévus (5% de la construction)			6172	4115
		Sous-partiel	-----	-----
		Sous-total	169.622	86.415
			256.037	
III- Investissement en matériel				
A. Matériels roulants				
- Pelle hydraulique M312	Henri Fraise		154.100	515.900
- Dumper THWAITES	SOCIMEX		9.853	32.986
- Voiture 4x4 Mitsubishi L2004WD Double cabine	SOCIMEX		28.290	94.710
- Camion Nissan	MADAUTO		18.400	61.600
B- Matériels de traitement et autres				
- Four	CNRIT		282.200	57.800
- Broyeur	CNRIT		11.500	38.500
- Table vibrante	Estimation personnelle		16010	5.390
-			6.857	22.958
- Convoyeur à bandes	SOCIMEX		805	2.695
- Moto pompe YP30GN	Descours et		1591	5.328
- Groupe électrogène	Cabaud		33.925	113.575
- Moules			338.48	1.3267
- Frais de transport et de montage 10% B			54.912	83.786
- Imprévus 10% (A + B)			-----	-----
		Sous partiel	604.039	921.653
		Sous total	1.525.692	

IV - Investissement divers				
- Equipements de bureaux		3.000		2000
- Frais préparationnels (Infrastructure, terrassement...)		34.000		
- Frais d'établissement		5000		
	Sous partiel	-----	-----	
	Sous total	42.000	2000	
			44.000	
V- Fonds de roulement				
- Frais du personnel (3 mois)		3.044		
- Pièces de rechange (15% équipement matériel)		90605	1.38.247	
- Matière consommables (2 mois)		243.614		
- Carburant et lubrifiant (2 mois)		10.664		
- Divers - Impévus (15% du fonds de roulement)		56.239	20.737	
		-----	-----	
		431.166	158.984	
			590.150	

TABLEAU DES INVESTISSEMENTS

DESIGNATION	MONNAIE LOCALE (10 ³ fmg)	DEVISE (10 ³ fmg)
Investissements totaux		
- Terrain domania	40.000	
- Investissement en construction	169.622	86.415
- Investissement matériel	604.039	921.653
- Investissement divers	42.000	2000
- Fonds de roulement	431.166	158.984
	-----	-----
Total partiel	1.286.827	1.169.052
Sous total		2.455.879
Intérêt intercalaire (Cf. Annexe)		1.020.150
Totaux		3.476.029
Capital propre	816.302	
Crédit intérieur	1072.356	
Crédit extérieur		1.587.371

Tableau n° 16 : Tableau des investissements.

VI.2.4- Répartition annuelle des amortissements en 10³ FMG.

DESIGNATION	Valeur	Année d'amortissement	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4
- Terrain domanial	40.000	20	2000	2000	2000	2000
- Construction	256.037	20	128.01,8 5	128.01,8 5	128.01,8 5	128.01,8 5
- Matériels roulants	915.839	10	915.83,9	915.83	915.83	915.83
- Matériels de traitements	584.734	10	58.473,4	58.473,4	58.473,4	58.473,4
- Frais de transport + montage	47.115	5	9423	9423	9423	9423
- Frais préparationnels	34.000	5	6800	6800	6800	6800
- Equipements de bureau	5000	10	500	500	500	500
- Frais d'établissement	5000	5	1000	1000	1000	1000
- Intérêts intercalaires	1.020.150	10	1.02.015	1.02.015	1.02.015	1.02015
- Amortissement total	2.985.879		284.597, 15	284.597, 15	284.597, 15	284.597, 15
Productions en tonnes			8000	9500	10.000	10.000
Amortissement par tonne			35,6	29,95	28,4	24,4

Tableau n° 17 : tableau des amortissements.

Année 5	Année 6	Année 7 à 9	Année 10	Année 11	Années 12 à 18	Année 19	Année 20
2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
12801,85	12801,85	12801,85	12801,85	12801,85	12801,85	12801,85	12801,85
91583,9	91583,9	91583,9	91 583,9				
584.73,4	584.73,4	584.73,4	58 473,4				
9 423							
6 800							
500	500	500	500				
102 015	102 015	102 015	102 015				
284 597,15	267.374,15	267.374,15	14.801,85	14.801,85	14.801,85	14.801,85	14.801,85
10 000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000
28,4	26,7	26,7	1,48	1,48	1,48	1,48	1,48

VI.2.5- Aspect financier.

VI.2.5.1- Schéma de financement.

En raison du calcul établi précédemment, le schéma de financement serait le suivant :

Ressources (10^3 fmg)

- Capital propre	876.302
- Crédit intérieur :	1.072.356
Taux intérêt :	30%
Differé :	1 an
Durée de remboursement :	5 ans
- Crédit extérieur	1.587.371
Taux intérêt :	22%
Differé :	2 ans
Durée de remboursement :	10 ans
TOTAL	3.476.029

Emploi (10^3 fmg)

- Investissement industriel	1.865.729
- Intérêts intercalaires	1.020.150
- Fonds de roulement	590.150

TOTAL	3.476.029

VI.2.5.2- Remboursement des emprunts.

(cf tableau n°18)

VI.2.6- Calcul du prix de revient prévisionnel.

Pour voir les variations des prix de revient, nous essayerons de calculer le prix de revient relatif aux trois premières années, ceci à titre de comparaison.

Pour ce faire, nous allons d'abord établir le tableau donnant l'utilisation du fonds de roulement en fonction de la capacité de production.

Année d'opération	1	2	3
Utilisation de la capacité (%)	80	95	100
% Fond de roulement	85	95	100
Montant nécessaire (10^3 fmg)	501627,5	560.150	590.150

Tableau n° 19 : Utilisation des fonds de roulement en fonction de la capacité de production.

VI.2.5.2- Remboursement des emprunts (en 10³ Fmg).

Année	0	1	2	3	4	5
Local						
- Remboursement principal			214.471,2	214.471,2	214.471,2	214.471,2
- Solde	1072356	1072356	857.884,8	643.413,6	428.942,4	214.471,2
- Intérêt		32.1706,8	34706,8	257365,44	193024,08	128882,72
Extérieur						
- Remboursement principal				158737,1	158737,1	158737,1
- Solde	1.587.371	1.587.371	1.587.371	1.428.633,9	1.269.896,8	1.111.159,7
- Intérêt		349.221,6	349.221,6	349.221,6	314.299,5	279.377,3
Total						
- Remboursement principal			214.471,2	373.208,3	373.208,3	373.208,3
- Intérêt	1.20150 **	670928,4	670928,4	670928,4	507323,58	408060,02
- Frais fianancier *		670928,4	885399,6	979795,34	880531,88	581268,32

(*) Frais financiers = remboursement principal + interêt.

(**) Frais intercalaire.

Tableau N° 19: remboursement des emprunts.

6	7	8	9	10	11	12
214471,6						
64341,36						
158737,1	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1
952422,6	993685,5	634948,4	476211,3	317474,2	158737,1	
244455,1	209332,9	1746108	139688,6	104766,5	69844,3	34922,2
373208,3	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1	158737,1
30879666,4 6	209532,9	174610,8	139688,6	104766,5	69844,3	34922,2
682004,76	368290	333347,9	298425,7	263503,4	228581,4	193659,3

La production mensuelle est de :

$$\begin{array}{r} 10.000 \\ \hline \quad \quad \quad \times 24 = 857,14 \text{ T} \\ \hline 280 \end{array}$$

Dépenses en fonds de roulement mensuelles

$$\text{- Frais de fonctionnement/tonne} = \frac{\text{Dépenses en fonds de roulement mensuelles}}{\text{Production mensuelle}}$$

Calcul de la dépense en fonds de roulement mensuelle (10^3 fmg):

- Frais du personnel	10.015
- Pièce de rechange	3.814,2
- Utilité (matières premières + lubrifiant et carburant)	127.139
- Imprévus (15% des dépenses)	25.145,23
<hr/>	
TOTAL	162.113,43

Amortissement annuel

$$\text{- Amortissement/tonne} = \frac{\text{Amortissement annuel}}{\text{Production annuelle}} \quad (\text{cf tableau n°17})$$

$$\text{- Intérêt / tonne} = \frac{\text{Intérêt des emprunts}}{\text{Production annuelle}}$$

- Prix de revient brut (hors intérêt) = Frais de fonctionnement + Amortissement
- Prix de revient net = Prix de revient brut + Intérêt

PRIX DE REVIENT (10^3 fmg/tonne):

Rubriques	1 ^{ère} année	2 ^{ème} année	3 ^{ème} année
. Production (tonnes)	8000	9500	10.000
. Amortissements	35,6	29,95	28,4
. Frais de fonctionnement	238,4	199,08	189,1
. Prix de revient brut	274	229,03	217,5
. Intérêt	83,86	70,62	60,658
. Prix de revient net	357,86	299,65	278,158

Tableau n° 21 : Calcul du prix de revient

A la première année de croisière, le prix de revient s'élève à 278158 fmg la tonne.

En incluant une marge bénéficiaire de 20%, le prix de vente sera :

$$PV = PRT (1 + M)$$

$$PV = 278,158 \times 1,2$$

$$PV = 333.787 \text{ fmg/tonne.}$$

VI.2.7- Bénéfices comptables.

