

u

i/

ECOLE POLYTECHNIQUE DE THIES

PROJET DE FIN D'ETUDES

Titre du Projet

Analyse de la chaîne de production de la Compagnie Sénégalaise des Phosphates de TAIBA et calcul des coûts de défaillance dont le but est de pallier aux insuffisances du code COBRAS

Auteur : Karimou GUEYE Elève Ingénieur

Option : Génie Mécanique

Gm. 0374

Directeurs de projet.

Mr Pierre CLICHE Professeur d'Informatique
à l'EPT.

Mr André LANGEVIN Professeur de Recherche opérationnelle
à l'EPT.

Coordonnateur

Mr Roger MARTIN professeur d'Installations et de Machines
électriques à l'EPT.

Parrain : Mr Amadou SYLLA , Ingénieur Mécanicien
Chef subdivision STG à TAIBA

Date de remise du projet : le 16 Mai 1983 à THIES

b

REMERCIEMENTS

Je remercie tout d'abord la direction de la Compagnie Sénégalaise des Phosphates de TAIBA d'avoir accepté dans le but de participer à la formation scientifique et humaine des étudiants de l'Ecole Polytechnique de THIES de proposer des sujets de Fin d'Etudes qui les préparent pour une meilleure insertion dans la vie professionnelle.

Je remercie également mes directeurs de projet en l'occurrence Mr CLICHE et Mr LANGEVIN respectivement Professeurs d'Informatique et de Recherche opérationnelle à l'EPT, de leur disponibilité et de leurs suggestions qui m'ont permis de mener l'étude dans les meilleures conditions.

Je remercie Mr CHADEFAX, Chef du Service des Approvisionnements, Mr BORE Ingénieur Achats ainsi que Mr Amadou SYLLA Ingénieur STG qui a accepté de parrainer cette étude ainsi que le stage qui y était lié et qui n'a ménagé aucun effort pour un bon déroulement de l'étude.

Je remercie particulièrement les chefs de service Mine, Usine et Formation ainsi que les Ingénieurs des différentes subdivisions en l'occurrence :

- MM. Malick FALL Ingénieur Extraction
- Pierre HAMEH Ingénieur Station Prétraitement
- Ibrahima GAYE Ingénieur Flottation
- Alioune FALL Ingénieur Séchage
- Modou CISSE Ingénieur Cadre enseignant

Pour les réponses exhaustives qu'ils ont su apporter à mes différentes questions.

Je remercie Mr Ndiagne NDIR d'avoir accepté de m'apporter son concours pour la mise en forme de ce document; Mes remerciements vont aussi aux élèves ingénieurs Mansour SOW, Médoune DIAO et Abdoulaye Ndiaye et aux familles SYLLA et CAMARA pour l'aide désintéressée qu'ils m'ont accordée.

Enfin, je remercie l'ensemble des personnes qui ont participé directement ou indirectement à la confection de ce document.

SOMMAIRE

I - Introduction

II - Analyse de la chaine de production et calcul des coût de défaillance.

II. 1. Service Mine .

Pages

II. 1. 1. Chantier bas 4

A - Station Draglines

1. Présentation et analyse de la station
2. Conception et élaboration du mode de calcul
3. Détermination de quelques paramètres nécessaires pour le calcul
4. Estimation des différentes mesures de fiabilité
5. Application du calcul

B - Parc Dumpers.

- 1/ Elaboration du modèle de calcul
2. Application du calcul

II. 1. II. Station Prétraitement 19

1. Présentation de la station
2. Elaboration du modèle de calcul
3. Détermination des différentes fiabilités
4. Application du modèle de calcul aux différents circuits
 4. 1. Calculs des coûts de défaillance pour chacun des circuits
 4. 2. Calcul des coûts de défaillance des éléments des circuits
 4. 2. 1. Circuit du minerai
 4. 2. 2. Circuit de l'eau claire
 4. 2. 3. Circuit de mise à terril
 4. 2. 4. Transport hydraulique
5. Conclusion

II. II. Service Usine.

II. II. 1. Atelier de Préparation 30

1. Analyse du circuit de production
2. Elaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance
 2. 1. Analyse et calcul des coûts de défaillance des éléments de la classification et de la récupération des eaux
 2. 2. Analyse des subdivisions dont la défaillance n'a d'incidence que sur les subdivisions qui contribuent pour la préparation du minerai en vue de la classification
 2. 3. Analyse et calcul des coûts de défaillance des subdivisions dont la défaillance a plutôt comme incidence la réduction du tonnage produit.

... / ...

II.11.11. Atelier de flottation. - - - - - 41

- 1. Analyse du circuit
- 2. Elaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance
 - 2.1. Circuit dont la défaillance entraîne l'arrêt de la flottation
 - a) Circuit du concentré
 - b) Circuit stériles
 - 2.2. Circuit dont l'arrêt a plutôt une incidence sur le niveau de production
 - 2.2.1. Circuit des gros
 - 2.2.2. Circuit des fins
 - 2.2.3. Circuit épuisage
 - 2.2.4. Circuit reprise digue

II.11.111. Atelier de séchage. - - - - - 54

- 1. Présentation des circuits de production de l'atelier de séchage
- 2. Analyse des circuits de Production
- 3. Elaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance

III. Analyse et calcul des coûts de défaillance des circuits annexes.

III.1. Circuit eau laverie. - - - - - 67

- A - Apports en eau
 - 1. Les forages
 - 2. Les eaux de surface
- B - Alimentation en eau laverie
- C - Calcul des coûts de défaillance de différentes pompes

III.11. Le circuit des réactifs de la flottation. - - - - - 72

- 1. Analyse du circuit des réactifs
- 2. Calcul des coûts de défaillance et application

III.111. Le décapage supérieur. - - - - - 77

- 1. Les principaux engins destinés au décapage supérieur
- 2. Analyse du décapage supérieur par rapport au reste de la production
- 3. Coût de défaillances du décapage supérieur.
- 4. Conclusion

IV - CONCLUSION - - - - - 79

I. INTRODUCTION.

Dans la chaîne de production de la Compagnie Sénégalaise des Phosphates de TAIBA, l'importance relative entre les différents organes est très variable. En effet, certains entraînent l'arrêt de la production, d'autres la réduisent, d'autres encore n'ont aucune influence sur la production. Pour distinguer ces familles de pièces et pour préciser les comportements de gestion des stocks, il existe le code COBRAS défini comme suit :

Code caractérisant les coûts de défaillance

Code A : Une pièce est affectée du code A si en cas de pénurie de celle-ci il y a arrêt de production sans dépannage possible dans les 48 heures (Pièces introuvables dans le marché local).

Code B : Une pièce est affectée du code B, si en cas de pénurie de celle-ci, il y a gêne de la production ou arrêt de production avec réparation possible dans les 48 heures.

Code C : Une pièce est affectée du code C, si en cas de pénurie de celle-ci, il n'y a pas d'influence sur la production.

Code caractérisant des modes de gestion

Code S : Une pièce est affectée du code S quand elle coûte chère et que son taux de consommation est faible. Il s'agit de pièces qui, quand elles sont réapprovisionnées immédiatement après l'utilisation de celles qui existaient en réserve, risquent de séjourner longtemps en stock entraînant une immobilisation de capital. Les pièces code S, ont une gestion spéciale et ne sont réapprovisionnées qu'après consultation des utilisateurs.

Code 0 : Une pièce est affectée du code 0 lorsque l'on désire épuiser le stock existant, ou bien, lorsque le stockage de la pièce n'est pas impératif. L'approvisionnement des pièces en code ne se fait qu'à la demande des utilisateurs.

Code R : Une pièce est affectée du code R lorsqu'elle est reformée. L'affectation du code R à une pièce entraîne une élimination de cette pièce du stock.

I. 1. Inconvénients du code COBRAS.

- L'affectation de codes COBRAS est généralement faite par les techniciens qui connaissent le matériel (l'impact d'une pièce sur la marche de l'engin) mais qui peuvent méconnaître l'importance de l'engin dans la chaîne de production car n'étant pas nécessairement des spécialistes des circuits de Production.

- Tel que défini aujourd'hui, le code COBRAS ne permet pas de quantifier l'importance relative des engins de production. Des engins peuvent avoir la même couverture de stock pour une catégorie de pièces données alors que leur place dans le programme de production est complètement différente. (Des pièces code A pour la 1260 W et la 7 W ont la même couverture de stock).

... / ...

- En cas de changement d'affectation d'un engin, la revision du code COBRAS est très lourde.

- Le code COBRAS entraine des couvertures de stock dont l'importance n'est nullement lié au programme de Production, ni à la capacité de terrassement ni à toute autre considération relative à la possibilité de faire la production en cas d'arrêt d'un engin donné.

1.11. Quantification des coûts de défaillance.

Le calcul des coûts de défaillance qui fait l'objet de cette étude permet en se basant sur la position d'un engin donné, en tenant compte de son rôle, de sa capacité et des considérations relatives à la fiabilité des engins de quantifier l'importance relative des engins et de trouver le point de fonctionnement optimal au plan économique.

A chaque valeur du coût de défaillance pourrait être accordé un niveau de stock de sécurité, fonction des aléas combinés (demande + délai) et de la probabilité de rupture de stock acceptée.

Puis que le phénomène de défaillance est un phénomène aléatoire, nous avons estimé que calculer les coûts de défaillance sans déterminer les lois qui régissent son occurrence n'est rien d'autre que calculer les conséquences d'un événement dont on ignore l'essentiel d'autant plus que l'objectif principal est de prévoir de façon optimale les besoins de consommation.

C'est pour cela que dans l'étude qui suit, nous nous sommes attelés en même temps que nous déterminons des formules qui nous permettent de calculer les coûts de défaillance, de déterminer les lois de probabilité qui régissent les défaillances. Afin de pouvoir pondérer le coût de défaillance par le risque quotidien d'encourir l'arrêt d'un engin.

L'étude des fiabilités nous a permis surtout de connaître les engins sur lesquels une attention particulière doit être portée quotidiennement sur leur état compte tenu de la fréquence des pannes observées et sa position dans la chaîne de production.

Dans l'étude qui suit, nous avons déterminé les coûts de défaillance en tonnes marchandes par heure d'arrêt et sur la base d'une marge nette de 2113 F à la tonne correspondant à un prix de vente de 15 433 F CFA la tonne et un coût d'exploitation de 13 320 F CFA la tonne.

II. Analyse de la chaîne de production et calcul des coûts de défaillance.

Pour l'analyse proprement dite de la chaîne de production ainsi que pour le calcul des coûts de défaillance, nous considérerons les différents maillons de la chaîne de production. Mais avant cela, nous nous proposons tout d'abord de donner un aperçu succinct de la chaîne de production essentiellement constituée de :

Décapage supérieur.

Le décapage supérieur consiste à enlever le sable jusqu'au niveau de la plateforme des camions 100 tonnes. Cette opération est essentiellement réalisée par 2 roue-pelles, 2 sautereilles, 2 chariots lève-bande, 1 remblayeur 3 convoyeurs et 1 chariot verseur.

Décapage inférieur ou chantier bas.

Le décapage inférieur est essentiellement constitué par les engins dont le rôle est de faire la butte, la découverture et l'extraction du minerai d'une part et d'autre part par les engins qui assurent le transport jusqu'à la station de prétraitement. Dans la première catégorie des engins, nous avons 4 draglines : la 1260 W, la 1250 B, la 650 B, la 7 W ; 1 pelle en butte : la 280 B et 1 chargeuse : la L800. Tandis que la seconde catégorie est essentiellement constituée de camions 100 tonnes ou dumpers.

La station de prétraitement ou débourbage.

C'est au niveau de la station de prétraitement que le minerai brut subit son premier traitement à l'issue duquel on essaie d'éliminer le maximum de stériles (silix) et de le transformer en pulpe ou jetée mine que l'on envoie à la laverie pour l'enrichissement.

La laverie.

La laverie comprend essentiellement les installations d'enrichissement du minerai et d'évacuation du concentré marchand :

Elle comprend essentiellement :

- un atelier de classification granulométrique : Préparation
- un atelier de concentré par le procédé de flottation
- un stockage en tas de concentré humide et un atelier de séchage.

A côté de ces différents circuits de Production et d'évacuation, nous avons des circuits annexes dont le fonctionnement est nécessaire pour la marche des unités de production, il s'agit d'alimentation en eau et en réactifs.

Remarque : Concernant le décapage supérieur, nous l'avons considéré parmi les circuits annexes i.e. les circuits dont le fonctionnement est nécessaire pour la marche des unités réelles de Production.

II. 1. Service MINE.

Le Service Mine est essentiellement constitué du chantier bas et de la station de prétraitement.

... / ...

II. 1. 1. Chantier bas.

Le chantier bas comprend deux sous-ensembles

- A) La station draglines.
- B) Le Parc Dumpers.

Tout d'abord, nous allons citer quelques considérations relatives à la marche du chantier bas :

L'avance du décapage supérieur est suffisante pour permettre aux draglines d'extraire et de charger les camions. Ceci se confirme à travers les statistiques suivantes :

- 1981 - 1982 : Avance du décapage supérieur : 22,7 mois
- 1982 - 1983 : Avance du décapage supérieur : 24,3 mois

Le minage des grés compte tenu des possibilités de prévision ne gêne pas la marche des draglines.

La marche de la pompe exhaure facilite l'extraction du minerai et que son arrêt n'a d'influence que sur le rendement volumétrique.

A. La Station Draglines.

Les engins de cette station sont essentiellement destinés à la butte, à la découverte à l'extraction du minerai et au chargement sur les camions 100 tonnes.

1) Présentation et analyse de la station.

1. 1.) Liste des principaux engins de la station.

La station est composée de 4 draglines :

- la 1260 W
- la 1250 B
- la 650 B
- la 7 W

d'une chargeuse (1) : la L 800

d'une pelle en butte : la 280 B

Concernant la 650 B, son utilisation au chargement nécessite un appoint de la L 800 ou de la 280 B compte tenu du fait que son taux de chargement maximum (12-1 c/h) est inférieur à la cadence minimum de la station Débourage.