Divers bénéfices comptables entrent dans l'étude de la rentabilité financière ou commerciale (cf. Annexe).

Ces bénéfices sont représentés sur le tableau du compte d'exploitation prévisionnel.

VI.2.8- Compte d'exploitation prévisionnelle.

(cf. Tableau n° 22)

VI.2.9- Plan de financement et d'investissement.

(cf tableau n° 23)

VI.3- Evaluation socio-économique.

VI.3.1- Valeur ajoutée: VAj.

VI.3.1.1- Définition

La valeur ajoutée est un paramètre de gestion des entreprises qui montre la participation effective de ces dernières aux performances économiques nationales, le produit intérieur brut (P.J.B.) d'un pays étant la somme des valeurs ajoutées de ces entreprises.

VI.3.1.2- Calcul de la valeur ajoutée (en année de croisière).

La valeur ajoutée se calcule par deux méthodes différentes.

a- Méthode indirecte : rémunération des facteurs

F : Frais du personnel

I.E. : Intérêts sur les emprunts

A: Dotation de l'entreprise aux amortissements

I : Impôt et taxes

R : Résultat net d'exploitation après impôts

Valeur ajoutée = F + I.E. + A + I + R

Application numérique (en 10³ fmg) :

F = 120.174,4

IE = 979.795,3

A = 287.597,1

I = 133.697,6

R = 188.465,3

VAj = 1.709.729,8

VI.2.8- Comptes d'exploitation prévisionnelle (en 10³ fmg).

Rubrique\Année	1	2	3	4	5	6
Production (Tonnes)	8000	9500	10.000	10.000	10.000	10.000
Vente hors TVA (333,79/T)	2.670.296	3.170.976,5	3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870
Consommations intermédiaires	1.302.512,16	1.546.933,19	1.628.140,2	16.28.140,2	16.28.140,2	16.18.140,2
Frais du personnel	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422
Intérêts sur les emprunts	690.928,4	690.928,4	606.589,04	507.323,58	408.060,02	308.796,46
Amortissement	289.599,15	289.591,15	287.597,15	189.591,15	587.591,15	269.374,15
Coût de production	2.381.212,13	2.625.433.162	2.642.498,812	2.543.235,352	2.443.971,792	2.324.485,232
Bénéfice brut de production BB	289.083,86	545.543,338	695.371,188	794.634,648	893.898,208	1.013.384,768
Amortissement fiscal : 10% BB ²	28.908,386	575.54,334	69.537n,119	79.463,465	89.389,821	101.338,477
Bénéfice imposable BI	260.175,48	490.989,004	625.834,069	715.171,183	804.508,387	912.046,291
Impôt 35 % BI	91.061,418	171.846,151	299.041.924	250.309,914	281.577,935	319.216,202
Bénéfice net après impôts BN	169.114,062	319.142,853	406.792,145	461.861,269	522.930,45	502.830,089
Résultat net cumulé	169.114,06	488.256,013	895.049,058	1.359.910,327	1.882.840,77	2.475.670,866
Cash flow net	456.911,21	606.739,985	694.389,295	752.458,419	810.527,6	860.204,239

Tableau N° 21: Comptes d'exploitation prévisionnelle.

7	8	9	10	11	12	13 à 19	20
10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000	10.000
3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870	3.337.870
1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2	1.628.140,2
120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422	120.174,422
209.532,9	174.610,8	139.688,6	104.776,5	69.844,3	34.922,2		
269.374,15	269.374,15	269.374,15	269.374,15	14.801,85	14.801,85	14.801,85	14.801,85
2.225.221,672	2.190.299,572	2.155.377,372	2.120.455,272	1.832.960,772	1.798.038,672	1.763.116,472	1.763.116,472
1.112.648,328	1.147.570,428	1.182.492,628	1.217.414,728	1.504.909,228	1.539.831,328	1.474.553,528	1.574.553,528
111.264,833	114.757,043	118.249,263	121.741,473	150.490,923	153.983,133	157.475,353	157.475,353
1.001.383,495	1.032.813,385	1.064.243,365	1.095.673,255	1.554.418,305	1.385.848,195	1.417.261,975	1.417.261,975
350.484,223	691.484,685	372.485,178	383.485,639	474.046,407	485.046,868	496.041,601	496.041,691
650.889,272	691.318,700	691.758,189	712.187,616	880.371,898	900.801,327	921.220,284	921.220,284
3.126.560,138	3.797.888,838	4.489.647,025	5.201.834,641	6.082.206,539	6.983.007,866		13.431.549,854
918.263,422	938.702,85	959.132,339	979.561,766	895.173,748	915.602,177	936.022,134	936.002,134

VI.2.9- Plan de financement et d'investissement.

Rubrique\Année	0	1	2	3	4	5
1- Ressource						
- Capital	816.302					
- Emprunt local	1.072.356					
- Emprunt extérieur	1.587.371					
- Cash flow net		456.711,21	606.739,585	694.389,295	752.458,419	810.427,6
TOTAL 1	3.476.029	456.711,21	606.739,585	694.389,295	752.458,419	810.5027,6
2- Emploi						
- Investissements	1.865.729					
- Fonds de roulement	590.150					
- Intérêts intercalaires	1.020.150					
- Remboursement des emprunts			214.471,2	373.208,3	373.208,3	373.208,3
TOTAL 2	3.476.029		214.471,2	373.208,3	373.208,3	373.208,3
Solde trésorerie		456.711,21	392.268,785	321.180,995	379.250,119	437.319,3
Trésorerie cumulée		456.711,21	846.979,995	1.170.160,99	1.549.411,109	1.986.530,40

Tableau N° 22: Plan de financement et d'investissement.

6	7	8	9	10	11	12	20
860.204,239	918.263,422	938.702,85	959.132,339	979.561,766	895.173,748	915.603,177	936.023,13	936.002,134
860.204,239	918.263,422	938.702,85	959.132,339	979.561,766	895.173,748	915.603,177	936.023,13	936.002,134
373.208,3	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1		
373.208,3	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1	158.737,1		
486.995,939	759.526,322	779.965,75	800.395,239	820.824,666	736.436,648	756.866,077	936.022,13	936.022,134
2473.726,34	3.233.252,6	4.013.218,4	4.813.613,65	5.634.438,32	63.70.874,973	7.127.741,01		19.979.995,94
8	7	2	9	5				8

b- Méthode directe.

VAj : chiffre d'affaires (C.A.) - Consommation intermédiaire (C.J.)

Application numérique (en 10³ fmg):

$$\text{C.A.} = 3.337.870$$

$$\text{C.I.} = 1.628.140,2$$

$$\text{Vaj} \quad 1.709.729,8$$

VI.3.2- Critères simple de rentabilité prévisionnelle.

Tous les calculs qui vont suivre sont établis pendant l'année de croisière ; et les chiffres ci-après sont en 10³ fmg.

VI.3.2.1- Taux de marge.

a- Taux de marge brute.

$$T_{mb} = \frac{\text{Bénéfice brut}}{\text{Chiffres d'affaire (C.A.)}}$$

$$\text{A.N. : } T_{mb} = \frac{695.371,18}{3.337.870} = 0,21$$

donc 21 % des recettes sont constitués par le bénéfice brut.

b- Taux de marge nette.

$$T_{mn} = \frac{\text{Bénéfice net après impôts}}{\text{C.A. (hors taxe)}}$$

$$\text{A.N. } T_{mn} = \frac{406.792,144}{3.337.870} = 0,122$$

Cela veut dire que 12,2 % des recettes sont constituées par le bénéfice net. Le taux de marge net accepté par l'état se situe entre 12% et 20%.

VI.3.2.2- Taux de rentabilité.

a- Taux de rentabilité de l'investissement total par rapport au bénéfice brut:Tri

$$Tri = \frac{\text{Bénéfice brut}}{\text{Investissement total}}$$

$$\text{A.N: } T_{mb} = \frac{695.371,188}{3.476.029} = 0,20$$

Cela signifie que 100 fmg d'investissement dégagent 20 fmg de bénéfice brut.

b- Taux de rentabilité de l'investissement total par rapport au bénéfice net

$$T_{rc} = \frac{\text{Bénéfice net}}{\text{Investissement total}}$$

$$\text{A.N. } T_{mb} = \frac{406.792,144}{3.337.870} = 0,12$$

Cela veut dire que 100 fmg d'investissement dégagent 12 fmg de bénéfice net.

VI.3.2.3- Productivité économique.

$$Pe = \frac{\text{Bénéfice net}}{\text{Valeur ajoutée}}$$

$$\text{A.N. } Pe = \frac{406.792,144}{1.709.729,8} = 0,24$$

Le bénéfice net contribue à 24 % de la formation de la valeur ajoutée.

VI.3.2.4- Autonomie financière.

$$Af = \frac{\text{Capital propre}}{\text{Total des dettes}}$$

$$\text{A.N. } Af = \frac{816.302}{2.659.727} = 0,31$$

Cela signifie que la part du capital propre dans les dettes est de 31 %.

VI.3.2.5- Ratio d'affectation de la valeur ajoutée.

a- Part du groupe salarié.

$$Ps = \frac{\text{Frais du personnel}}{\text{Valeur ajoutée}}$$

$$\text{A.N: } Ps = \frac{120.174,422}{1.709.728,8} = 0,07$$

Cela signifie que les frais du personnel représente 7 % de la valeur ajoutée

b- Part de l'Etat.

$$PE = \frac{\text{Impôt sur bénéfice}}{\text{Valeur ajoutée}}$$

$$\text{A.N: } PE = \frac{219.041,92}{1.709.729,8} = 0,13$$

Ceci signifie que la part de l'Etat représente 13% de la valeur ajoutée.

VI.3.2.6- Calcul du point mort (année de croisière).

a- En pourcentage de la capacité

$$P_m = \frac{\text{Charges fixes totales}}{\text{Chiffres d'affaires - charges variables totales}}$$

* Charges fixes totales : cft (en 10³ fmgt).

- Amortissements	287.597,15
- Assurance	53.451,8
- Frais divers de gestion (FDG)	2.000
- du personnel	120.174,422

	TOTAL
	463.223,372

* Charges variables totales CVT (en 10³ fmgt).

- Matières consommables	1.525.668
- Pièces de rechange	45.770,4
- Entretien	750
- Impôts sur bénéfice	219.041,92.

	TOTAL
	1.791.230,32

$$P_m = \frac{463.223,372}{3.337.870 - 1.791.230,32} = 29,95 \%$$

b- En volume monétaire

$$\begin{aligned} AN & \quad V_o = P_m \times CA \\ & \quad V_o = 0,2995 \times 3.337.870.10^3 \\ & \quad V_o = 999.692,065.10^3 \text{ fmg} \end{aligned}$$

La valeur du point mort est sensiblement égale à la moyenne. On peut donc dire que le projet est rentable au point de vue financière ou commerciale.

VI.3.3- Etude de sensibilité du point mort.

1^{er} cas: Prix de revient = Prix de revient à l'année de croisière avec marge bénéficiaire 25%.

Le Prix de vente est donc : 347.697,5 Fmg/T. Or, à l'année de croisière la production annuelle est de 10.000 T.

Le chiffre d'affaires de l'entreprise sera :

$$CA_1 = 347.697,5 \times 10.000 = 3.476.975.10^3 \text{ fmg.}$$

$$\text{et le point mort } Pm_1 = \frac{Cft}{CA_1 - \omega t}$$

$$\begin{aligned} Cft & = 463.223,372.10^3 \text{ fmg.} \\ CVt & = 1.791.230,32.10^3 \text{ fmg.} \end{aligned}$$

$$Cft = 463.223,372.10^3 \text{ Fmg}$$

$$CVt = 1.791.230,32.10^3 \text{ Fmg}$$

$$pm_1 = 0,2747$$

L'augmentation du prix de vente, en incluant une marge bénéficiaire de 25% au prix de revient, n'aurait qu'une moindre influence sur le point mort(2,48%).

2^{ème} cas: prix de vente = prix de revient 1^{ère} année avec marge bénéficiaire 20%.

Le prix de vente du produit est alors : 429.432 fmg/T.

Le chiffre d'affaires de l'entreprise sera donc :

$$CA_2 = 429.432 \times 10.000 = 4.294.320.10^3 \text{ fmg.}$$

d'où $Pm_2 = 0,1850$.

On constate qu'en augmentant le prix de vente, on aura aussi une augmentation du point mort.

VI.3.4- Actualisation.

VI.3.4.1- Raison d'actualisation des avantages.

L'évaluation du projet doit tenir compte du facteur temps car l'investissement ne porte ses fruits qu'après un certain laps de temps. Il faudra alors actualiser les différents avantages et coûts pour ramener leur valeur au temps effectivement prévu pour la réalisation du projet.

VI.3.4.2- Période d'actualisation.

Dans certain cas le choix de la période à considérer pour le calcul d'actualisation est un problème.

Dans notre cas, on a choisi comme période d'actualisation, les 15 premières années de l'exploitation.

VI.3.4.3- Calcul de bénéfice actualisé: B.

$$B = \sum_{t=0}^r \frac{B_t}{(1+i)^t}$$

Avec B_t : bénéfice à l'instant t .

$$\frac{1}{(1+i)^t} = \text{coefficient d'actualisation}$$

i : taux d'actualisation

n : période d'actualisation

VI.3.5- Taux de rendement interne: TRI.

Le taux de rendement interne est la valeur du taux d'actualisation i pour laquelle le bénéfice actualisé est nul.

R : recettes,

C : dépenses réelles (hors amortissement).

On peut donc écrire :

$$V_{AC} = \sum_{t=0}^n \frac{R - C}{(1 + r)^t} = 0.$$

VI.3.5.1- Calcul du taux de rendement interne : TRI.

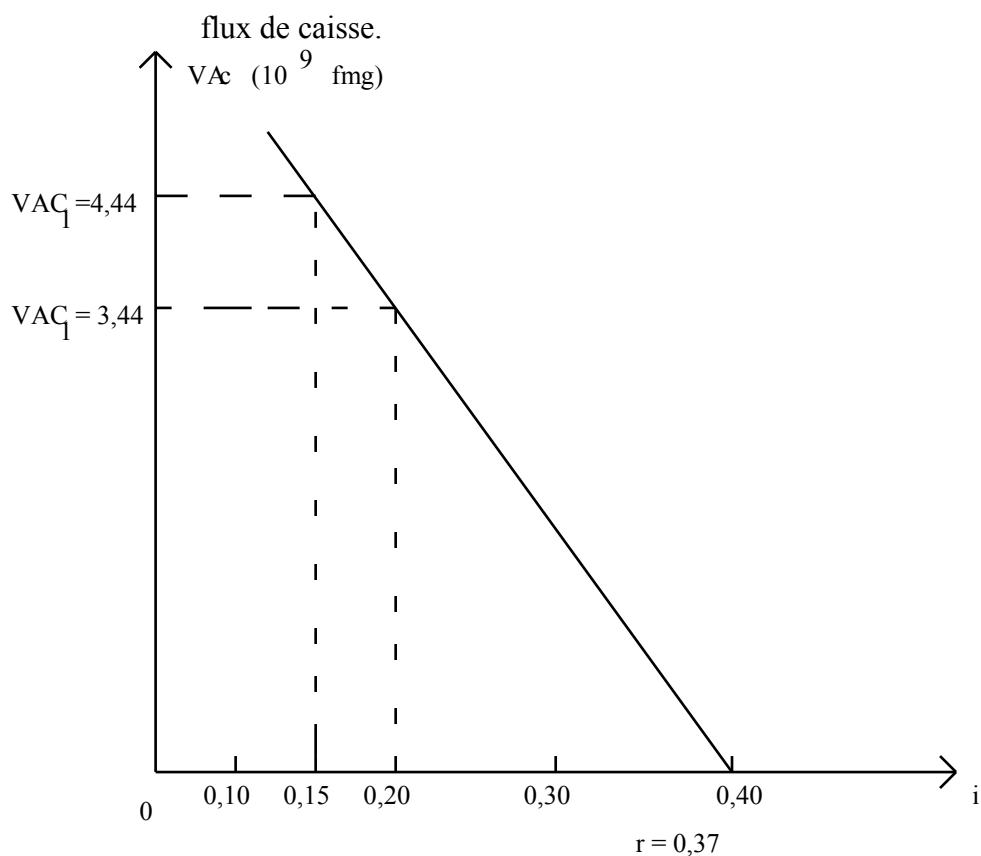
Tableau d'actualisation du cash flow net:

ANNEE	CASH-FLOW NET (10 ³ fmg)	1/(1+i) ^t (i = 0,15)	VAC ₁	1/(1+i) ^t (i = 0,20)	VAC ₂
1	456.711,21	0,869	396.882,04	0,833	380.440,43
2	606.739,985	0,756	458.695,42	0,694	421.077,54
3	694.389,295	0,657	456.213,76	0,579	402.051,4
4	752.458,419	0,572	430.406,21	0,484	364.189,8
5	810.527,6	0,497	402.832,21	0,402	325.832,095
6	860.204,239	0,432	371.608,231	0,335	288.168,42
7	918.263,422	0,376	345.267,046	0,279	256.195,494
8	938.702,85	0,327	306.955,831	0,233	218.717,76
8	959.132,339	0,284	272.393,584	0,194	186.071,673
10	979.561,766	0,247	241.951,756	0,162	158.689,0
11	895.173,748	0,215	192.462,355	0,135	120.848,45
12	915.603,177	0,187	171.217,794	0,112	102.547,55
13	936.022,134	0,163	152.571,607	0,093	87.050,058
14	936.022,134	0,143	133.851,165	0,078	73.009,726
15	936.022,134	0,123	115.130,722	0,065	60.841,438
			4.448.439,7		3.445.730,85

Pour la méthode graphique ou géométrique, on prend deux valeurs i_1 et i_2 du taux d'actualisation tel que : $|i_1 - i_2| \leq 5\%$:

$i_1 = 15\%$ et $i_2 = 20\%$.

Figure n° 12: résolution graphique du calcul du taux de rendement interne : TRI relatif au flux de caisse.