... / ...

1.2.) Analyse des différents circuits de production .

Avant de faire l'analyse proprement dite des circuits possibles de production, nous nous proposons de donner un tableau récapitulatif de quelques caractéristiques de ces engins qui permettront d'avoir un aperçu sur leurs capacités.

Engins	1260 W	1250 B	650 B	7 W	280 B	L800
Caractéristiques						
Capacité réelle du godet (m3)	22.6	15.5	12	6.3	14.67	9.34
Nombre de godets/camion	02	03	04	07	03	05
Volume du camion chargé(m3)	45.6	46.5	48	44.1	44.01	46.07
Cadence moyenne godets/h	44.6	51.3	48.4	52.5	30*	40*
taux de chargement maximum c/h	22.3	17.1	12.1	07.5	10	08
hauteur maximum sous godet vide(m)	45.7	31.4	22.9	15.8	-	-
Profondeur maxi de terrassement(m)	38.1	45.7	32.0	21.3	-	-

* : Il s'agit de cadence maximum

Maintenant, nous allons faire l'analyse des différents circuits de Production :

- la 280 B est une pelle en butte mais du fait qu'elle coûte chère au m3 en but, elle est destinée actuellement au chargement des camions à partir d'un stock tampon.
- la L 800 est une chargeuse qui travaille à partir du même stock tampon que la 280 B.
- la 1260 W et la 1250 B compte tenu de leur capacité (22.3 c/h) et (17.1 c/h) ? des exigences de la station de prétraitement qui est actuellement (13 c/h) et des possibilités du parc camions (11 camions) peuvent assurer la production. Il suffira de réaliser une intensité du trafic de 80% au moins pour garantir la production.

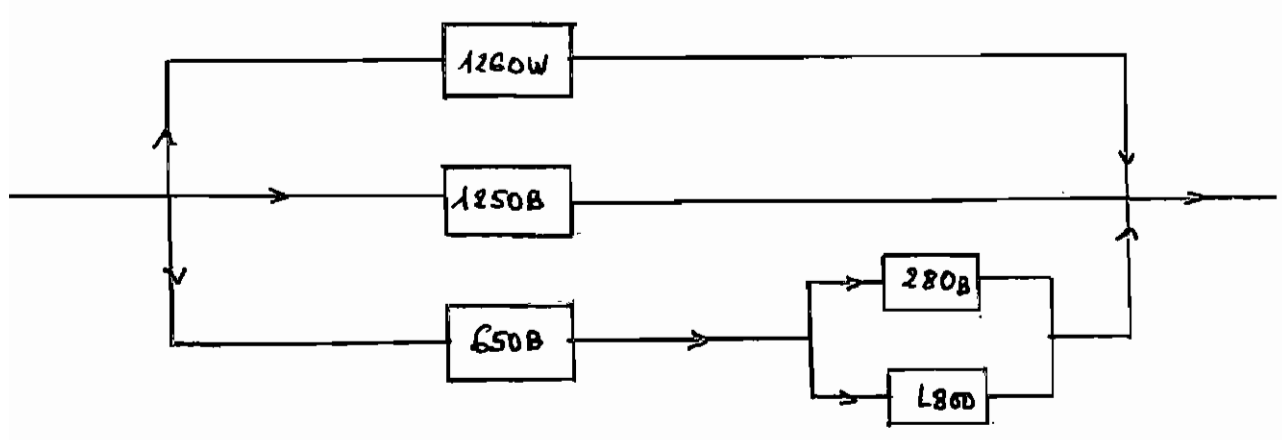
... / ...

La L800 et la 280 B utilisées ensemble pourraient assurer la production en supposant l'existence d'un stock tampon de minerai. Cependant le coût d'exploitation serait exorbitant car il aura fallu utiliser les autres draglines (1250 B- 1260W) et un certain nombre de camions pour constituer le stock et ensuite utiliser ces mêmes engins (L800 - 280 B) et d'autres camions pour acheminer le minerai.

Un autre problème est que le stock tampon n'est pas interminable et qu'au bout d'un certain nombre d'heures, il est appelé à s'épuiser. C'est pour cela que l'alternative 280 B - L800 ne sera pas mentionnée parmi les alternatives de production,

Concernant la 7 W, son utilisation optimale consiste aujourd'hui à faire des aménagements compte tenu du fait qu'elle ne peut pas extraire sur des passes de 30 m (actuellement utilisées) et que son coût d'exploitation est très élevé.

En résumé, voici les chemins possibles de la production au niveau du chantier bas :



2) Conception et élaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance des engins du chantier bas.

Nous avons en présence trois circuits possibles pour assurer la production que nous appellerons respectivement :

- $i = 1$ ligne de production 1260 W
- $i = 2$ ligne de production 1250 B
- $i = 3$ ligne de production 650 B - 280 B ou 650 B - L 800

Pour évaluer les pertes de production occasionnées par la défaillance d'un engin, deux cas sont à considérer :

- a) le cas où au moment de la défaillance de l'engin, il n'y a aucune autre alternative permettant d'assurer la production,
- b) le cas où il existe une autre possibilité de continuation de la production même à un coût d'exploitation plus élevé.

a) Cas où au moment de la défaillance d'une ligne de production, il n'y a pas possibilité de continuer la production :

a-1) Détermination de la formule permettant le calcul du coût :

Liste des variables utilisées :

- μ_i = le taux de chargement auquel la ligne i est utilisé (c/h)
- v_i = le volume du camion ainsi chargé (m³/c)
- d = le rendement volumétrique moyen (T/m³)

Si C_i représente le coût de défaillance, alors nous avons :

$$C_i = \mu_i \times v_i \times d \text{ en (T/h)}$$

Remarque : généralement, on appelle ce coût le manque à gagner i.e le tonnage horaire que la ligne aurait fait et que l'on ait obligé de perdre.

b) Cas où au moment de la défaillance d'une ligne de production, il ya possibilité de continuer la production par une autre ligne de production.

Dans ce cas deux coûts sont à considérer :

b-1) Le surcoût d'exploitation résultant de l'utilisation d'une autre ligne de production .

A la suite de la défaillance d'une ligne de production, on peut être amené à utiliser une ligne de production dont le coût d'exploitation est plus élevé ou moins élevé que celle qui est défaillante. Il en résulte donc une perte ou un gain selon que l'on se trouve dans le premier cas ou le second cas. Pour tenir compte de cet aspect, nous allons définir un coût que nous appellerons : C'_{ik} .

... / ...

Liste des variables utilisées pour la détermination de C_{ik}^I

Soit P_i = le coût d'exploitation moyen de la ligne i en (F/m³)

P_k = le coût d'exploitation moyen de la ligne k en (F/m³)

Q = la marge nette moyenne réalisée à la tonne marchande (F/T)

D_k = le débit horaire auquel la ligne k est utilisée (m³/h)

Si C_{ik}^I désigne le surcoût d'exploitation résultant de l'utilisation de la ligne à la suite de la défaillance de la ligne, alors, on a :

$$C_{ik}^I = (P_k - P_i) \times D_k \text{ en (F/h)} \text{ ou } C_{ik}^I = \frac{(P_k - P_i) \times D_k}{Q} \text{ en (T/h)}$$

b-2) l'équivalent en tonne marchande à l'heure du volume recouvré ou perdu en cas d'utilisation d'une ligne de production k

Comme on peut le remarquer dans le tableau récapitulatif donnant les caractéristiques des engins, le camion peut avoir un volume variable fonction de l'engin utilisé. Ceci est principalement dû à la compatibilité des dimensions du camion et de celle du godet de l'engin qui charge.

Si nous appelons C_{ik}^{II} ce volume de minerai recouvré ou perdu, nous avons :

Liste des variables utilisées.

Soient : μ_k : le taux de chargement de la ligne k utilisée en (c/h)

v_k : volume du camion chargé avec la ligne k en (m³/c)

v_i : volume de camion chargé avec la ligne i en (m³/c)

d : le rendement volumétrique moyen en (T/m³)

alors :

$$C_{ik}^{II} = \mu_k (v_k - v_i) \times d \text{ en (T/h)}$$

Le coût de défaillance donc de la ligne i en cas d'existence d'une autre ligne de production k est alors

$$C_{iz} = C_{ik}^I - C_{ik}^{II} = \left\{ \frac{(P_k - P_i) \times D_k}{Q} \right\} - \left\{ \mu_k (v_k - v_i) \times d \right\} \text{ en (T/h)}$$

... / ...

Le coût de défaillance d'une ligne de production est alors :

Nous avons en présence de deux coûts de défaillance fonction de la configuration du chantier bas dans sa totalité. Maintenant, nous allons tenter à l'aide de variables que nous allons définir, essayer de donner une formule qui intègre les deux aspects.

Soit X_j : une variable aléatoire qui décrit la fiabilité de la ligne j et définie de la façon suivante :

$$X_j = \begin{cases} 1 & \text{si la ligne de production } j \text{ est fiable} \\ 0 & \text{si la ligne de production est défaillante} \end{cases}$$

Soit n : le nombre de lignes de production, pour le moment $n = 3$

Définissons λ de la façon suivante :

$$\lambda = \prod_{j=1}^n (1 - X_j) = \begin{cases} 1 & \text{si il n'y a aucune autre} \\ & \text{alternative pour faire la} \\ & \text{production} \\ 0 & \text{si il existe au moins une} \\ & \text{autre alternative} \end{cases}$$

Le coût de défaillance de la ligne de production de la ligne i

$$C_i = (1 - \lambda) C_{i2} + \lambda C_{i1} \text{ en } (T/h)$$

Le coût de défaillance pondéré de la ligne de production i est alors

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times C_i = (1 - R_i) \left[(1 - \lambda) C_{i2} + \lambda C_{i1} \right] \text{ en } (T/h)$$

3°) Détermination de quelques paramètres nécessaires
 pour le calcul des coûts de défaillance.

Concernant les lignes de production $i = 1$ et $i = 2$, la formule est directement applicable à la 1260 W et à la 1250 B qui sont respectivement les seuls engins se trouvant dans ces deux lignes de production.

3-1) La ligne de production $i = 3$ i.e 650 B - 280 B à 650 B - L 800 /

a) Estimation du coût d'exploitation moyen : P3

a-1) Sous-ensemble 650 B - L 800 .

Liste des variables utilisées :

Soient $P_{650 B}$ = le coût d'exploitation de la 650 B en (F/m3)

P_{L800} " " de la L 800 en (F/m3)

$V_c/650 B$ = le volume du camion chargé à la 650 B en (m3/c)

$V_c/L800$ = " " " " à la L800 en (m3/C)

Si x désigne le taux de chargement auquel la 650 B est utilisée (c/h)

k = la cadence requise à la station de prétraitement (c/h)

Si nous appelons C_{t_1} le coût moyen du sous-ensemble 650 B-L800 alors :

$$C_{t_1} = \frac{(P_{650B} \times V_c/650B) \times x + (P_{L800} \times V_c/L800) \times (k-x)}{(k-x) \times V_c/L800 + x \times V_c/650B}$$

a-2) Sous-ensemble 650 B - 280 B

Le même raisonnement que précédemment nous conduirait à la formule suivante :

$$C_{t_2} = \frac{(P_{650B} \times V_c/650B) \times x + (P_{280B} \times V_c/280B) \times (k-x)}{(k-x) \times V_c/280B + x \times V_c/650B}$$

Remarque : L'exploitation optimale consisterait à donner à x la valeur maximum de la cadence de la 650 B car cette dernière a un coût d'exploitation moindre que la 280 B et la L 800 et le volume du camion chargé à la 650 B est supérieur à celui obtenu avec la 280 B et la L 800.

En dehors de ces deux coûts relatifs seulement au chargement des camions avec les sous-ensembles (650 B - L800) ou (650 B - 280 B), il y a des coûts relatifs à la constitution du stock tampon sur lequel travaillent ces engins.

Soit C_{s_1} : le coût de stockage relatif à l'utilisation de la dragline qui fait l'extraction

Soit C_{s_2} : le coût de stockage relatif au transport du minerai de l'extraction au stockage

... / ...

Soit P_1 : le coût d'exploitation de la 1260 W (F/m³)
 P_2 : le coût d'exploitation de la 1260 B (F/m³)
 V_{T1} : volume total à extraire avec la 1260 W (m³)
 V_{T2} : volume total à extraire avec la 1250 B (m³)

$$\Rightarrow C_{S1} = \frac{(P_1 \times V_{T1}) + (P_2 \times V_{T2})}{V_{T1} + V_{T2}} \text{ en (F/m}^3\text{)}$$

Soit N_T : le nombre d'heures de marche au minerai des camions
 C_{T3} : le coût horaire moyen des camions
 V_{T3} : le volume de minerai total transporté

$$\Rightarrow C_{S2} = \frac{N_T \times C_{T3}}{V_{T3}} \text{ en (F/m}^3\text{)}$$

Le coût d'exploitation moyen P_3 (650 B-280B ou 650 B-L800) est alors :

$$P_3 = C_{S1} + C_{S2} + \frac{C_{T1} + C_{T2}}{2} \text{ en F/m}^3$$

b) Le volume moyen du camion chargé avec la ligne 3(650B-280B) ou (650 B - L800)

b-1) Sous ensembles 650 B - L 800

Soit V_{3-1} le volume ainsi chargé

$$\Rightarrow V_{3-1} = \frac{x \times V_c/650B + (k-x) \times V_c/1800}{k} \text{ en (m}^3\text{/c)}$$

b-2) Sous ensembles 650 B - 280 B.

Soit V_{3-2} le volume ainsi obtenu avec ce sous-ensemble

$$\Rightarrow V_{3-2} = \frac{x \times V_c/650B + (k-x) \times V_c/280B}{k} \text{ en (m}^3\text{/c)}$$

Si nous appelons V_3 : le volume moyen du camion chargé avec la ligne 3, nous avons :

$$V_3 = \frac{V_{3-1} + V_{3-2}}{2} \text{ en m}^3\text{/c}$$

c) Fiabilité de la ligne de production 3 : (650B-280B) ou (650B - L.800)

Si R la fiabilité d'un quelconque engin, alors la fiabilité de la ligne 3 est alors :

$$R_3 = R_{650B} \times [R_{280B} + R_{L800} - R_{280B} \cdot R_{L800}]$$

4) Estimation des différentes mesures de fiabilité.

Du fait du caractère aléatoire des défaillances, nous nous sommes attelés tout d'abord à déterminer les courbes caractéristiques de fiabilité des engins à l'aide des statistiques relevées dans l'année budgétaire 1981 (voir annexe n°)

4. 1.) Démarche suivie pour la détermination des fiabilités

Tout d'abord, nous avons calculé les taux de défaillance moyens à partir des temps totaux utilisables (T.T.U.) i.e des temps totaux moins les temps nécessaires pour les arrêts exploitation et les temps d'immobilisation non imputables aux engins (voir annexe 1 :

Les taux de défaillance obtenus sont les suivants :

Engins	1260 W	1250 B	650 B	L 800	280 B
Taux de défaillance (h^{-1})	0,0220	0,0192	0,0162	0,0190	0,0146

Après détermination des taux de défaillance, nous avons fait une étude de fiabilité des différents engins jour après jour pendant au moins 50 jours pour voir l'évolution de la fiabilité en fonction du temps :

Les résultats auxquels nous sommes arrivés sont les suivants :

durée(h)	0	24	48	72	96	120	144
Engins							
1260 W	100%	53%	31%	23%	14%	0%	-
1250 B	100%	67%	41%	30%	14.3%	13.3%	-
650 B	100%	71%	53%	40%	25%	17%	-
L 800	100%	50%	21%	12%	6%	0%	-
280 B	100%	70%	50%	30%	23%	17%	11%

... / ...

Nous avons représenté graphiquement l'évolution de la fiabilité en fonction du temps pour chacun des engins (voir annexe 2) afin de déterminer la loi de probabilité qui décrivait le mieux le comportement de la fiabilité en fonction du temps. Les courbes obtenues nous faisaient penser à une loi exponentielle négative ce qui voudrait dire que les défaillances suivaient une loi de POISSON : néanmoins, nous avons fait une analyse de ces résultats sur la base du modèle suivant :

4-2) Modèle mathématique d'analyse des résultats.

Dans cette section, nous nous proposons de déterminer la loi de probabilité qui décrit le mieux le comportement de la fiabilité.

Soit θ : une variable associée au temps

Soit R : une variable associée à la fiabilité (R : Reliability)

Nous nous proposons de chercher $R = f(\theta)$ Pour cela, nous allons chercher si R est une fonction exponentielle négative i.e si les défaillances suivent une loi de Poisson.

Soient k_0, k_1 deux nombres réels

$$\text{posons : } R = k_0 e^{k_1 \theta} \Rightarrow \log R = \log k_0 + k_1 \theta$$

faisons un changement de variable en posant :

$$A_0 = \log k_0 \text{ et } A_1 = k_1$$

$$Y = \log R \text{ et } \theta = X$$

$$\Rightarrow \log R = \log k_0 + k_1 \theta \equiv Y = A_0 + A_1 X$$

on remarquera que Y varie linéairement en fonction de X et qu'il suffit de tracer la meilleure à partir des résultats obtenus pour avoir $Y = f(X)$. En utilisant les équations relatives à la corrélation linéaire, on déterminera A_0 et A_1 qui permettent d'obtenir l'équation de la meilleure droite. Nous aurons alors :

$$A_0 = \frac{(\sum Y_i)(\sum X_i^2) - (\sum X_i)(\sum X_i Y_i)}{N \sum X_i^2 - (\sum X_i)^2}$$

$$A_1 = \frac{N \sum X_i Y_i - (\sum X_i)(\sum Y_i)}{N \sum X_i^2 - (\sum X_i)^2}$$

Après avoir déterminé A_0, A_1 , il suffit de poser

$$k_0 = e^{A_0} \text{ et } A_1 = k_1 \text{ pour avoir } R = k_0 e^{k_1 \theta}$$

4-3) Application du modèle

Avec les résultats obtenus, nous allons faire une application pratique du modèle précédent pour voir dans quelle mesure on pourrait dire que la fiabilité est une exponentielle négative.

Pour ce faire, choisissons la 280 B

1) les statistiques donnent comme résultats : Voir page 12

t(j)	1	2	3	4	5	6
R	70%	50%	30%	23%	17%	11%

2) Changement de variable $Y = \log R$ et $X = t$

X	1	2	3	4	5	6
Y = logR	-0.4	-0.7	-1.0	-1.4	-1.8	-2.1

3) Calcul de A_0 et A_1

$$N = 6$$

$$\sum Y_i = -7.4$$

$$\sum X_i = \frac{N(N+1)}{2} = 21$$

$$\sum X_i^2 = \frac{N(N+1)(2N+1)}{6} = 91$$

$$\sum X_i Y_i = -32$$

$$\Rightarrow A_0 = \frac{\sum Y_i \sum X_i^2 - (\sum X_i)(\sum X_i Y_i)}{N \sum X_i^2 - (\sum X_i)^2} = \frac{-7.4(91) - (21)(-32)}{6(91) - 21^2} = -0.013$$

$$A_1 = \frac{N \sum X_i Y_i - (\sum X_i)(\sum Y_i)}{N \sum X_i^2 - (\sum X_i)^2} = \frac{6(-32) - 21(-7.4)}{6(91) - 21^2} = -0.349$$

$$\Rightarrow Y = -0.013 - 0.349X \text{ et avec } A_0 = \log k_0 \Rightarrow k_0 = e^{A_0} = e^{-0.013} = 0.99$$

$$A_1 = k_1 = -0.349$$

$$\Rightarrow R(\theta) = 0.99 e^{-0.349\theta} \text{ avec } \theta \text{ exprimé en jours (j)}$$

$$\text{ou } \underline{R(\theta) = 0.99 e^{-0.0145\theta}} \text{ avec } \theta \text{ exprimé en heures (h)}$$

Conclusion

Nous avons trouvé avec l'analyse précédente que $R(\theta) = 0.99 e^{-0.0145\theta}$

$$\Rightarrow R(\theta) \approx e^{-0.0145\theta}$$

ce qui est une loi exponentielle négative à un taux de défaillance $\lambda = 0.0145 \text{ h}^{-1}$ presque identique au taux de défaillance de la 280 B trouvé avec le calcul ($\lambda = 0.0146 \text{ h}^{-1}$)

Nous pouvons donc dire que les défaillances suivent une loi de Poisson et que la fiabilité i.e. que la probabilité qu'il ne se produise aucune défaillance dans un intervalle de temps θ est une loi exponentielle négative. En effet, pour une loi de Poisson, la probabilité qu'il se produise k défaillance pendant 1 temps θ peut s'écrire :

$$p(X=k) = \frac{(\lambda\theta)^k}{k!} e^{-\lambda\theta} \quad \text{avec } \lambda = \text{taux de défaillance}$$

$$\Rightarrow p(X=0) = \frac{(\lambda\theta)^0}{0!} e^{-\lambda\theta} = e^{-\lambda\theta} = R(\theta)$$

On trouvera en annexe les courbes de fiabilité de l'ensemble des engins du chantier bas.

	lignes de Even - -tualites	Produos			Ri	Ci (T/h)	Ci (T/h)	Ci (F/h)
		1	2	3				
<u>Cas de la defaillance de la 1260W</u>	WI	0 ⁻	1 ⁺	1	58.9%	-1.409	-0.579	-1233.33
	WII	0 ⁻	1	1 ⁺		44.002	18.085	38213.61
	WIII	0 ⁻	1 ⁺	0		-1.409	-0.579	-1233.33
	WIV	0 ⁻	0	1 ⁺		44.002	18.085	38213.61
	WV	0 ⁻	0	0		262.117	107.73	227633.49
<u>Cas de la defaillance de la 1250B</u>	BI	1 ⁺	0 ⁻	1	63%	1.619	0.599	1265.90
	BII	1	0 ⁻	1 ⁺		46.359	17.153	36244.29
	BIII	1 ⁺	0 ⁻	0		1.619	0.599	1265.90
	BIV	0	0 ⁻	1 ⁺		46.359	17.153	36244.29
	BV	0	0 ⁻	0		276.324	102.24	216033.12
<u>Cas de la defaillance de la 650B ou de la 280B et de la L800.</u>	CI	1 ⁺	1	0 ⁻	60.45%	-41.879	-16.563	-34997.62
	CII	1	1 ⁺	0 ⁻		-44.973	-17.787	-37583.93
	CIII	0	1 ⁺	0 ⁻		-44.973	-17.787	-37583.93
	CIV	1 ⁺	0	0 ⁻		-41.879	-16.563	-34997.62
	CV	0	0	0 ⁻		284.602	112.56	237838.80

B°) LE PARC DUMPERS OU PARC CAMIONS 100 TONNES

Le parc Dumpers a pour rôle principal de garantir le transport du minerai de la station "DRAGLINES" jusqu'à la station DEBOURBAGE.

Il est composé d'une flotte de 11 camions ayant des caractéristiques techniques approximativement identiques et des capacités voisines.

1°) Elaboration du modèle du calcul du coût de défaillance.

Généralement les 11 camions ne sont pas quotidiennement disponibles pour l'exploitation étant donné les révisions journalières et les entretiens programmés.

Appelons donc n : le nombre de camions susceptibles d'être utilisés pour le transport minéral.

Soit k : le nombre minimum de camions nécessaires dans le circuit "DRAGLINES-DEBOURBAGE"

Soit X_i : une variable aléatoire caractérisant l'état du camion et définie de la façon suivante :

$$X_i = \begin{cases} 1 & \text{si le camion est fiable} \\ 0 & \text{si le camion est défaillant} \end{cases}$$

Soit $\phi(X_1, X_2, \dots, X_n)$ une variable aléatoire caractérisant l'état du parc tout entier, elle est alors définie de la façon suivante :

$$\phi(x_1, x_2, \dots, x_n) = \begin{cases} 1 & \text{si } \sum_{i=1}^n x_i \geq k : k \text{ camions au moins} \\ & \text{sont disponibles} \\ 0 & \text{si } \sum_{i=1}^n x_i < k : \text{le nombre de} \\ & \text{camions disponibles} \\ & \text{est inférieur à } k \end{cases}$$

Etant donné que les camions travaillent dans les mêmes conditions, bénéficient du même système d'entretien et sont de la même marque, nous pouvons faire l'hypothèse que : $p(X_1=1) = p(X_2=1) = \dots = p(X_n=1) = p$

La variable aléatoire $X = \sum_{i=1}^n X_i$ suit une loi BINOMIALE et que la probabilité que le parc soit fiable, i.e que le nombre minimum de camions disponibles soit supérieur à k est :

$$R_p = \sum_{i=k}^n C_n^i p^i (1-p)^{n-i}$$

Soient \bar{v} = la capacité moyenne d'1 camion chargé (m³/c)
 d = le rendement volumétrique (T/m³)
 k' = la cadence de la station de prétraitement (c/h)

Soit C_c le coût de défaillance d'un camion (dans les conditions telles que le parc ne sera plus capable de satisfaire les exigences de l'exploitation $n = k$)

On peut donc écrire :

$$C_c = k' \times d \times \bar{v} \text{ en T/h}$$

Si nous appelons \dot{C}_c : le coût de défaillance pondéré, alors nous avons :

$$\dot{C}_c = \left[1 - \sum_{i=k}^n C_n^i p^i (1-p)^{n-i} \right] \times k' \times d \times \bar{v} \text{ en T/h}$$

Remarque : concernant la détermination des fiabilités, nous avons fait une étude statistique sur les 11 camions durant 6 mois de l'année budgétaire 1981, voir annexe: 3 et nous avons choisi un camion dont on a étudié l'évolution de la fiabilité sur 60 j, voir annexe 4 c'est qui nous a permis de déterminer p

2°) Application du modèle

avec $k' = 13$; $k = 4$, $n = 10$, $p = 59\%$, $\bar{v} = \frac{v_1 + v_2 + v_3}{3} = 46.5 \text{ m}^3$, $c = 0.458$

nous avons :

R_p	$1 - R_p$	C_c (T/h)	\dot{C}_c (T/h)	\dot{C}_c (F/h)
86%	14%	276.861	38.76	81901.02

II.1.11. La station Prétraitement.

C'est au niveau de la station de prétraitement que le minerai brut subit son premier traitement à l'issue duquel il soit sous forme de pulpe ou jetée mine pour être acheminé à la laverie.

1) Présentation et analyse du circuit de production

Le prétraitement est composé de 4 circuits qui sont les suivants :

- A. Le circuit du minerai : concerne l'ensemble des éléments à travers lesquels passe le minerai pour être traité.
- B. Le circuit de l'eau ou alimentation en eau claire : concerne les pompes qui permettent de véhiculer l'eau nécessaire au traitement du minerai.
- C. Le circuit de mise à terril : Ce circuit est principalement constitué de convoyeurs qui permettent l'évacuation des silex
- D. Le transport hydraulique : ce circuit permet l'acheminement de la pulpe qui sort de la station vers la laverie au moyen de deux pompes de tête en parallèle et trois stations relais en Série.

Remarque : on pourra consulter l'annexe n° 5 pour l'intégration de ces différents circuits.

Analyse de la station prétraitement

En cas de défaillance de l'un quelconque de ces 4 circuits, la station Prétraitement est obligée de s'arrêter.

Ce qu'on pourrait représenter de la façon suivante :

Circuit de minerai	Circuit de l'eau	Circuit de mise à terril	Transport hydraulique	Prétraitement
0*	1	1	1	0
1	0*	1	1	0
1	1	0*	1	0
1	1	1	0*	0

* : défaillant

1 : fiable

0 : tombe à l'arrêt

(2) Elaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance.