D'après la résolution graphique : $r = 0,37$.

b- Méthode géométrique.

Les triangles AC_r et BD_r étant semblables, on peut écrire:

$$\frac{Cr}{Dr} = \frac{AC}{BD} = \frac{VAC_1}{VAC_2} \quad \text{or} \quad \frac{Cr}{Dr} = \frac{CO + Or}{DO + Or}$$

avec $OC = i_1$ et $OD = i_2$.

$$\frac{VAC_1}{VAC_2} = \frac{Or + OC}{Or + OD} = \frac{Or - i_1}{Or - i_2}.$$

$$r = \frac{VAC_1 \times i_2 - VAC_2 \times i_1}{VAC_1 - VAC_2}$$

Application numérique :

$$VAC_1 = 4.448.439,7$$

$$VAC_2 = 3.445.730,85$$

$$i_1 = 15\%$$

$$i_2 = 20\%$$

$$4.448.439,7 \times 0,2 - 3.445.730,85 \times 0,15$$

$$r = \frac{4.448.439,7 - 3.445.730,85}{4.448.439,7 \times 0,2 - 3.445.730,85}$$

$$r = 0,371$$

D'où $r = 37,1\%$.

VI.3.6- Délai de récupération : Dr.

Le délai de récupération se définit comme étant le temps au bout duquel les dépenses d'investissement déboursées par l'entreprise lui seront retrouvées, c'est à dire au bout de ce temps la somme des recettes est égale à celle des dépenses.

$$D_r = \frac{1}{r}$$

$$AN : D_r = \frac{1}{0,371} = 2 \text{ ans et 8 mois.}$$

VI.3.7- Coefficient d'intégration: Ci.

Ce coefficient est le quotient de la totalité des frais dépensés sur place à Madagascar pour les matières premières, main d'œuvre, frais industriels, administratifs et commerciaux, par l'ensemble de ces frais augmentés de tous les autres frais effectués hors de Madagascar.

$$Ci = \frac{\text{Frais sur place}}{\text{Frais sur place} + \text{frais extérieurs}}$$

$$AN : Ci = \frac{2.264.485,862}{2.264.485,862 + 646.205,1}$$

$$Ci = 77,79 \%$$

Dans notre cas, le coefficient d'intégration est largement supérieur à 50%. On a alors un projet intégré (c'est à dire que le projet essaie de valoriser les impôts locaux).

VI.3.8- Indicateur de rentabilité socio-économique: ISe.

Par définition, l'indicateur de la rentabilité socio-économique est le rapport entre la valeur ajoutée réalisée par les dépenses d'investissement total :

$$ISe = \frac{VAj}{Inv \ total}$$

$$AN : ISe = \frac{1.709.729,8}{3.476.029} = 0,49.$$

Ceci implique que 100 Fmg d'investissement rapportent à la nation 49 Fmg.

VI.3.9- Flux des ressources.

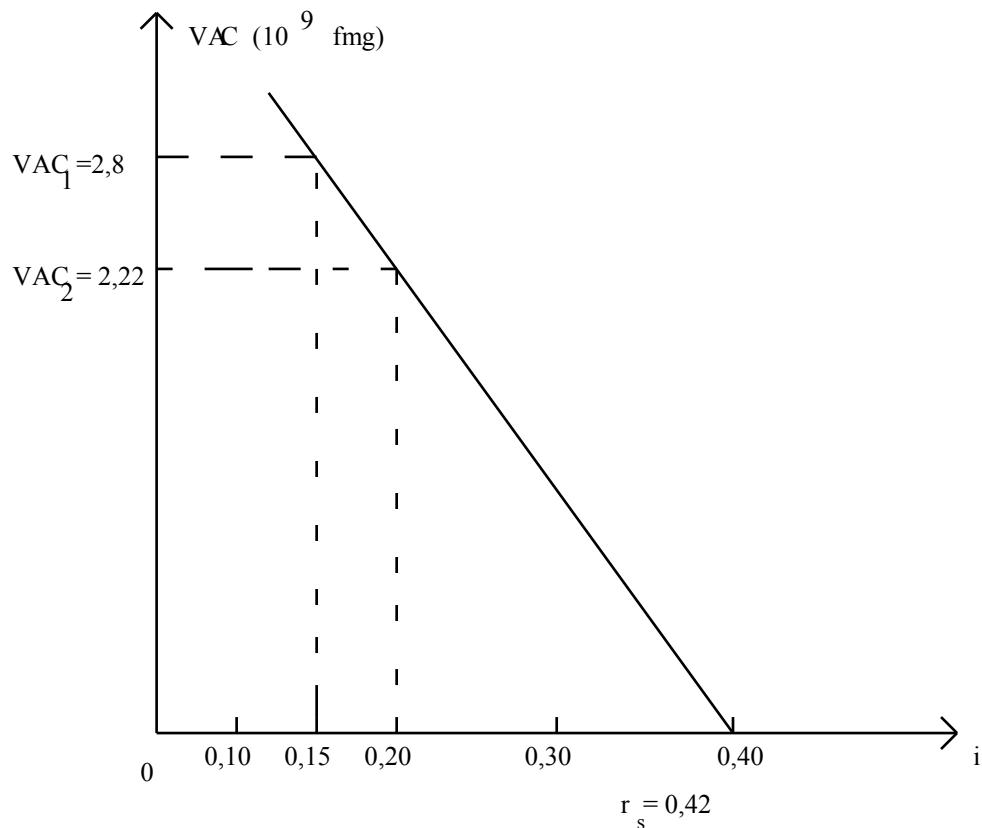
VI.3.9.1- Définition et utilisation

Le principe de calcul est le même que celui du calcul du flux de caisse (cash flow). Le taux de rendement interne relatif au flux de ressources n'a pas le même sens que celui du rendement interne.

VI.3.9.2- Calcul du taux de rendement interne relatif au flux de ressources : rs

ANNEE	Trésorerie	$1_1 = 15\%$	VAC_1	$1/(1+i)^t$ ($i = 0,20$)	VAC_2
1	456.711,21	0,869	396.882,04	0,833	380.440,437
2	392.268,785	0,756	296.555,201	0,694	272.234,536
3	321.180,995	0,657	211.015,913	0,579	185.963,796
4	379.250,119	0,572	216.931,068	0,484	183.557,057
5	437.319,3	0,497	217.347,692	0,402	175.802,358
6	486.995,939	0,432	210.382,245	0,335	163.143,639
7	759.526,322	0,376	285.581,897	0,279	211.907,843
8	779.965,75	0,327	255.048,800	0,233	181.731,900
9	800.395,239	0,284	227.434,205	0,194	155.276,676
10	820.824,666	0,247	202.743,692	0,162	132.973,595
11	736.436,648	0,215	158.333,879	0,135	97.209,637
12	756.866,077	0,187	141.533,956	0,112	84.769,00
			2.819.790,59		2.225.010,48
			3		1

a- Résolution graphique.



b- Résolution géométrique.

Le principe de calcul ressemble à celui du calcul du taux de rendement interne relatif au flux de caisse.

$$r = \frac{VAC_1 \times i_2 - VAC_2 \times i_1}{VAC_1 - VAC_2}$$

$$\text{AN: } VAC_1 = 2.819.790,593 \cdot 10^3$$

$$VAC_2 = 2.225.010,481 \cdot 10^3$$

$$i_1 = 15\%$$

$$i_2 = 20\%$$

$$r_s = 42\%$$

Le taux de rendement interne social ayant une valeur très élevée signifie que le projet essaie de valoriser au maximum les ressources nationales.

CONCLUSION

Le présent mémoire ayant pour objet l'étude des moyens et matériels appropriés à la mise en valeur du gisement de latérites de VONTOVORONA doit s'inscrire dans le cadre du projet d'exploitation des substances minérales afin de promouvoir l'économie nationale.

Vu la croissance de la demande sur le marché national de matériaux de construction dû à la politique du gouvernement, de construire les 35.000 logements, ce secteur est actuellement en plein essor.

Sur le plan financier, ce projet est intéressant. Les critères de rentabilité financière sont satisfaisants tels que:

- le délai de récupération très court (2 ans 8 mois),
- le taux de rendement interne supérieur aux taux d'intérêt sur les emprunts qui sont utilisés pour financer ce projet.

Sur le plan économique national, le projet est très intéressant:

- le coefficient d'intégration supérieur à 50% indique que le projet essaie de valoriser les ressources nationales,
- les prix de vente proposés sont compétitifs par rapport à ceux pratiqués sur le marché local,
- la qualité des produits proposés est conforme aux normes requises.

Ces marques nous permettent de conclure que ce projet est rentable aussi bien pour les producteurs que pour la nation.

Les études établies pour pouvoir mener l'exploitation des latérites de Vontovorona sont les résultats de peu de recherches effectuées. Nous ne nous permettons pas d'avancer avec beaucoup de précision la méthodologie et la technique d'exploitation.

A défaut de matériels et de moyens financiers très limités, de nombreuses imperfections et erreurs se sont probablement glissées dans ce mémoire. Nous prions les lecteurs de nous en excuser.

ANNEXE 1: Les différentes formes de tuiles

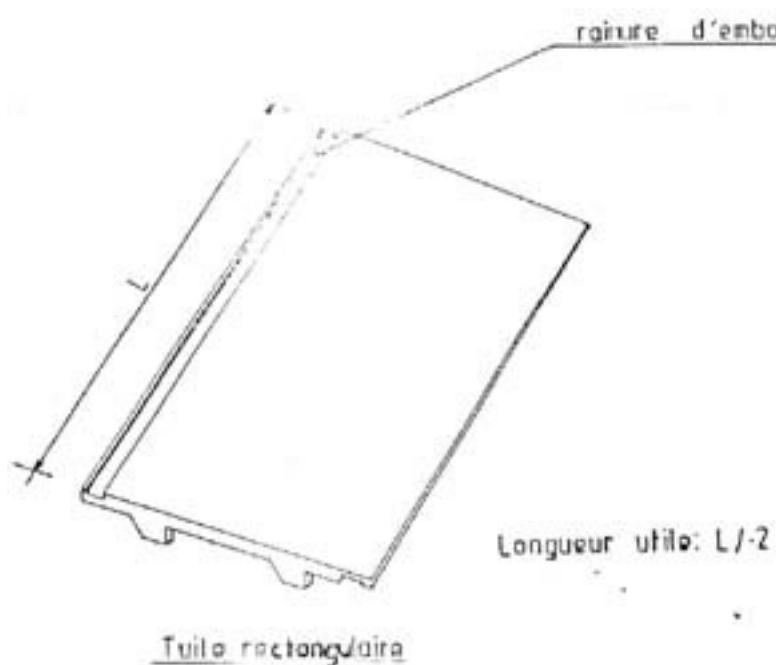


Fig. 1

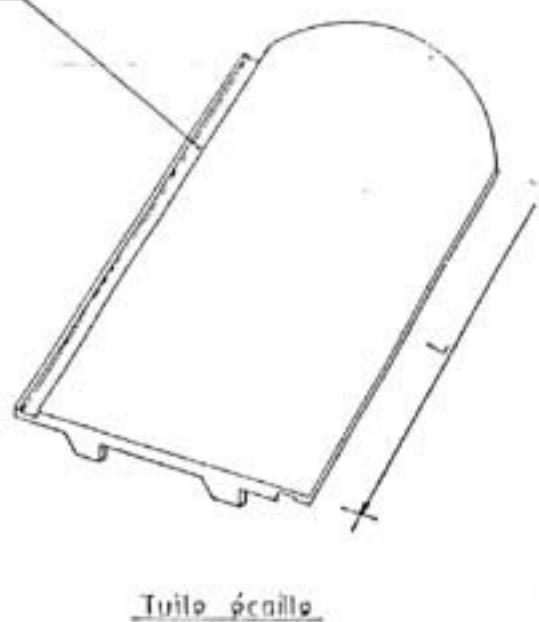
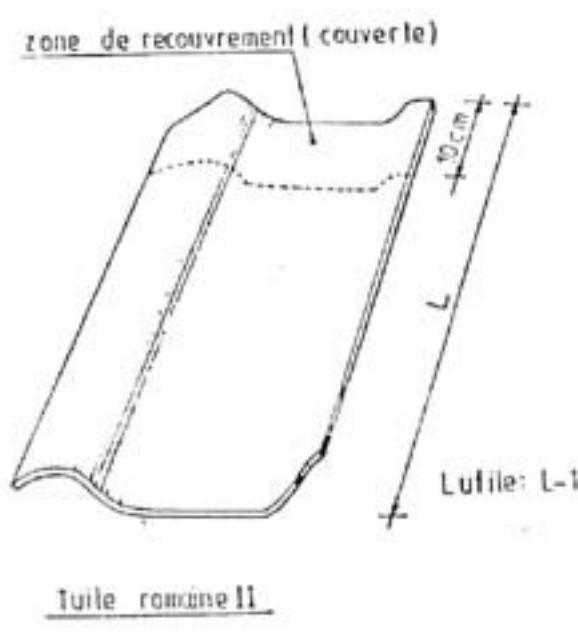
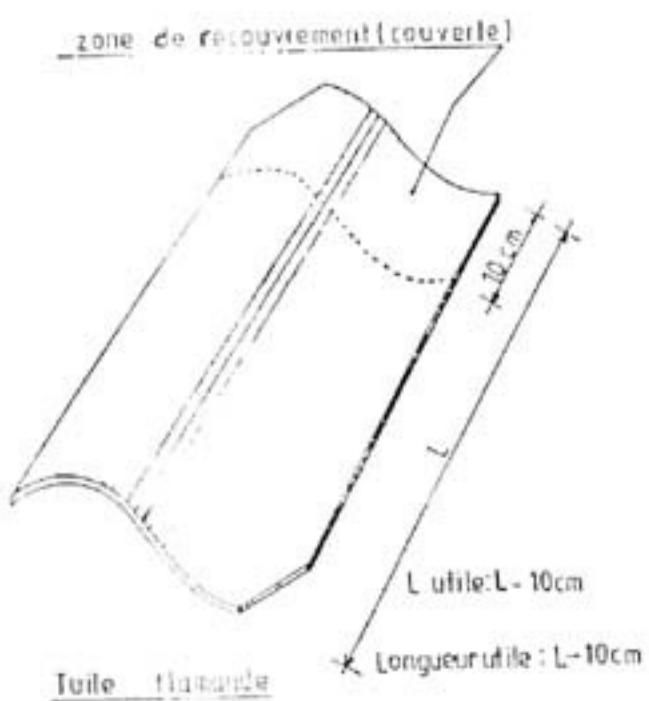
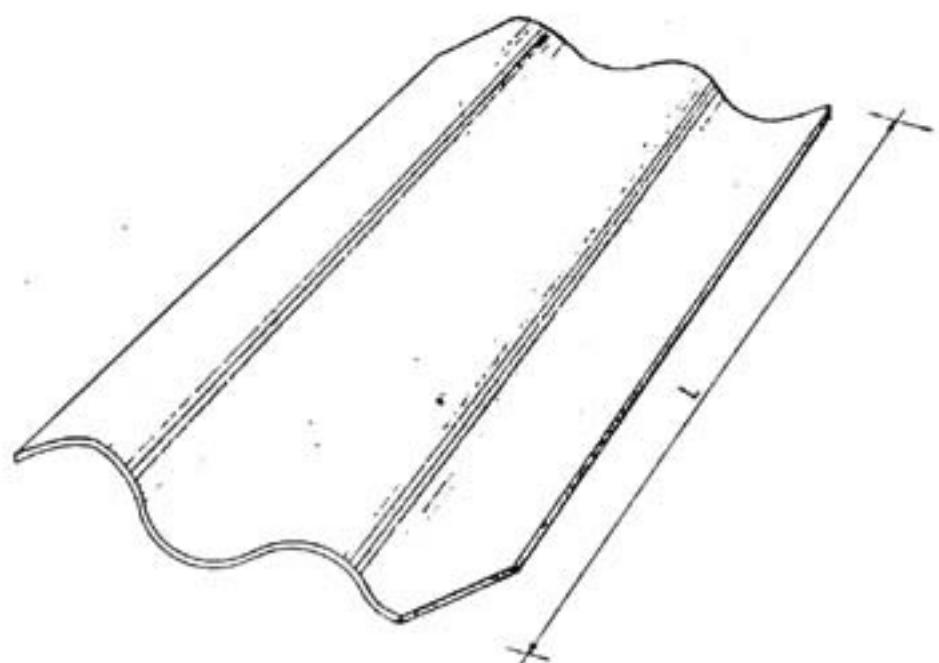