Pour le calcul des coûts de défaillance des différents éléments qui composent la station Prétraitement, nous allons d'abord déterminer le coût de défaillance de chacun des circuits et ensuite nous déterminerons le coût de défaillance des éléments qui composent chacun des circuits.

Soient \dot{C}_m : concentré marchand/tonne de jetée mine
 \dot{J}_m : tonne de jetée mine par dumper
 k' : la cadence de la station de prétraitement

Soit C_j le coût de défaillance du circuit j est alors :

$$C_j = k' \times \dot{C}_m \times \dot{J}_m \quad (\text{T/h})$$

avec $j = \begin{cases} 1 : \text{circuit du minerai} \\ 2 : \text{circuit de l'eau} \\ 3 : \text{circuit de mise à terril} \\ 4 : \text{transport hydraulique} \end{cases}$

Soit R_j : la fiabilité du circuit j , alors le coût de défaillance pondéré sera :

$$\dot{C}_j = (1 - R_j) C_j = (1 - R_j) \times k' \times \dot{C}_m \times \dot{J}_m \quad \text{en(T/h)}$$

Connaissant le coût de défaillance et le cout de défaillance pondéré de chacun des circuits, on pourra déterminer le coût de défaillance de chacun des éléments qui composent les différents circuits. En effet, nous avons tenu de calculer les coûts de défaillance de chacun des circuits non seulement comme étape intermédiaire mais pour permettre surtout d'avoir une idée précise sur leur fiabilité. Ainsi, si nous appelons R_{ij} la fiabilité d'un élément i se trouvant dans le circuit j si cet élément entraîne l'arrêt du circuit en cas de défaillance, alors le coût de défaillance de cet élément sera :

$$C_{ij} = C_j = k' \times \dot{C}_m \times \dot{J}_m$$

Le coût de défaillance pondéré de l'élément sera alors

$$\dot{C}_{ij} = \frac{1 - R_i}{1 - R_j} \times \dot{C}_j$$

... / ...

3) Détermination des différentes fiabilités.

Concernant la détermination des différentes fiabilités, nous avons tout d'abord fait une étude statistique des défaillances des différents circuits avec les résultats de l'année budgétaire 1981. C'est ce qui nous a permis de déterminer les taux de défaillance de chacun des 4 circuits (voir annexe n° 6).

Ensuite, nous avons fait une étude analogue appliquée aux différents éléments de ces circuits pour obtenir leur taux de défaillance et enfin, nous avons choisi l'ATM (alimentateur) comme élément de référence dont nous avons tracé la courbe de fiabilité et déterminé analytiquement la loi de probabilité pour voir jusqu'à quel point on pouvait considérer que la fiabilité suivait une loi exponentielle négative.

Concernant l'ATM, les résultats auxquels nous sommes arrivés sont les suivants :

$$\text{taux de défaillance : } \lambda = 2.6 \cdot 10^3 \text{ h}^{-1}$$

$$\text{loi de probabilité : } R = 1.004 e^{-2.7 \cdot 10^3 t} \approx e^{-2.7 \cdot 10^3 t}$$

Comme on peut le remarquer, la fiabilité varie exponentiellement à un taux presque identique au taux de défaillance obtenu statistiquement si bien que l'hypothèse qui consiste à dire que les défaillances suivent une loi de Poisson et la fiabilité est une fonction exponentielle négative peut être acceptée.

4) Application du modèle du calcul des coûts de défaillance.

4-1) Calcul des coûts de défaillance de chacun des circuits

Avec les données du budget 1981, nous avons :

$$\dot{C}_m = 0.381 \quad ; \quad \dot{J}_m = 55 \quad ; \quad k' = 13$$

Circuits	Repère	Rj	Cj (T/h)	\dot{C}_j (T/h)	\dot{C}_j (F/h)
Circuit du minerai	1	66.18%	272.415	92.131	194 672.8
Circuit de l'eau claire	2	96%	272.415	10.897	23 025.36
Circuit de mise à terril	3	95.54%	272.415	12.150	25 672.95
Transport hydraulique	4	66.34%	272.415	91.695	193 751.54

4-2) Calcul des coûts de défaillance des éléments qui composent les différents circuits.

4.2. 1.) Circuit du minerai

Nous allons tout d'abord définir le circuit du minerai en donnant la liste et le rôle des éléments qui le composent :

1) Liste des éléments qui composent le circuit du minerai

Eléments du circuit minerai	Repère	Capacité	Rôle dans le circuit de production
<u>La trémie</u>	T	max 17 c/h	assure la réception du minerai déchargé par les camions 100 T
<u>L'alimentateur</u> weserhutte, larg. 2400 x 10620	ATM	1000 t/h	assure l'alimentation du crible 1
<u>Le crible I</u> maille 100 x 20 - 1 moteur MJUS 200 b4 - 22 CV 1500 t/mn	CRI	720 t/h	la répartition au crible I se fait comme suit : - les + 210 aux aux alvéoles - les - 70 au crible 2 - les - 210 au débourbeur
<u>Le crible II</u> maille 20 x 20 - 1 moteur MJUS - 200 b4 - 22 CV 1500 tr/mn	CR II	650 t/h	la répartition se fait comme suit : - les - 30 à la fosse à pulpe - les + 30 au débourbeur
<u>Le débourbeur</u> scrubber Allis chalmers 1 moteur Jeumont FT631 450 CV- 1500 tr/mn	Deb.	390m ³ /h	Il permet de récupérer le maximum de minerai possible en permettant le lavage des silex et en pulvérisant le maximum de + 70
<u>Le crible III</u> maille 20 x 20	CR III	225t/h	le criblage est ainsi fait : - les + 30 à la mise à terril - les - 30 à la fosse à pulpe

Remarque : les débits donnés dans le tableau précédent sont estimés par rapport à une capacité de la station de 17 c/h.

la défaillance de l'un quelconque de ces éléments entraîne l'arrêt de tout le circuit minerai et donc de la station Prtraitement.

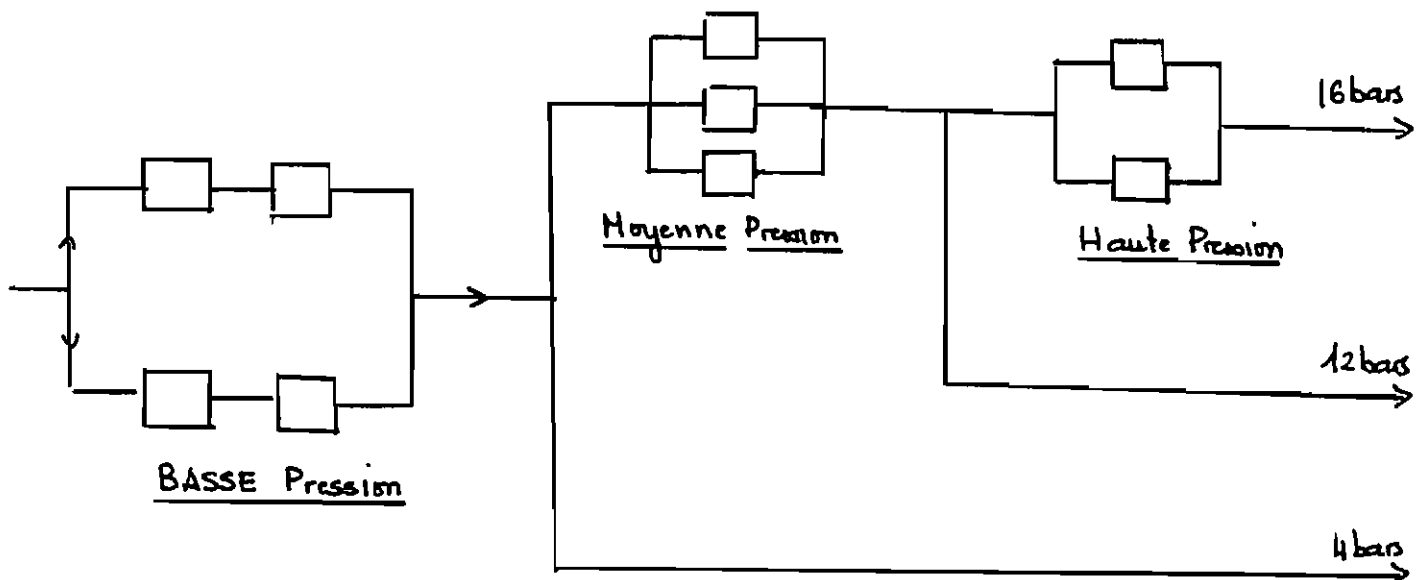
... / ...

2°) Calcul des coûts de défaillance.

Liste des Elements	R_i	$C_j = C_{ij} = C_i$	$\frac{1-R_i}{1-R_j}$	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)
CR _I	95.08%	92.131	0.145	13.359	28 227.57
CR _{II}	85.35%	92.131	0.433	39.893	84 293.91
CR _{III}	94.18%	92.131	0.172	15.847	33 484.71
A.T.M	93.95%	92.131	0.179	16.491	34 845.48
Debourbeur	91.94%	92.131	0.238	21.927	46 331.75

4.2.2.) Circuit de l'eau claire

Le circuit de l'eau claire est composée de 4 pompes Basse Pression, 3 pompes Moyenne pression, 2 pompes haute pression et deux pompes Layne.

1°) Représentation graphique du circuit eau claire.

Remarque : Nous avons tenu d'isoler et de représenter de façon schématique le circuit de l'eau claire pour permettre d'avoir un aperçu sur la composition du circuit et pour expliciter davantage l'analyse qui suit.

2°) Analyse détaillée du circuit de l'eau claire.

Pour que la marche du circuit eau claire soit possible, il faut que les conditions suivantes soient possibles :

- 2. 1.) 2 pompes basse pression au moins fonctionnent
- 2. 2.) Une pompe moyenne pression au moins fonctionne
- 2. 3.) Une pompe haute pression au moins fonctionne

Maintenant, nous allons étudier ces différents cas :

2. 1. Fiabilité du sous-ensemble des pompes basse pression

(Compte tenu du fait que les pompes basse pression sont toutes des pompes GUINARD, qu'elles sont installées dans les mêmes et qu'elles travaillent dans des conditions identiques, nous pouvons faire l'approximation qui consiste à dire que ces pompes ont la même fiabilité à défaut d'avoir des statistiques spécifiques à chacune des pompes. Si bien que si nous appelons :

p_1 : la probabilité qu'une pompe basse pression soit fiable, alors la probabilité que le sous-ensemble des pompes basse pression soit fiable est :

$$R_1 = \sum_{i=2}^4 C_4^i p_1^i (1-p_1)^{4-i}$$

2. 2. Fiabilité du sous-ensemble des pompes moyenne pression.

o Pour les mêmes raisons que précédemment, nous pouvons supposer que les pompes moyenne pression (MP) ont les mêmes fiabilités. Et si p_2 désigne la fiabilité d'une pompe (MP) alors la fiabilité du sous-ensemble des pompes Moyenne Pression s'écrirait :

$$R_2 = \sum_{i=1}^3 C_3^i p_2^i (1-p_2)^{3-i}$$

2. 3. Fiabilité du sous-ensemble des pompes haute pression

Nous avons 2 pompes haute pression que nous supposons suivre les mêmes lois de probabilité pour les raisons déjà citées. Si nous appelons p_3 la probabilité qu'une pompe haute pression soit fiable, alors le sous-ensemble des pompes haute pression aurait pour fiabilité :

$$R_3 = \sum_{i=1}^2 C_2^i p_3^i (1-p_3)^{2-i}$$

Remarque : Pour l'obtention de ces formules, un développement exhaustif a été fait dans le chapitre des camions 100 T. Si besoin, on se référera à ce chapitre pour voir comment on est arrivé.

Nous n'avons pas parlé des pompes LAYNE 85 que nous considérons dans le cadre du circuit Eau laverie.

3°) Application du modèle de calcul des coûts de défaillance.

- è Nous n'avons pas pu avoir des statistiques sur les défaillances des sous-ensembles considérés, néanmoins nous avons eu des statistiques relatives au circuit de l'eau claire en général. Si bien qu'après un calcul à rebours et des discussions avec les responsables de ce circuit nous avons estimé la fiabilité de ces pompes à 75% ce qui ne contredisait pas la fiabilité du circuit eau qui est de 96%.

3. 1. Tableau récapitulatif du calcul des coûts de défaillance

Sous-ensembles	R_i	$\dot{C}_j = \dot{C}_2$ (T/h)	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)	$\frac{1 - R_i}{1 - R_j}$
pompes Basse Pression	98.43%	10.897	4.277	9037.30	0.3925
pompes Moyenne Pression	99.66%		0.926	1956.64	0.085
pompe Haute Pression	97.75%		6.130	12952.69	0.5625

4. 2. 3. Circuit de mise à terril.