Fig. 2



L utile:L=10cm



Tuile à double onde

Fig.5

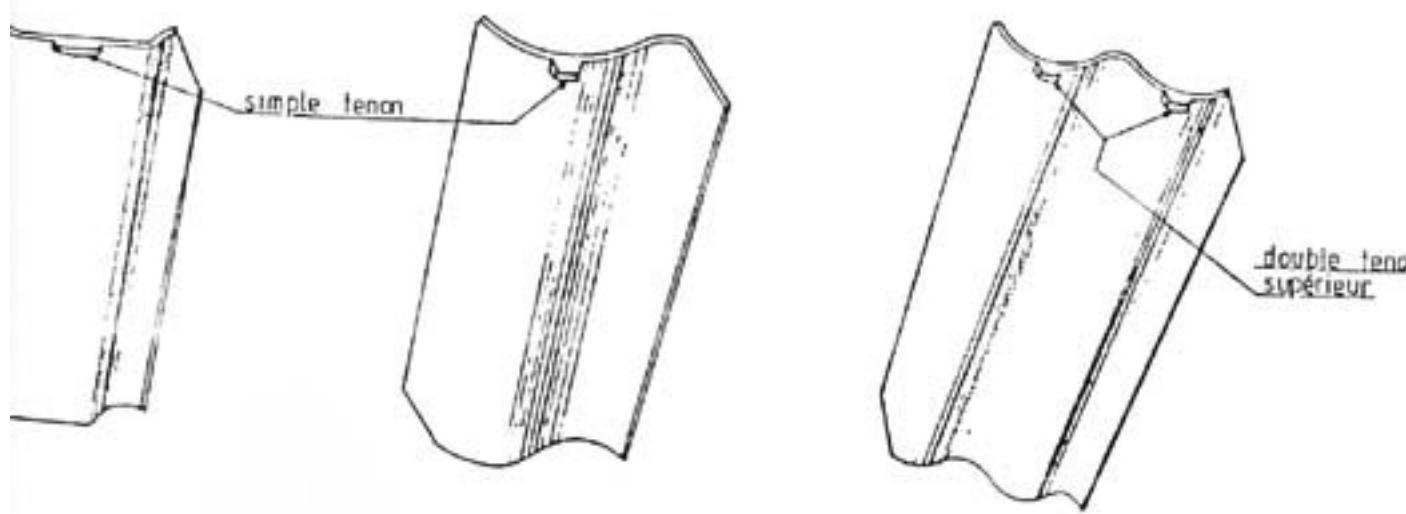


Fig.6

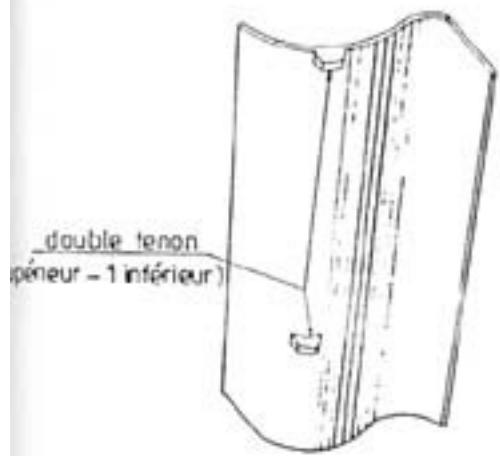


Fig.7

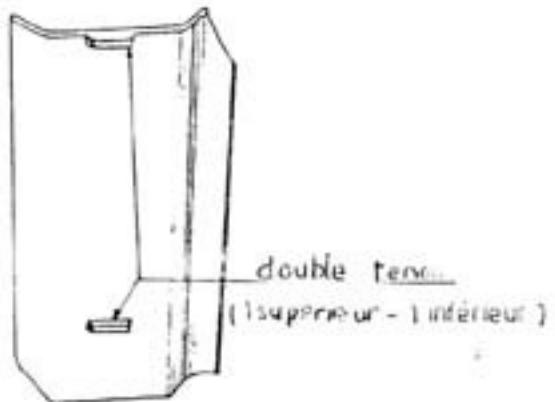


Fig.8

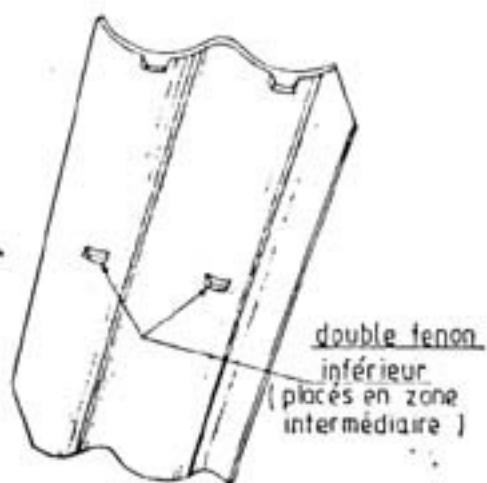


Fig.9

ANNEXE 2

LE SABLE.

La technologie nécessite un sable :

- le plus pur possible,
- de granulométrie 0,06 à 2 mm avec une bonne répartition des particules (voir courbe),
- sans argile (l'argile empêche la prise du ciment).

La grande majorité des rivières de Madagascar des alluvions argileux et latéritiques. Très souvent, les eaux sont rouges ou brune. Il en résulte que les dépôts de sable sont très chargés en matières impropre à la confection d'un bon mortier.

- Qu'il existe très peu de gisements de sable à Madagascar
- Que le sable de rivière est très pollué en argile et latérites ;
- Que le sable de rivière autour d'Antananarivo est très dosé en mica et en argile ;
- Que quelques gisements de sable d'altération des quartzites (dépôts lacustres) existent dans les régions de Moramanga, Masse (20 km Est de Moramanga), Tamatave, Sahambarby (Flanarantsoa)
- Que certains dunes dans les régions côtières pourraient procurer un sable adéquat

La haute teneur en mica dans les sables de rivière les rend inappropriés à leur utilisation pour les parpaings et tuiles en fibrociment. La texture superficielle est lisse et la forme des grains de mica sont responsables de l'apparition des problèmes suivants :

- au moment de la vibration du mortier, les micro particules (filer) et le lait de ciment glisse le long des parois lisses du mica.

Après quelques secondes de vibration, seules les grosses particules de sable restent en surface ;

- Les micro fissures seront préférentiellement orientées et facilitées par la présence de ces grains plans

Les gisements de Moramanga (PK2 sur la piste de Moramanga - Anosibe du lieu dit Sahafitalana) procurent du sable de très bonne qualité à haute teneur en silice : 98% à 99%. L'accès des gisements est très aisé : la piste est en bordure de ceux-ci sur un terrain plat.

La couche superficielle (10 à 20 cm) est légèrement encombrée de matières organiques telles que radicelles. Elles peuvent être éliminées par tamisage. La couche inférieure est pure. L'analyse granulométrique montre une courbe bien étalée, avec une bonne répartition par taille des différents granulats.

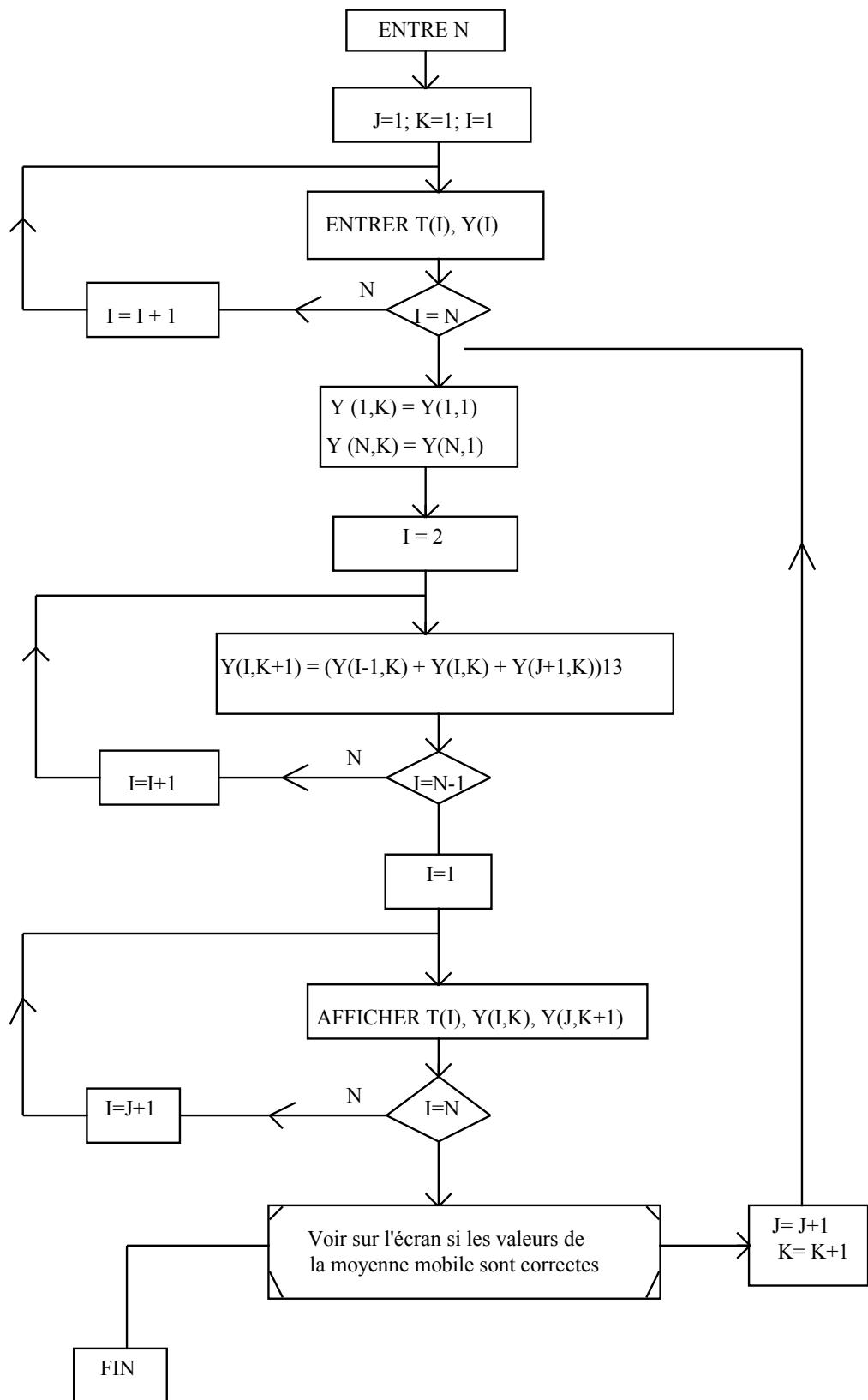
Ces gisements apparaissent d'excellente qualité pour une unité qui s'implanterait à Antananarivo. Les coûts de transport su sable sur 112 km de bonne route s'élèveraient à la tonne.

ANNEXE 3

Programme et organigramme sur IBM- PC XT Modèle 286. (Etude de marché)

```
4      REM MOYENNE - MOBILE
6      DIM Y(50,300), T(50)
10     CLS
20     PRINT
30     PRINT "-----"
40     PRINT "MOYENNE-MOBILE..."
50     PRINT" -----"
60     PRINT : PRINT
70     INPUT "ENTRER LE NOMBRE D'ANNEE"; N
80     PRINT
90     J=1 ; K=1
100    PRINT "ENTRER ANNEE ET PRODUCTION"
110    FOR J=1 TO N
120    INPUT T(J), Y(J,K)
130    NEXT I
140    Y(I,K) = Y(1,1)
150    Y(NK) = Y(N,1)
160    FOR I=2 TO N-1
170    Y(J,K+1) = (Y(I-1,K) + Y(I,K) + Y(I + 1, K))/3
180    NEXT I
190    PRINT TAB(2); "ANNEE"; TAB(10); "PRODUCTION", TAB(30) "A(";J;")"
200    FOR I=1 TO N
210    PRINT TAB(2); T(I)
220    PRINT TAB(10), PRINT USING"#####"; Y(I,I);
230    PRINT TAB(30) : PRINT USING "#####"; Y(J;K+1)
240    NEXT I : PRINT
250    INPUT "TAPER (0) POUR CONTINUER" ; A $
260    IF $ < > "0" THEN 280 ELSE J = J+1
270    K = K+1 : GO TO 140
280    INPUT "TAPER (R) POUR RECOMMENCER"; R$
290    IF R$ = "R" THEN 10
300    END
```

ORGANIGRAMME - MOYENNE



ANNEXE. 4

Tableau des résultats des dates au plus tôt et au plus tard des réalisations des tâches pour la mise en place de la nouvelle entreprise.

N° Tâche		Durée	Début plus tôt	fin plus tôt	Début plus tard	Fin plus tard	Marge totale	Marge libre
	Début	Fin						
a	1	2	4	0	4	0	4	0
b	2	3	5	4	9	7	12	3
c	2	4	3	4	7	6	9	2
d	2	5	2	4	6	4	6	0
	3	8	0	9	9	12	12	3
	4	7	0	7	7	9	9	2
e	5	6	2	6	8	6	8	0
f	6	7	1	8	9	8	9	0
h	7	8	3	9	12	9	12	0
g	7	9	3	9	12	11	14	2
i	8	10	2	12	14	12	14	0
j	8	11	2	12	14	12	14	0
	9	11	0	12	12	14	14	2
	10	11	0	14	14	14	14	0
k	11	12	1	14	15	14	15	0

PLANNING PERT

ANNEXE 5

INFRASTRUCTURE

I- Terrain domanial.

Le Gisement que nous allons exploiter d'étendu sur une superficie de 5 ha (50.000 m²), dont le prix est à raison de 800 F/m². Source : coût de facteurs Août 1996.

Coût total : 50.000 x 800 = 40.000.000 fmg.

II- Construction.

Les prix du m² des diverses construction sont :

- Bureau : 800.000 fmg/m²
- Logement gardien : 300.000 fmg/m²
- Magasin de stockage des produits finis : 500.000 fmg/m²
- Hangar : charpente métallique : 600.000 à 800.000 fmg/m²
Charpente en bois : 500.000 à 700.000 fmg/m²
- Bassin : 150.000 fmg/m²

Sources : Ministère des travaux publics.

SEIMAD.

Estimation personnelle.

a- Bureau.

4 pièces de 8 m² : 32 m²

coût : 32 x 800.000 = 25.600.000 Fmg.

b- Logement gardien.

2 chambres de 9 m² chacune : 18m²

coût : 18 x 300.000 = 5.400.000 fmg

c- Magasin de stockage des produits finis.

Surface nécessaire : 100 m² .

coût : 100 x 500.000 = 50.000 000 fmg.

d- Hangar.

Surface nécessaire : 200 m² .

coût : 200 x 600.000 = 120.000 000 fmg

e- Bassin .

5 bassins d'approximativement 3 m² chacun : 15 m²

coût : 15 x 150.000 = 2.250.000 fmg.

Remarque : Les bâtiments sont en charpente métallique, bardages briques jusqu'à 2,50 m et couvertures tôles ondulées. Le hangar est en charpente métallique, poteaux béton ferme et couvertures tôles ondulées.

INVESTISSEMENT EN MATERIEL.

1- Pelle hydraulique M 312

Puissance au volant 81.1 KW (110 CV)

Poids en ordre de marche 13710 Kg

(avec godet normal, plein de carburant et poids du conducteur).

Réservoir de carburant 230 litres

Consommation: Gasoil 7 litres/ h

..... huile 0.034 litre / h

Vitesse (AV et AR)

Chantier 0 - 6 km / h

Route 0 - 20 km / h

Type de godet roche (avec porte - pointe à souder)

Largeur d'attaque: 450 mm à 1200m

Capacité de refus: 240 litres à 860 litres

Effort d'arrachage maxi: Bras 72 kN

Godet ... 88 kN

Forces de creusage: 62 kN

Aptitude à gravir les pentes avec pneus: 9.00 - 20: 80 %

Longueur de bras: 1600 m.

Prix: 670.000.000 Fmg (source Henri Fraise)

2- Dumper THWAITES

. Sprite dumper diesel 400 / 600 litres.

. Capacité: chargement à ras 480 litres, à refus 600 litres

. Vitesses: 1^{ère} 5km/h - 2^{ème} 8 km/h - 3^{ème} 19 km/h.

. Réservoir: capacité 6-8 litres (6-8 heures d'autonomie)

. Moteur: Diesel Petter type P.H.1., un cylindre, refroidissement à air avec filtre à air, huile et fuel.

. Poids à vide: 698.5 kg

3- Camion Nissan CABSTAR

Type: U4 H 41

Charge utile: 2.8 tonnes

Version: 2 roues motrices

Moteurs: diesel, 4 cylindres à injection directe et à refroidissement par eau

Cylindrée: 4244 cm³

Puissance: 83 kw à 3200 tours minute

Transmission: boîte à 5 vitesses AV et 1 vitesse AR

Empattement: 3350 mn

Réservoir à gasoil: 75 litres

Prix: 80.000.000 Fmg (source: Madauto)

4- Installation d'un convoyeur à bande.

a- Moteur électrique : type QUX 132 M4 AAT.

- . cos φ = 0,85 - triphasé
- . Puissance : 5,5 KW (7,5 cv)
- . Vitesse à vide : 1500 tr/mn
- . Voltage : 380 / 660 V

Prix : 7.920.000 fmg

(source : SOMEGA

b- Courroie plate (Caoutchouc).

- . Largeur : 120 mm
- . Epaisseur : 4 mm
- . Poids métrique : 40 kgf/cm

Prix : 51.200 fmg/m

(source : Descours et Cabaud)

c- Montage - Infrastructure - Accessoires.

Estimés à : 17.800.000 fmg.

(source : AMECA-COMACAT)

Coût total de l'installation d'un convoyeur à bandes

. Moteur électrique	7.920.000 fmg
. Courroie plate 2x(4x10m)	4.096.000 fmg
. Infrastructure-Accessoires	
. Main d'œuvre	17.800.000 fmg

Coût total 29.816.000 fmg

5- Moto pompe YP30GN.

Cylindre 147,8 cm³

Puissance 3,5w, moteur à 4 temps

Réservoir 0,95 litre

Poids (avec flotteur) 18 kg

Débit maximal 48 m³ / h.
 Pompages d'eaux claires et chargées
 Hauteur de refoulement 30m
 Consommation de gasoil 1.8 litre / h
 Prix: 6.919.000 Fmg (source: Descours et Cabaud)

6- Groupe électrogène avec disjoncteur 380 V.

Type: SMDO
 Puissance: 144 kw
 Poids à sec: 2000 kg
 Moteur: 6 cylindres
 Vitesse: 1500 à 1800 trs / mn
 Prix: 147.500.000 Fmg (source: Descours et Cabaud)

FONDS DE ROULEMENT.

a- Frais du personnel (3 mois)	30.043.605 fmg
b- Pièces de rechange (15% investissement en matériel)	228.852.000fmg
c- Matières consommables	254.277.498 fmg

Matières consommables = Matières premières + stocks en carburants et lubrifiants.

MATIÈRES PREMIÈRES

Ciment : 38.500 fmg le sac de 50 kg, soit 770 fmg le kg (source : Société SANCA).

Fibre de sisal : 1610 fmg le kilo (source : SIFOR).

Sable : le prix du sable est calculé par l'intermédiaire du coût de transport Tananarive-Moramanga (112 km).

Coûts d'exploitation de camion (type MB 1513 Diesel) : 3772 fmg/km

(Source : *coûts des facteurs à Madagascar. Août 1996*).

3772 fmg/km x 112 km = 422.464 fmg

La capacité du camion étant de 7 m³, le prix du m³ de sable et sera donc de : 60352 fmg.