Le circuit de mise à terril dont le rôle est d'évacuer les silex est composé des éléments suivants :

liste des Elements	Repère	Caracteristiques
transporteur Stériles refus CRI	CS ₁	- 1 moteur CEN NJUS 180 b4 41cv - 1500 tpm - bande 1200
transporteur Stériles refus CRII et CS ₁	CS ₂	- 1 moteur CEN NJUS 280 b4 67cv - 1500 tpm - bande 1200
transporteur de mise à terril secours	CS ₃	- 1 moteur Cuiracem - 315 S4 75kw - 1500 tpm bande 800
transporteur pivotant de mise à terril secours	CS ₄	- 1 moteur moteur pour Groupe Hydraulique : 1.5cv - 1500 tpm bande 800
transporteur de mise à terril N°2	CS ₅	- 1 moteur CEN MBUG 315 S4 - 100cv - 1500 tpm bande 1200
transporteur pivotant de mise à terril N°2	CS ₆	- bande 1200. 1 moteur CEN type NJUS 180 b4

1°) Analyse du circuit de mise à terre

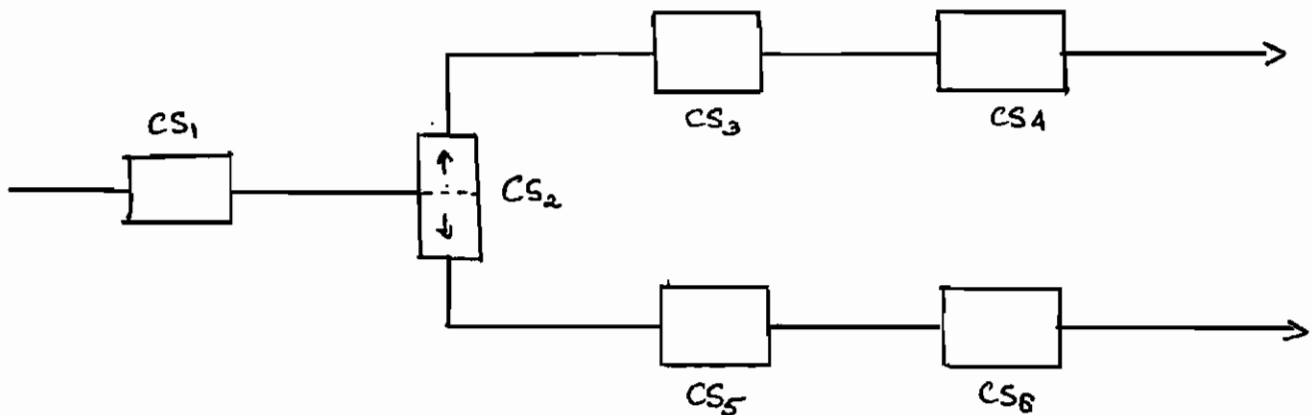
Les transporteurs dont la défaillance entraîne l'arrêt du circuit de mise à terre :

- le transporteur stériles : CS1
- le transporteur stériles : CS2

Concernant les circuits de mise à terre proprement dit (CS3-CS4) et (CS5-CS6) nous dirons :

la marche de l'un des circuits (CS3-CS4) et (CS5-CS6) au moins est une condition nécessaire pour la marche du circuit de mise à terre.

Pour donner un aperçu du circuit de mise à terre et pour permettre d'avoir des idées plus précises sur ce qui est énoncé ci-haut, nous nous proposons de donner une représentation schématique du circuit.



2°) Application du modèle de calcul des coûts de défaillance.

Pour l'estimation des mesures de probabilité, nous considérerons les transporteurs CS1 et CS2 ensemble et les portions de mise à terre (CS3-CS4) et (CS5-CS6) ensemble. Ceci est simplement dû au fait que toutes les statistiques que nous avons pu avoir ont été relevées de cette façon du point de vue cohérence c'est compatible avec les rôles des convoyeurs.

Concernant la portion (CS5-CS6) proprement dite, elle n'était pas encore fonctionnelle si bien qu'il était impossible d'avoir des statistiques relatives à sa marche, nous ferons donc l'hypothèse qu'elle suivra les mêmes lois de probabilité que la portion CS3-CS4 étant donné que leur moteur d'entraînement bien que différents opèrent dans les gammes de vitesse et de puissance identiques et que leurs conditions d'utilisation sont similaires.

... / ...

2. 1. Tableau récapitulatif du calcul des coûts de défaillance

Sous. ensembles	Ri	$\frac{1-R_i}{1-R_j}$	$\dot{C}_j = \dot{C}_3$ (T/h)	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)
CS ₁ - CS ₂	98.7%	0.740	12.150	8.991	18997.8
CS ₃ - CS ₄ CS ₅ ^m - CS ₆	99.96%	0.01		0.1215	256.73

4. 2. 4.) Transport hydraulique.

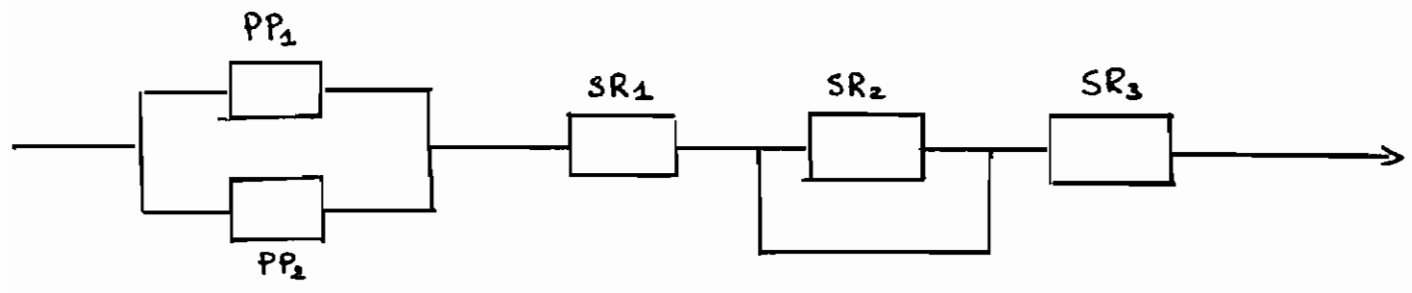
Le transport hydraulique est assuré par deux pompes de tête et 3 pompes Relais. La puissance nécessaire pour le transport de la jetée mine jusqu'à la laverie est de 3000 cv.

1°) Liste des éléments et indications :

- 2 pompes de tête : (PP₁) de 500 CV) et (PP₂) de 1000 CV
- 3 pompes de relais : SR₁ - SR₂ - SR₃, ce sont des pompes de 1000 CV

Nous nous proposons de donner une représentation graphique schématique pour permettre à l'analyse qui suit d'être la plus explicite que possible.

1. 1.) Représentation graphique du circuit



Remarque : Si la pompe de tête PP₂ marche, on court-circuite la station relais SR₂, autrement on fait fonctionner les 3 stations Relais. Si bien que nous pouvons distinguer 2 ensembles fonction de la pompe de tête qui marche, il s'agit de :

$$S_1 = PP_1 - SR_1 - SR_2 - SR_3$$

$$S_2 = PP_2 - SR_1 - SR_3$$

... / ...

2°) Calcul des coûts de défaillance.

Avant de passer au calcul proprement dit, nous allons tout d'abord déterminer l'équivalent en (T/h) de la différence en consommation d'énergie des deux sous-ensembles ci-dessus. En effet, si on fonctionne le sous-ensemble S1, la consommation est de 3500 CV alors que seuls 3000 CV sont nécessaires. Il en résulte une perte de 500 CV dont l'équivalent en T/h est :

$$eq(500cv) = \frac{500 \times 0.735}{2113} \times 30.74 = 5.346 T/h$$

2.1.) Calcul des coûts de défaillance de ces deux sous-ensembles.

Sous-ensembles	Ri	$\frac{1-R_i}{1-R_{S_i}}$	$\dot{C}_i = \dot{C}_4$ (T/h)	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)
PP1 - SR1 - SR2 - SR3	65.6%	1.022	31.695	99.058	209 309.55
PP2 - SR1 - SR3	72.9%	0.805		73.814	155 968.98

2.2.) Calcul des coûts de défaillance des différents éléments.

221) le sous-ensemble S1 = PP1 - SR1 - SR2 - SR3 tombe à l'arrêt alors que PP2 n'est pas disponible.

Liste des éléments	Fiabilité: Ri	$\frac{1-R_i}{1-R_{S_1}}$	\dot{C}_{S_1} (T/h)	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)
PP2	85%	0.436	99.058	43.189	91 258.36
SR1	90%	0.291		28.829	60 915.68
SR2	90%	0.291		28.829	60 915.68
SR3	90%	0.291		28.829	60 915.68

2.2.2. Le sous-ensemble S2 = PP2 - SR1 - SR3 tombe à l'arrêt alors que S1 n'est pas disponible,

Liste des éléments	Fiabilité: Ri	$\frac{1-R_i}{1-R_{S_2}}$	\dot{C}_{S_2} (T/h)	\dot{C}_{ij} (T/h)	\dot{C}_{ij} (F/h)
PP2	85%	0.553		40.819	86 250.55
SR1	90%	0.369		25.265	53 384.95
SR3	90%	0.369		25.265	53 384.95

2.2.3.) Le sous-ensemble S2 = PP2 - SR1 - SR3 tombe à l'arrêt alors que S1 est disponible :

On continue à faire la production et la seule perte qui existe est d'ordre énergétique car on est obligé d'utiliser S1 qui a une consommation plus grande.

Le coût de défaillance du sous-ensemble S1 serait : C = 5.346 T/h

Le coût de défaillance pondéré serait alors :

$$\dot{C} = 5.346 \text{ T/h} \times 0.271 = 1.449 \text{ T/h}$$

2.2.4.) Le sous-ensemble S1 = P1 - SR1 - SR2 - SR3 à l'arrêt alors que S1 est fiable

La production continue à un coût d'exploitation optimal. Notre coût de défaillance à la suite de l'utilisation S2 est alors nul.

5°) Conclusion sur le Service Mine.

Du fait de la mobilité² du système d'exploitation (utilisation des engins surtout au niveau du chantier Bas), il s'agira, à chaque fois^{que} les conditions d'exploitation changent d'actualiser les modèles mathématiques dont nous avons parlé précédemment. Concernant les statistiques nous avons fait notre choix sur l'année budgétaire 1981, correspondant à un rythme de production élevé et une utilisation intensive des engins. Ce qui nous confère le maximum de sécurité.

II.11. LE SERVICE USINE.

L'Usine est composée de 3 principaux ateliers :

- La préparation
- La flottation
- Le Séchage

Pour l'analyse ainsi que pour le calcul des coûts de défaillance des éléments de la laverie, nous allons successivement considérer chacun des sous-ensembles.

II.11. 1. Atelier de préparation.

Comme son nom l'indique, l'atelier de préparation permet la préparation du minerai issu de la station débouillage pour la flottation : les principales opérations que l'on effectue au niveau de la préparation sont le criblage, le broyage qui permette de débarrasser le minerai du stérile et la classification. Nous nous proposons d'abord à l'annexe n° 7 pour avoir un aperçu sur le flow-sheet de la préparation.

1°) Analyse du circuit de Production.

Du fait de la complexité du circuit de production de la Préparation et de la méconnaissance de certains flux, nous avons dans le but de simplifier le circuit et de déterminer les flux principaux, tenté de dégager des subdivisions qui nous permettraient de regrouper les éléments contribuant pour une même opération. L'élaboration de ces subdivisions nous a permis d'apprécier leur importance relative et l'importance relative des éléments qui le composent.

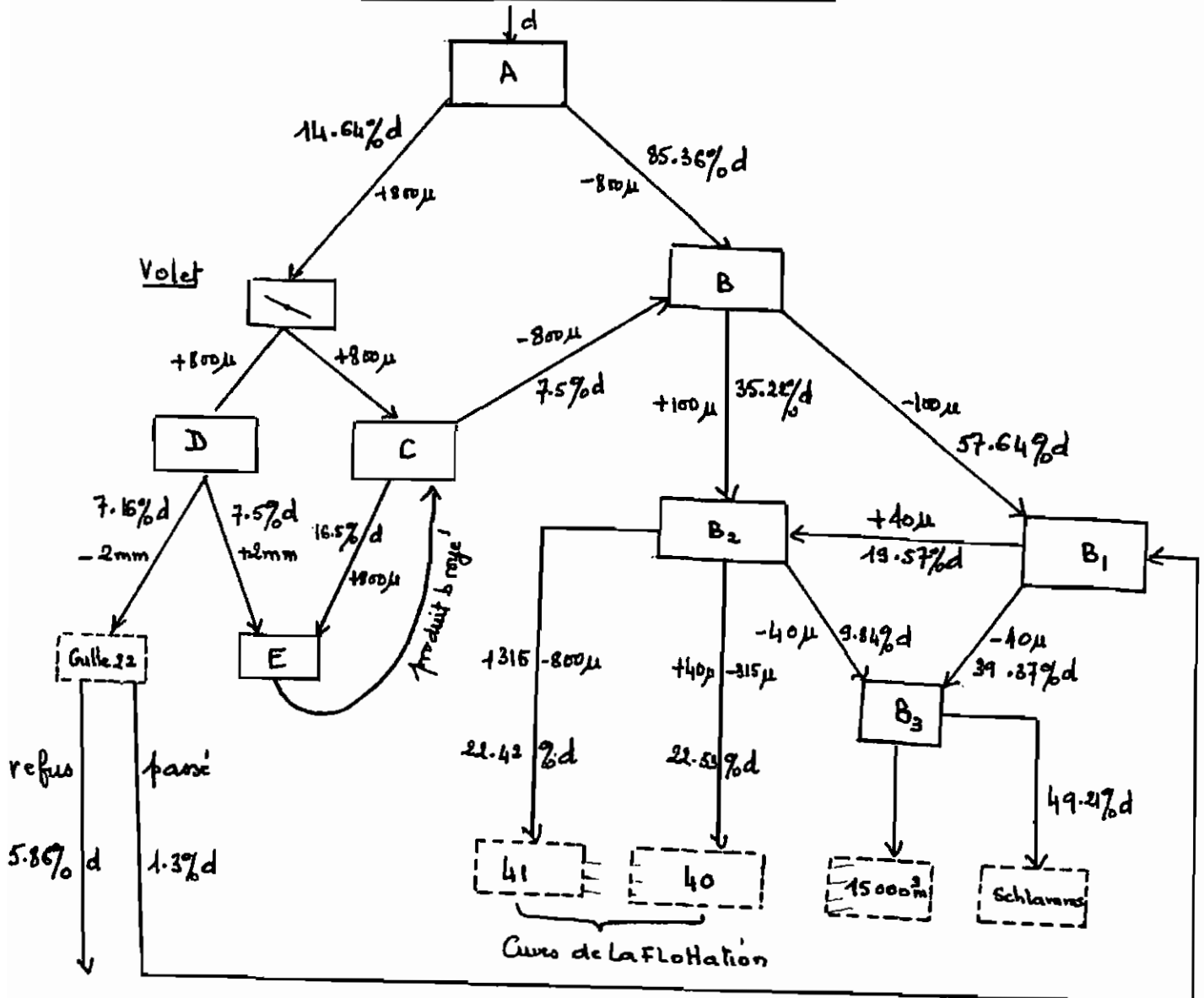
Les principales subdivisions que nous avons distinguées sont les suivantes :

<u>Subdivisions</u>	<u>Repère</u>
alimentation en jetée mine	A
coupure à 100 microns	B
coupure à 40 microns	B1
classification	B2
récupération des eaux	B3
criblage	C
coupure à 2 mm	D
broyage	E

... / ...

Avant de passer à l'analyse détaillée du circuit de production, nous vous proposons le circuit simplifié de la préparation qui nous montrera les différentes liaisons qui existent entre les subdivisions et les différents flux exprimé en pourcentage du débit de tonnes sèches d'entrée.

Circuit simplifié de la Préparation.



Remarque. Nous avons tenté dans ce circuit simplifié que nous avons élaboré pour les objectifs de l'étude non seulement de donner l'interdépendance des différentes subdivisions et les différents flux mais aussi la granulométrie des particules dans les différentes branches.

Concernant la légende i.e la désignation des différentes lettres, nous l'avons déjà mentionnée précédemment.

... / ...

Concernant la nomination des différents éléments qui constituent ces subdivisions, nous dresserons un tableau récapitulatif dans lequel nous mentionnerons toutes les indications nécessaires en fin d'analyse.

1. 1. Quelques remarques sur le fonctionnement en général de la préparation

Du fait des cuves 11₁, 11₂, 11₃, 11₄ qui sont des cuves de stockage des produits issus de la coupure à 100 microns, la classification peut continuer à alimenter les cuves 40 et 41 de la flottation dans le cas où la préparation proprement dite est arrêtée.

D'autre part, l'arrêt de la classification dans le cas où les cuves 11 sont pleines peut entraîner l'arrêt de la préparation et dans le cas où les cuves 40 et 41 sont vides peut entraîner l'arrêt de la flottation. Nous étions tenté de considérer dans notre analyse la classification comme subdivision mais du fait de l'autonomie que lui confèrent les cuves 11₁, 11₂, 11₃, 11₄, nous l'avons considérée comme subdivision principale qui détermine partiellement la marche du circuit aval en essayant de déterminer un coefficient de pondération qui tienne compte du pourcentage du temps du temps pendant lequel la préparation est arrêtée à cause des cuves 11 hautes.

Nous allons donner un tableau récapitulatif des impacts en cas d'arrêt de chacune des subdivisions sur la préparation que nous avons réduite à toutes les subdivisions moins la classification et la récupération des eaux qui sont les seules subdivisions qui, en cas de défaillance entraîne l'arrêt de toute la Préparation,

Defaillance au niveau de:	A	B	C	D	E	B ₁	Conséquences
L'alimentation en J.M	0*	0	0	0	0	0	Il y a arrêt total
Coupeur à 100 μ	0	0*	0	0	0	0	Il y a arrêt total
Criblage	0	0	0*	0	0	0	Il y a arrêt total
Coupeur à 2mm	1	1	1	0*	1	1	Aucun impact sur le reste
Broyage	0	0	0	0	0*	0	Il y a arrêt total
Coupeur à 40 μ	0	0	0	0	0	0*	Il y a arrêt total.

Concernant le circuit de l'eau, du fait de son importance et de sa complexité, nous avons choisi de le considérer à part dans le cadre de l'analyse des circuits annexes i.e les circuits dont la bonne marche est nécessaire pour l'exploitation,

2°) Elaboration du modèle du calcul des coûts de défaillance.

Nous sommes en présence de 3 cas :

- 2.1. - Les subdivisions dont la défaillance entraîne l'arrêt de toute la préparation depuis la boîte 6 (entrée de jetée mine) jusqu'à l'alimentation des cuves 40 et 41 (cuves de la flottation) :

Il s'agit principalement de la classification et de la récupération des eaux.

- 2.2. - Les subdivisions dont la défaillance n'a d'incidence que sur les subdivisions qui concourent pour la préparation du minerai en vue de la classification :

Il s'agit de : - l'alimentation en jetée mine
- la coupure à 100 microns
- la coupure à 40 microns
- le criblage
- le broyage

- 2.3. - Les subdivisions dont la défaillance a plutôt comme incidence la réduction du tonnage produit.

Il s'agit de : - la coupure à 2 mm

Avant de passer au calcul proprement dit du calcul des coûts de défaillance, nous allons tout d'abord essayer de déterminer une formule qui permette de quantifier le tonnage marchand qu'on espère obtenir avec un débit de tonnes sèches donné.

Liste des variables utilisées.

d : débit de tonnes sèches d'entrée (Ts/h)

η_p : rendement en poids de la flottation

c : coefficient qui tient compte du rendement des séchages et des déperditions

D'après le circuit simplifié de la page 31 nous voyons que pour un débit d (ts/h) d'entrée, on peut espérer obtenir :

- 22.42% d de + 315 - 800 microns

- 22.53% d de + 40.- 315 microns

- 5.86% d de - 2 mm des 7.16% que l'on envoie à la grille

22/97/

... / ...

Remarque :

Nous sommes conscients que ces différents flux sont fonction de la qualité du minerai qui est aléatoire mais ces pourcentages issus d'une étude du problème n° 1871 n° plan 7119 et des enquêtes menées auprès de quelques responsables peuvent constituer une bonne approximation.

On pourrait appliquer des coefficients de correction à chaque fois qu'il s'avère nécessaire. Pour le moment, ils sont bien compatibles avec les réalités

Si nous appelons d_o = le débit ouput total, alors :

$$d_o = 22.42\%d + 22.53\%d + 5.86\%d = 50.81\%d$$

Soit d_m = le tonnage marchand espéré, alors

$$d_m = d_o \times \eta_p \times C = 50.81\%d \times \eta_p \times C \text{ en T/h}$$

Maintenant, nous pouvons passer à l'analyse ainsi qu'au calcul des coûts de défaillance des éléments des différentes subdivisions telles que énoncées ci-haut.

2. 1. Analyse et calcul des coûts de défaillance des éléments de la classification et de la récupération des eaux,

A/ Classification.

A. 1. Définition.

La classification consiste à classer les particules de phosphates selon la dimension : il s'agit de séparer les particules de diamètre compris entre + 315 et 800 microns des particules de diamètre compris entre + 40 et 315 microns que l'on stocke respectivement dans les cuves 41 et 40.

La classification permet en outre de se débarrasser des schlamms qui, après passage dans le circuit de récupération des eaux sont acheminés dans les bassins de décantation.

Maintenant que nous avons une idée de ce qu'est la classification, on peut donner la liste des éléments qui constituent la classification.

... / ...

A. 2.) Liste des éléments qui constituent la classification /.

Repère	Nombre	Designation
M ₁₋₄	4	Cuves de stockage
12 ₁₋₂	2	pompes P _{11/30} - 1 moteur 160kw - 990t/mn - 1 moteur 140kw - 985t/mn
12 ₃₋₄	2	pompes Schabaver M400 - 2 moteurs 180kw, 984t/mn.
23	1	fontaine d'alimentation
25a-b	2	Pompes P _{10/30} - Moteurs 140kw, 985t/mn
26a-b	2	Batterie de 16 cyclones ϕ 350
24	16	Coulis de 4 grilles 1200 x 3500.

A. 3.) Analyse et calcul des coûts de défaillance des éléments de la classification,

Comme on peut le constater dans le tableau précédent, il y a redondance dans la plupart des cas. C'est-à-dire possibilité de remplacer les éléments qui seraient en défaillance par des éléments identiques maintenus en réserve. Si bien que nous tenterons de déterminer dans les lignes qui suivent (de déterminer) le minimum d'éléments nécessaires pour l'exploitation et par la même occasion de déterminer la fiabilité.

Soit r : la fiabilité de l'élément considéré
 n : le nombre total d'éléments installés
 k : le nombre minimum d'éléments nécessaires

Si R_i : désigne la fiabilité du sous-ensemble i de ces éléments alors :

$$R_i = \sum_{l=k}^n C_n^l (1-r)^{n-l} r^l$$

Pour les défaillances qui mettraient la classification hors service, le coût de défaillance C_i serait alors :

$$C_i = 50.81\% \times d \times \rho_p \times c \quad \text{en T/h}$$

Le coût de défaillance pondéré serait donc :

$$\dot{C}_i = \left[1 - \sum_{l=k}^n C_n^l (1-r)^{n-l} r^l \right] \times C_i \quad \text{en(T/h)}$$

A.4/ Application du modèle pour les éléments de la classification.

Sous-ensemble	n	k	r	Ri	C(T/h)	\dot{C}_i (T/h)	\dot{C}_i (F/h)
Cuves 11.-4 + pompes 12.-4	4	1	75%	99.61%	186.51	0.73	1542.49
boite 23	1	1	90%	90%		18.651	39409.56
Pompes 25a-b	2	1	85%	93.75%		11.19	23644.47
batteries de Cy- -clones 26a-b	2	1	90%	99%		1.86	3930.18
Grille 24 (2x8)	2	1	92%	99.36%		1.19	2514.47

Remarque : Nous avons fait l'application numérique sur la base des données suivantes :

- un rendement en poids moyen $\eta_p = 76\%$
- un coefficient $c = 91\%$
- un débit de tonnes sèches $d = 530,758$ T/h (moyenne 1981)

B°) La récupération des eaux

B.1.) Définition : La récupération des eaux comme son nom l'indique peut être définie comme étant le collecteur des refus de la classification et de la coupure à 40 microns. Cette subdivision commence à partir de la colonne de mise en charge 31 jusqu'aux pompes 75 a-b 76 a-b qui alimentent le bassin de décantation des schlamms.

B.2.) Liste des éléments de la récupération des eaux :

Repère	Nombre	Désignation
31	1	colonne de mise en charge
31a	1	boite d'alimentation
32 ₁₋₂	2	Epaississeurs $\phi 120m$ - 2 moteurs 11kw - 1450t/mn
75a	1	pompe schabaver M350 - Moteur 90kw - 980t/mn
75b	1	pompe P10/25 - Moteur 105kw - 980t/mn
76a	1	pompe schabaver M350 - Moteur 105kw - 980t/mn
76b	1	pompe P10/25 - Moteur 105kw - 985t/mn

B. 3./ Analyse et calcul des coûts de défaillance.

Comme nous l'avons déjà indiqué précédemment, le circuit de la récupération des eaux en cas de défaillance entraîne l'arrêt de tout l'atelier de préparation. Si bien que pour le calcul des coûts de défaillance, les équations trouvées au niveau de la classification restent valables.

Application du calcul des coûts de défaillance

Sous-ensembles	n	k	r	Ri	C_i (T/h)	\dot{C}_i (T/h)	\dot{C}_i (F/h)
colonne de mise en charge 31	1	1	90%	90%		18.651	39 409.56
boîte d'alimentation 31a	1	1	90%	90%		18.651	39 409.56
épaisseurs 32 ₁₋₂	2	1	98%	98%		3.730	7881.49
pompes 75a-b	2	1	85%	93.75%		11.657	24 631.24
pompes 76a-b	2	1	85%	93.75%		11.657	24 631.24

2.2. Les subdivisions dont la défaillance n'a d'incidence que sur les subdivisions qui contribuent pour la préparation du minéral en vue de la classification.

Comme mentionné précédemment, pour l'ensemble de ces subdivisions, nous allons choisir un coefficient de pondération qui tienne compte de l'autonomie de la classification.

Soit : $d_m = d_o \times \beta \times C = 50.81\% \times d \times \beta \times C$: le tonnage 'espéré'

Soit : $\alpha = \frac{\theta}{T}$: le pourcentage de temps θ pendant lequel la classification peut marcher sans le reste de la Préparation.

Soit : $\beta = (1 - \alpha)$

Le coût de défaillance des éléments qui arrêteraient les subdivisions A, B, C, E, B serait alors

$$C_i = \beta \times d_o \times \beta \times C = 50.81\% \times d \times \beta \times C \times (1 - \alpha) \text{ en T/h}$$

Si R_i : désigne la fiabilité des sous-ensembles, le coût de défaillance pondéré serait alors :

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times \beta \times d_o \times \beta \times C = (1 - R_i) \times 50.81\% \times (1 - \alpha) \times d \times \beta \times C$$

Remarque : le calcul de R_i reste identique.

2.3./ Les subdivisions dont la défaillance a plutôt comme incidence la réduction du tonnage produit :

2.3.1. La coupure à 2 mm.

La coupure à 2 mm consiste à séparer les particules issus des grilles 8 et qui passe, par le volet réglable en deux catégories :

- les particules dont le diamètre est inférieur à 2 mm
- les particules dont le diamètre est supérieur à 2 mm

1°) Liste des éléments constitutifs du circuit coupure à 2 mm

Repère	Nombre	Designation
15 ₁₋₆	6	Cribles : 4 moteur 13 kw - 1430t _{pm} : 1 moteur 9.5 kw - 1425t _{pm} : 1 moteur 16 kw - 1440t _{pm}
21 ^c	1	pompe P10/20 - moteur 55 kw - 1465t _{pm}

2°) Calcul des coûts de défaillance.

Deux flux seraient perdus en cas d'arrêt du circuit de la coupure à 2 mm.

Il s'agit du flux qui passerait par la grille 22 et celui qui irait à la coupure à 2 mm.

On serait tenté de dire que puisqu'il y a le volet réglable, en cas de défaillance du circuit + 2 mm, il suffit de dévier le flux de 800 microns directement vers le criblage. Ceci est vrai mais le minerai peut avoir une qualité telle que faire travailler la coupure à 2 mm fait économiser de l'énergie et optimise le flux de concentré. Si bien que nous allons considérer qu'à l'arrêt du circuit 2 mm, il y a perte des deux flux.