Poids de 1 m³ de sable sec : 1540 kg

Prix du kilo de sable : 40 fmg

MATIERES	Unité	Quantité annuelle	Quantité 2 mois	Coût unitaire (fmg)	Coût total (fmg)
Ciment	kg	1.377.862	229.645	770	176.826.650
Sable	kg	9.775.355	1.629.226	40	65.169.040
Fibre	kg	625	1005	1610	1.618.050
					243.613.740

IV - Frais préparationnels.

STOCK EN CARBURANT ET LUBRIFIANT 2 MOIS : 10.663.758 fmg

MATERIEL	TYPE	PRIX FMG/L Heure/j	Heure /j	consommation (l/j)	consommation (l/mois)	Coût /mois (fmg)	Coût de 2 mois (fmg)
- Pelle hydraulique	Gas oil	1629	6	42	630	1026270	2052540
- THWAITES			4	12	180	293220	586440
- Mitsubishi (4x4)				7,5	180	293220	586440
- Camion Nissan				9	216	351864	703728
- Groupe électogène					240	390960	781920
- Motopompe			2	3,6	86,4	140745	281491
- FOUR	Fuel	546	10	20	4800	2620800	5241600
- Pelle hydraulique	Huile 40	10.000	6	0,2	4,8	48.000	96.000
- THWAITES			4	0,12	1,8	18.000	36.000
- Mitsubishi				0,05	1,2	12.000	24.000
- Camion nissan				0,15	3,6	36.000	72.000
- Groupe électrogène				0,3	7,2	72.000	144.000
- Divers (broyeur, convoyeur à bande, ect...)				0,12	2,88	28.800	57.600
TOTAL					Gas oil:1532,4l Fuel : 4800l Huile : 21,48l	5.331.879	10.663.758

Sources : SOLIMA
H. FRAISE ; SOCIMEX
DESCOURS ET CABAUD
MAD AUTO

a- Infrastructure routière.

- Elargissement de la voie en terre

Valeur moyenne pour une route de 7 m de large :

12.000.000 fmg/km (*source : AGETIPA*)

Pour environ 2 km de route : 24.000.000 fmg

b- Terrassement.

- Coût : 400 fmg/m² (*source: AGETIPA*).

Prix total : 2500 x 400 = 10.000.000 fmg

34.000.000 fmg

ANNEXE. 6

CALCUL DE L'INTERET INTERCALAIRE.

(Les chiffres ci-après sont en 10³ fmg)

I = D + L

I : Investissement local

D: Dépenses d'investissement en devises

L : Dépenses d'investissement en monnaies locales

ii : Intérêt Intercalaire

iiL : Intérêt Intercalaire du crédit intérieur

iiD : Intérêt intercalaire du crédit extérieur

Di : 1.169.052 fmg

Li : 1.286.827 fmg

Ir : Investissement (sans intérêt intercalaire)

Ir : Di + Li = 2.455.879 fmg

On aura les systèmes d'équations suivantes : (1)

$$Ir = Di + Li$$

$$I = D + L$$

$$ii = iiL + iiD$$

Le crédit intérieur est différé d'un an, aux taux d'intérêt : $i_L = 30\%$ et 5 ans de remboursement.

Le crédit extérieur est différé de 2 ans, au taux d'intérêt : $i_D = 22\%$ et 10 ans de remboursement.

D'autre part, 15% de D doit être versé immédiatement lors de la réception des matériels importés. En conséquence, on peut résumer de la manière suivante la répartition des dépenses d'investissement :

- Capital propre : $1/3 + 15\%D$
- Crédit intérieur : $2/3L$
- Crédit extérieur : $85\% D$

Intérêt intercalaire I : $i_L + i_D = 2/3 \times L \times i_L + 85\%D \times 2 \times i_D$

$$\text{avec } i_L = 2/3L \times 1 \times i_L$$

$$i_D = 85\%D \times 2 \times i_D$$

En résolvant les systèmes d'équation (1), on aura :

$$D = D_i + i_D$$

$$L = L_i + i_L \implies D = \frac{D_i}{-----}$$

$$1 - 85\% \times 2 \times i_D$$

$$L_i = \frac{L_i}{1 - 2/3 \times i_L}$$

Application numérique:

$$1.169.052$$

$$D = \frac{1.169.052}{1 - 0.85 \times 2 \times 0.22} = 1.867.495$$

$$1.286.827$$

$$L = \frac{1.286.827}{1 - 2/3 \times 0.3} = 1.608.533$$

$$I = L + D = 3.476.028$$

$$I_{il} = 321.707; \quad I_{lD} = 698.443$$

D'où Intérêt intercalaire total : 1.020.150

Récapitulation:

-capital propre = 816.302
 -Crédit intérieur = 1.072.356
 -Crédit extérieur = 1.587371

ANNEXE. 7

Calcul des frais extérieurs et intérieurs.

Désignations	Monnaie locale (%)	(10 ³ fmg)
- Frais du personnel	120.174,422	
- FDG	2.000	
-Frais financier	471.836,64	507.958,1
- Assurance	53.451,8	
- Matières consommables	1.525.668	
- Pièces de rechange	90.605	138.247
- Entretien	750	
TOTAL	2.264.485,862	646.205,1

ANNEXE. 8

Calcul de l'économie nette en devises.

On effectue le calcul pour l'année de croisière.

Le Prix de revient net des produits toutes catégories confondues est de 278158 fmg/T.

Les charges entrant dans ce prix de revient se répartissent comme suit :

- Frais de fonctionnement	189.100
- Amortissement	28.400
- Intérêt	60.658

La part des devises entrant dans l'estimation du prix de revient et celle qui peut être en monnaie locale se résument par le tableau suivant:

	Devise %	Montant (10 ³ fmg)	Monnaie locale (%)	Montant (10 ³)
- Frais de fonctionnement	50	94.550	90	170.190
- Amortissement	32	9088	70	19.880
- Intérêt	48	29.115,84	20	12.131,6
			TOTAL	202.201,6

A.N : Economie nette en devise : vente x 202.201,5

END = 10.000 x 202.201,6 = 2.022.016. 10³ fmg

Taux de change officiel : 1 FF = 872

END = 2.318.826 FF

ANNEXE. 9

Les divers bénéfices comptables qui sont sur le tableau du compte d'exploitation prévisionnelle :

1- bénéfice d'exploitation : bénéfices brutes (B.B)

$$BB = R - D$$

Où **R** : **recettes : ventes :chiffres d'affaires**

D : dépenses : charges d'exploitation, Intérêts versés et amortissement.

2- Bénéfices imposables (BI) = BB – DF

DF : dépréciation fiscale.

3- Bénéfices nettes après impôts (BN) = BI – I

I = impôts = 35% BI

4- Cash Flow = BN + Amortissement

ERRATA

Lire	Au lieu de	Pages
Gibbsite	Gibbsite	3
Nalloysite	Nalloysisite	4
Influence	ifluence	4
Si ⁴⁺	SI ⁴⁺	5
- mm	- min	15
Blidage	Blidage	46

BIBLIOGRAPHIE

- [1] - RAVELOARINIRINA Hajsoa Johson et RABEMANANTSOA Mamy. *Performance des matériaux de construction élaborés à partir des ciments pouzzolaniques des latérites activées thermiquement.*
- [2] - ANDRIAMIHAJA (R.B.). *Etude chimique des latérites des Plateaux de Madagascar.* Thèse de doctorat de 3è cycle
- [3] - BESAIRIE (H.). *Rapport annuel du service géologique pour 1957*
- [4] - BESAIRIE (H.). 1958. *Document pour l'étude géotechnique des sols*, p. 247
- [5] - BESAIRIE (H.). 1960. *Etude géotechnique des sols par RAZAFINARIVO*. p. 215
- [6] - BESAIRIE (H.). *Précis de géologie Malgache (Annales géologiques de Madagascar)*, fascicule n° XXXVI, 1973.
- [7] - Comité International pour l'Etude des argiles, fascicule n° XVIII, Alger, 1953
- [8] - Demolon (A.). *La génétique des sols et ses applications.* (collection "que sais-je ?") Presse Universitaire de France. Paris 1949
- [9] - Laplaine (L.). *Etude géologique des feuilles Miarinarivo - TANANARIVE.* Travaux du Bureau Géologique, n° 32, 1952
- [10] - POMEROL (C.) et FOUET (R.). *Les Roches éruptives* (collection "que sais-je ?"), Presse universitaire de France, Paris 1952
- [11] - RIQUIER (J.). *Latérite et latéritisation à Madagascar* Preceeding Piosa, 1957
- [12] - ROUTHIER (P.). *Les gisements métallifères.* 1963
- [13] - ONUDI - MICA. *Coût des facteurs à Madagascar. Août 1996.* Appui au Développement de la PME/PME à Madagascar
- [14] - SEMI. *Briqueterie.Tuilerie. Projet (1ère Partie).* 1964. (Société d'Etudes et de Réalisation Minières et Industrielles) *Projet d'Implantation d'une briqueterie - tuilerie en république Malgache*
- [15] - COURS : 3è, 4è, 5è Années