- le refus de la grille 22 - Soit $do_2 = 5.86\% d$

- le passé de la grille 22 - Soit $do'_2 = 0.35\% d$ en tenant compte du rendement de la classification (82%).

Soit dmo_2 le tonnage marchand susceptible d'être perdu en cas d'arrêt de la coupure à 2 mm, alors

$$dmo_2 = (do_2 + do'_2) \times \eta_p \times C = 6.21\% d \times \eta_p \times C \text{ en T/h}$$

Le coût de défaillance des éléments qui arrêteraient le circuit 2 mm sera :

$$C_i = 6.21\% \times d \times \eta_p \times C \text{ en T/h}$$

Le coût de défaillance pondéré sera :

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times C_i$$

Pour l'application numérique, voir tableau récapitulatif

... / ...

a) Liste des Elements constitutifs des subdivisions : A, B, B₁, C, E:

Subdi- -Vision	Repere	Nombre	Designation
A	6	1	boite receptive jetee mine
	7	1	boite d'alimentation grille
	8	16	Coulir de 8 grilles 1200 x 1600
B	9 ₁₋₂	2	Boite d'alimentation
	10 ₁₋₂	2	Batterie de 6 cyclones ϕ 700
B ₁	33	1	Epaississeur ϕ 22m - Moteur 5.5 kw - 1455 t/mn
	33c	1	pompe GIW 20'x20' - Moteur 500kw, 1500 tpm
	33E	1	pompe Schabaver M400 - moteur 330kw, 1500 tpm
	33F	1	pompe GIW 16'x16' - moteur 330 kw, 1500 tpm
	34A-D	4	Batterie de 16 cyclones ϕ 350
	34F	1	Batterie de 16 cyclones ϕ 380 (KREBS)
C	13a	1	Repartiteur
	142-c	5	Grille courbe
	15 ₁₋₆	6	crible: 4 moteurs 13 kw, 1430 tpm; 1 moteur 9.5 kw, 1425 tpm 1 moteur 16 kw, 1440 tpm.
	21a-b	2	pompe P11/30; Pompe P10/30 - 2 moteurs 140 kw, 985 tpm
E	16 ₁	1	Convoyeur - moteur 4 kw - 1425 tpm
	16 ₂	1	Convoyeur - moteur 9.5 kw, 1425 tpm
	17 ₁₋₂	2	Convoyeur, 1 moteur 9.6 kw, 1425 tpm; 1 moteur 15 kw, 1445 tpm
	20	1	tremie d'alimentation
	18 ₁	1	Broyeur 6'x10' - moteur 130 kw - 1480 t/mn
	20a-b	2	Extracteur - 2 moteurs 5.5 kw, 1400 tpm
	18 ₂₋₃	2	Broyeur 8'x12' - 2 moteurs 330 kw, 1475 tpm
	14E	1	Convoyeur: 2 moteurs 5.5 kw, 1430 tpm, Pompe Hydro- -lique, moteur 2.2 kw, 1430 tpm
	19a	1	pompe P10/25 - moteur 70 kw, 970 tpm
	19bc	2	pompe P11/30 - 2 moteurs 140 kw, 985 tpm

Tableau récapitulatif des Calculs de Coûts de défaillance

Subdivi- -sions	Sous-ensembles	n	k	r	Ri	C _i (T/h)	C _i (T/h)	C _i (F/h)
A	boîte 6	1	1	90%	90%	148.80	14.83	31335.79
	boîte 7	1	1	90%	90%		14.83	31335.79
	Guille 8	2	1	92%	99.36%		0.95	2007.35
B	boîte 9 ₁₋₂	2	1	90%	99%	148.30	1.483	3133.58
	batterie 10 ₁₋₂	2	1	90%	99%		1.483	3133.58
C	Répétiteur Ba	1	1	90%	90%	148.30	14.83	31335.80
	Guille 14 ₂₋₆ Guble 15 ₂₋₆	5	3	90%	99.37%		0.934	1973.54
B ₁	pompe 33C	1	1	75%	75%	148.30	37.075	78339.47
	Cyclones 34 A, D et F	5	3	90%	99.37%		0.934	1973.54
	pompes 33E et 33F	2	2	88.13%	77.67%		33.115	69072.00
E	Conveyeur 16 ₁	1	1	89.41%	89.41%	148.30	ne sert que pour l'appoint dans le cas où l'alimentation en J.11 est insuffisante	
	Conveyeur 16 ₂	1	1	89.41%	89.41%		15.705	33184.66
	Conveyeur 17 ₁	1	1	89.41%	89.41%		15.705	33184.66
	Conveyeur 17 ₂	1	1	89.41%	89.41%		15.705	33184.66
	trémie 20	1	1	90%	90%		14.83	31335.79
	Broyeurs 18 ₁ , 18 ₂ , 18 ₃	3	2	74.71%	84.05%		23.654	49980.90
	Conveyeur 14E	1	1	89.41%	89.41%		Sa défaillance ne provoque qu'une réduction du nombre de cribles	
	pompes 19a, 19b, 19c	3	2	82.34%	91.74%		12.250	25884.25
D	cribles 15 ₁	1	1	88.46%	88.46%	18.21	02.10	4437.30
	pompe 21e	1	1	85%	85%		02.73	5768.49

Remarque = Nous avons directement inscrit dans ce tableau les mesures de fiabilité qui ont été obtenues soit avec les études statistiques disponibles (année 1982) soit au moyen des enquêtes que nous avons menées au près de quelques responsables.

II. II. II. ATELIER DE FLOTTATION .

La flottation a pour but de séparer le plus parfaitement possible le phosphate des autres stériles qui sont restés après la préparation. Ceci au moyen de réactifs hydrofuges. Le procédé dans ses grandes lignes consiste à insufler de l'air dans une pulpe formée d'eau, de grains de quartz et de grains de phosphates enrobés d'acides gras pour que ces derniers s'accrochent aux bulles d'air et soient entraînés à la surface tandis que le sable reste en dessous.

Concernant le flow-sheet détaillé de la flottation, nous vous proposons de vous référer à l'annexe n° 8

1°) Analyse du circuit de flottation

Comme pour la préparation, nous avons choisi la même démarche à savoir distinguer des ensembles dont la marche concourrait pour les mêmes objectifs. Ceci à cause de la complexité du Flow sheet et de l'absence de données précises sur la plupart des flux qui demeurent inconnus jusqu'à ce jour.

Dans l'élaboration de ces ensembles, nous nous sommes tout d'abord dits que la flottation devrait être constituée de deux grands ensembles :

- l'ensemble des circuits de production dont les éléments concourraient au traitement du minerai préparé.
- l'ensemble des circuits d'évacuation, soit des stériles, soit du concentré.

Après détermination de ces éléments, nous nous sommes attelés à déterminer les sous-ensembles constitutifs des ensembles ci-haut : les résultats auxquels nous nous sommes parvenus sont les suivants :

I. Le circuit de production comprend :

- A : le circuit des GROS
- B : le circuit des FINS
- C : le circuit Épuisage
- D : le circuit reprise digue

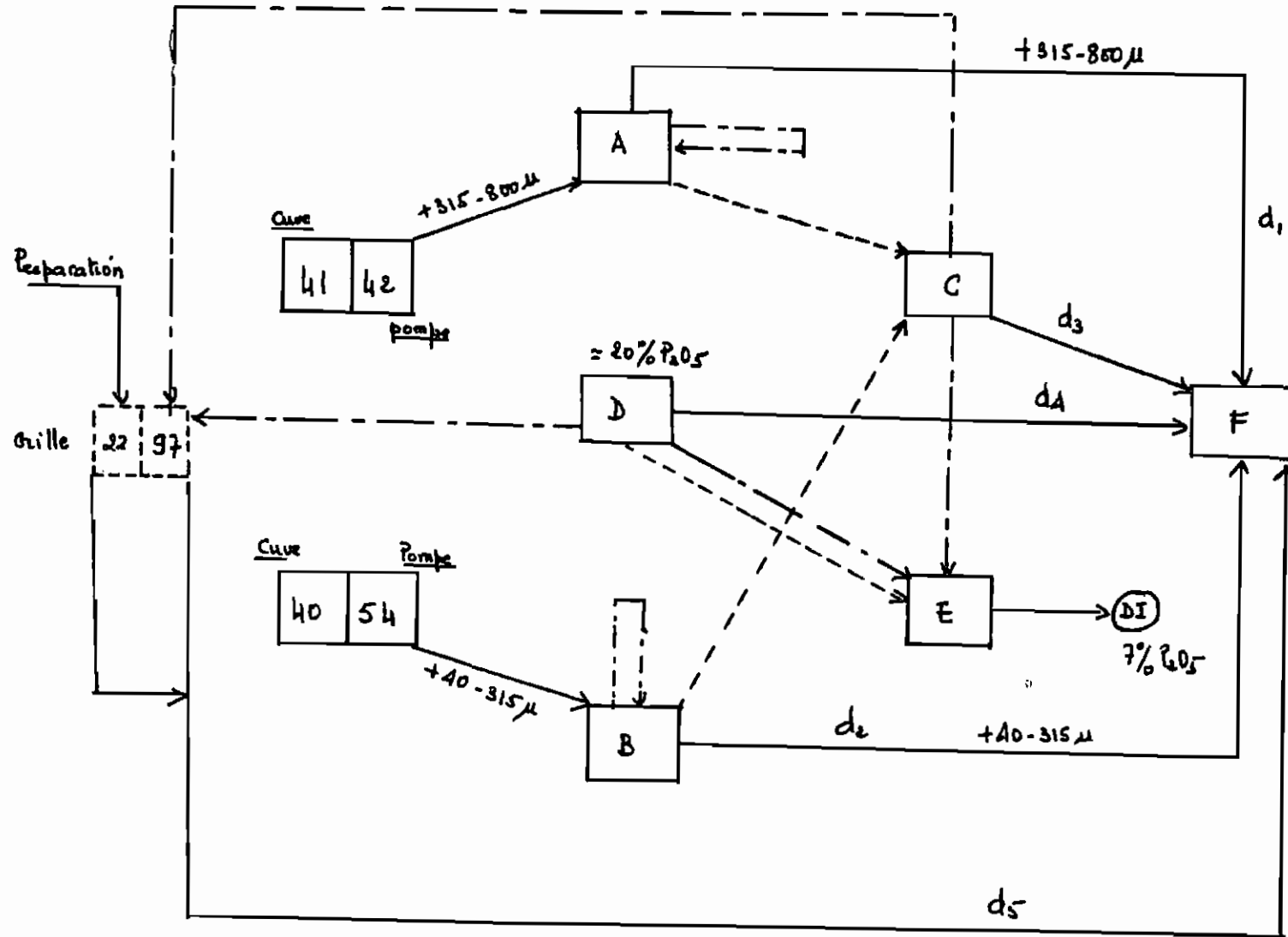
II. Le circuit d'évacuation comprend :

- E : le circuit stériles
- F : le circuit du concentré

Avant de passer à l'analyse de la flottation, nous vous proposons tout d'abord le circuit simplifié de la flottation.

... / ...

Circuit Simplifié de La Floation =



legende =

I: Production =

A: circuit des GROS

B: circuit des FINS

C: circuit Epuisage

D: circuit Reprise Digue

II Evacuation

E: circuit Stériles

F: circuit du concentré

- : concentré
- - - - - : Mixte
- : Residu

Remarque = Nous avons tenu compte dans notre analyse du circuit Reprise Digue bien qu'en ce moment précis, il ne fait pas l'objet d'exploitation. Mais compte tenu du pourcentage de P205 nous estimons qu'il pourrait dans des conditions déterminées faire l'objet d'une exploitation.

Pour l'analyse de la flottation i.e l'étude de l'impact de la défaillance de chacun des sous-ensembles sur le reste, nous proposons tout d'abord le tableau récapitulatif ci-dessous :

Défaillance du	Production				Evacuation		Conclusions
	A	B	C	D	E	F	
Circuit des GROS	0*	1	1	1	1	1	les autres circuits fonctionnent, seul d ₁ perdu
Circuit des FINS	1	0*	1	1	1	1	les autres circuits fonctionnent Seul le flux d ₂ sera perdu
Circuit Epuisage	1	1	0*	1	1	1	les autres circuits fonctionnent -nent seul d ₃ sera perdu
Circuit Reprise Digue	1	1	1	0*	1	1	les autres circuits fonctionnent. -nent. Seul d ₄ sera perdu
Circuit STeriles	0	0	0	0	0*	0	Il y a arrêt total et donc perte de tous les autres flux
Circuit du Concentré	0	0	0	0	0	0*	Il y a arrêt total.

Remarque : du fait que l'alimentation des cuves 41 et 40 pour les gros et fins est réalisée simultanément, il y a une limite au bout de laquelle l'arrêt quelconque de ces deux circuits (une défaillance au niveau des cuves) peut provoquer l'arrêt de toute la flottation. Cette limite est de l'ordre de 5 à 6 heures.

Nous pouvons faire donc la récapitulation comme suit :

1.1./ Les circuits dont l'arrêt entraîne l'arrêt de toute la flottation

- ce sont essentiellement les circuits d'évacuation à savoir :

- le circuit du concentré
- le circuit stériles

1.2./ Les circuits dont la défaillance n'a d'incidence que sur le niveau de la production

- le circuit des gros
- le circuit des fins
- le circuit Epuisage
- le circuit reprise Digue

Concernant l'analyse des circuits, nous la ferons au fur et à mesure que nous calculerons les coûts de défaillance des éléments constitutifs.

... / ...

2) Elaboration du modèle de calcul des coûts de défaillance :

2. 1.) Calcul des coûts de défaillance des éléments des circuits
doit l'arrêt entraîne l'arrêt de toute la flottation .

Liste des variables utilisées :

Soient : D_0 : le débit total de tonnes sèches escomptées (Ts/h)
 d_1 : le débit du circuit des GROS (Ts/h)
 d_2 : le débit du circuit des FINS (Ts/h)
 d_3 : le débit du circuit Epuisage (Ts/h)
 d_4 : le débit du circuit Reprise Digue (Ts/h)
 d_5 : le débit issu de la grille 22/77 (Ts/h)

Nous avons : $D_0 = d_1 + d_2 + d_3 + d_4 + d_5 = \sum_{i=1}^5 d_i$ (Ts/h)

C = le pourcentage de tonnes marchandes par tonnes sèches

R_i = la fiabilité d'un élément dont la défaillance entraîne l'arrêt de toute la flottation.

Le coût de défaillance d'un élément dont la défaillance entraîne l'arrêt de toute la flottation est :

$$C_i = c \times d_0 = c \times \sum_{i=1}^5 d_i \text{ en } (T_m/h)$$

Le coût de défaillance pondéré serait alors :

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times c \times \sum_{i=1}^5 d_i$$

Remarque : Nous avons tenu compte dans notre analyse la reprise Digue car nous avons estimé qu'elle pourrait faire à nouveau l'objet d'une exploitation. Autrement, Il suffit de poser $d_4 = 0$

Du fait que la connaissance précise de ces différents débits est difficile, nous avons mené des enquêtes pour déterminer approximativement les flux qu'on pourrait obtenir avec chacun des circuits en cas de bon fonctionnement.

... / ...

Les résultats auxquels nous sommes parvenus sont les suivants :

Par rapport à un débit D_0 , les différents flux pouvaient s'écrire de la façon suivante :

$$d_1 = 35.83\% D_0$$

$$d_2 = 32.57\% D_0$$

$$d_3 = 11.40\% D_0$$

$$d_4 = 6.51\% D_0$$

$$d_5 = 13.68\% D_0$$

Nous avons surtout tenu à exprimer les différents flux en fonction du débit D_0 pour la simple raison qu'on peut quantifier le débit global de sortie mais pour les autres débits, il est difficile dans les conditions actuelles de les quantifier.

Nous pouvons donc dire en choisissant comme variable le débit D_0 , que le coût de défaillance des éléments qui arrêtent la flottation peut s'écrire comme suit :

$$C_i = c \times D_0$$

Le coût de défaillance pondéré serait alors :

$$C_i = (1 - R_i) \times c \times D_0$$

Maintenant, nous allons tout d'abord donner la liste des éléments constitutifs des circuits dont la défaillance entraîne la défaillance de toute la flottation. Il s'agit principalement des circuits du concentré et des stériles

... / ...

a) Liste des éléments constitutifs des circuits du concentré et du stérile.

circuits	Repère	Nombre	Designation				
F: Concentré	50 ₁₋₂	2	Epaississeur ϕ 5m - 2 moteurs 110kw, 983t/mn.				
	50 ₃	1	Mélangeur : moteur 18kw, 960t/m				
	51 ₁₋₅	5	Filtr : 2 moteurs 11kw, 1435t/m - 8 moteurs 6kw, 1420t/m				
	51 _{b-f}	5	Pompes P ₁₁ 5/10 - 1 moteur 16kw, 1440t/m - 4 moteurs 13kw, 1430t/m				
	53	1	Batterie de 8 cyclones ϕ 350				
	83 ₁₋₅	5	pompes à vide - 5 moteurs 92kw, 575t/m				
	82 ₁₋₄	4	Surpresseur 2DV82 - 2SNV32 - 4 moteurs 40kw, 1460t/m				
	84 _{a-c}	3	Surpresseur 1MV32 - 2DV32 - 3 moteurs 40kw, 1460t/m				
	52	1	épaississeur ϕ 12m - moteur 3kw, 1410t/m				
	56	1	épaississeur ϕ 18m - 1moteur 5.5kw - 1500t/m - 1moteur 0.75kw, 1500t/m				
	52a-b	2	- 1 pompe P10/15 - Moteur 33kw, 1450t/m - 1 pompe P10/20 - moteur 70kw, 970t/m				
	56a-b	2	1 pompe P10/15 : moteur 45kw, 980t/m 1 pompe P10/20 : moteur 70kw, 970t/m				
	<u>Convoyeurs:</u>						
Repère	Nombre	type	largeur	Longueur	vitesse	Moteurs	
						Puissance (kw)	vitesse (t/m)
51a	1	P650	800	38	1.80	9.6	1500
A	1	P650	650	152	2.80	25	1500
B ₁	1	P650	650	187	2.70	50	1500
B ₂	1	P650	650	84	3.00	16.2	1500
C	1	P650	650	150	2.78	41.2	1500

Circuit	Repère	Nombre	Designation
E : circuit du CONCENTRE	104a-b	2	Pompe P10/30 - Moteur 140 kw, 1000t/mn
	63a-b	2	Batterie de 12 cyclones ϕ 350
	67	1	Cuve de désablage
	68	1	Pompe P10/15 - moteur 40 kw, 1460t/mn
	64a-b	2	Pompes P10/15 - moteur 130 kw - 1480t/mn - moteur 110 kw, 985t/mn
	64c-d	2	Pompe Schabaver M250 - 1 moteur 130 kw, 1480 th - 1 moteur 110 kw, 985t/mn
	65	1	Épaississeur ϕ 60 m - 1 moteur 3.8 kw - 1440t/mn

Remarque : Comme on peut le remarquer à travers les 2 tableaux précédents, concernant certains éléments, il y a possibilité de redondance i.e que le nombre minimum d'éléments nécessaire est inférieur au nombre d'éléments installés. Si bien que nous calculerons la fiabilité par la relation :

$$R_j = \sum_{i=k}^n C_n^i (1-r)^{n-i} \times r^i$$

avec $\left\{ \begin{array}{l} n : \text{le nombre total d'éléments installés} \\ k : \text{le nombre minimum d'éléments nécessaire pour} \\ \text{l'exploitation} \\ r : \text{la fiabilité de l'élément} \end{array} \right.$

Remarque :

- 1) L'élaboration de cette formule a été déjà expliquée dans le cadre du chapitre des camions.
- 2) Nous donnerons dans le cadre de l'application du calcul du coût de défaillance dans les pages suivantes les valeurs de r , n , k .

... / ...

b) Application du Calcul du coût de défaillance aux éléments du circuit
du concentrateur et du circuit Steriles.

Grants	Eléments	n	R_c	r	R_i	C_i (T/h)	\dot{C}_i (T/h)	\dot{C}_i (F/h)
F: circuit du Concentré	84a-c	3	1	80%	99.2%	279.37	2.23	4711.99
	83 ₁₋₅	5	1	80%	99.99%		0.08	169.04
	82 ₁₋₄	4	2	80%	97.25%		7.60	16058.80
	51 ₁₋₅	5	2	91%	99.97%		0.08	169.04
	52a-b	2	1	80%	96%		11.17	23602.21
	56a-b	2	1	80%	96%		11.17	23602.21
	50 ₁₋₂	2	1	90%	99%		2.79	5895.27
	52-56	2	1	90%	99%		2.79	5895.27
	51a	1	1	89.41%	89.41%		29.58	62502.54
	B ₁	1	1	89.41%	89.41%		29.58	62502.54
A	1	1	89.41%	89.41%	29.58	62502.54		
50 ₃	1	1	90%	90%	27.94	59037.22		
E circuit Steriles	104a-b	2	1	80%	96%	279.37	11.17	23602.21
	64ab-64cd	2	1	77.66%	95%		13.97	29518.61
	67	1	1	90%	90%		27.94	59037.22
	63a-b	2	1	90%	99%		2.79	5895.27
	65	1	1	90%	90%		27.94	59037.22

Remarque: Nous avons directement inscrit dans ce tableau les mesures de Fiabilité obtenue à l'issue d'une étude Statistique faite avec les données de l'année 1982. Pour les éléments qui ne disposaient pas de statistiques relatives à leur fréquence de panne nous avons fait des estimations suite à des enquêtes menées auprès de quelques responsables.

2.2.) Calcul du coût de défaillance des éléments se trouvant dans des circuits dont la défaillance ne provoque qu'une réduction du tonnage,

Il s'agit principalement des circuits suivants :

- le circuit des Gros = A
- le circuit des fins = B
- le circuit épuisage = C
- le circuit reprise Digue = D

2.2.1. Coût de défaillance des éléments du circuit des Gros

D'après le tableau de la page , nous voyons que quand le circuit des Gros est hors service, les autres circuits peuvent continuer à fonctionner et le seul flux susceptible d'être perdu est le flux d_1 exprimé en pourcentage du débit D_0 , nous avons :

$$d_1 = 35.83\% D_0$$

Si C désigne le pourcentage de tonnes marchandes par tonnes sèches, alors, le coût de défaillance d'un élément i est :

$$C_i = 35.83\% \times D_0 \times C \quad \text{en (T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré est :

$$\dot{C}_i = 35.83\% (1 - R_i) \times D_0 \times C \quad \text{en T/h}$$

2.2.2. Coût de défaillance des éléments du circuit des FINS.

Le tableau de la page indique que la défaillance du circuit des FINS n'a d'autre conséquence que la perte du flux d_2 soit par rapport au débit D_0

$$d_2 = 32.57\% D_0$$

Le coût de défaillance d'un élément est alors :

$$C_i = 32.57\% \times D_0 \times C \quad \text{en (T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré est :

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times 32.57\% \times D_0 \times C \quad \text{en (T/h)}$$

... / ...

2.2.3.) Coût de défaillance des éléments du circuit épuisage.

En cas d'arrêt du circuit épuisage, le flux d_3 perdu est d3
soit $d_3 = 11,40\% D_0$.

Le coût de défaillance d'un élément qui avièterait l'épuisage est :

$$C_i = 11,40\% D_0 \times C \text{ en(T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré sera alors :

$$\dot{C}_i = 11,40\% \times (1 - R_i) \times D_0 \times C \text{ en(T/h)}$$

2.2.4. Coût de défaillance du circuit reprise digue.

En cas d'arrêt du circuit reprise digue, seul le flux d_4 est susceptible d'être perdu. Soit $d_4 = 6,51\% D_0$

Le coût de défaillance d'un élément dont la défaillance provoque l'arrêt du circuit reprise digue est :

$$C_i = 6,51\% \times D_0 \times C \text{ en(T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré du même élément est alors :

$$\dot{C}_i = (1 - R_i) \times 6,51\% \times D_0 \times C \text{ en(T/h)}$$

Maintenant que nous allons donner les formules permettant de calculer les coûts de défaillance des éléments qui composent les différents circuits, nous nous proposons tout d'abord de donner la liste des éléments constitutifs de ces différents circuits: avant de passer à l'application pratique.

... / ...

Liste des éléments constitutifs des circuits A, B, C, D

Circuits	Repère	Nombre	Designation
A:	41	1	Cuve de stockage
	42	1	pompe Schabaver M400 - moteur 260kw, 1488 tpm
	43	1	Batterie de 10 cyclones $\phi 350$
	44a-d	4	Conditionneurs 1.6m x 1.6m - 4 moteurs 18kw, 970 tpm
	45	1	Redistributeur
	46i-e	8	banc de 4 cellules 1200l - 10 moteurs 11kw, 955 tpm ; 2 moteurs 18kw, 970 tpm
	47i-e	6	banc de 3 cellules 1500l - 4 moteurs 11kw, 7 moteurs 13kw, 1 moteur 18kw
	47a-b	2	pompe P10/30 - 2 moteurs 110kw - 983 tpm
B:	40	1	Cuve de stockage
	54	1	pompe Schabaver M400 - Moteur 260 Kw, 1488 tpm
	55	1	Batterie de 16 cyclones $\phi 350$
	57a-d	4	Conditionneurs 1.6m x 1.6m - 4 moteurs 18kw, 970 tpm
	58i-e	6	banc de 4 cellules 1200l - 12 moteurs 11kw, 955 tpm
	59i-e	6	banc de 3 cellules 1500l - 4 moteurs 13kw, 1450 tpm ; 8 m. 11kw, 955 tpm
	59a-b	2	pompes P10/30 - 1 moteur 70kw, 970 tpm ; 1 moteur 85kw, 1500 tpm
	60	1	pompe P10/25 - 1 moteur 80 kw, 985 tpm
	61	1	Batterie de 10 cyclones $\phi 350$
C:	62	1	pompe P10/25 - moteur 80kw, 985 tpm
	93b	1	Batterie de 4 cyclones $\phi 350$
	94bc	2	Conditionneurs 1.6m x 1.6m - 2 moteurs 18kw, 1000 tpm
	95bcd	3	banc de 4 cellules - 2 moteurs 18kw, 1000 tpm ; 4 moteurs 11kw, 1000 tpm
	103	1	pompe P10/20 - moteur 95kw, 1467 tpm
	113	1	pompe P10/25 - moteur 90kw, 1000 tpm
	96cd	2	banc de 3 cellules - 2 moteurs 13kw, 1500 tpm ; 2 moteurs 11kw, 1000 tpm

Suite des éléments Constitutifs

Circuit	Repère	Nombre	Désignation
D	78	1	Cuve de stockage
	100	1	pompe P10/25 - moteur 105 kW, 980 tpm
	93a	1	Batterie de 4 cyclones $\phi 350$
	94ad	2	Conditionneurs 1.6 m x 1.6 m - 2 moteurs 18 kW, 1000 tpm
	95acf	3	Banc de 4 cellules - 2 moteurs 18 kW, 1000 tpm; 4 mo. 11 ^{kw} , 1500 tpm
	96ab	2	Banc de 3 cellules - 2 moteurs 13 kW, 1500 tpm; 2 mo. 11 kw, 1000 tpm

Maintenant que nous avons donné l'ensemble des éléments qui constituent les différents circuits, nous allons faire l'application pratique du modèle de calcul des coûts de défaillance : voir page suivante.

b/ application du Calcul du Coût de défaillance aux circuits
A, B, C, D.

Circuits	Element	n	k	r	Ri	C(T/h)	C _i (T/h)	C _i (F/h)
A	44a-d	4	2	85%	98.80%	100.082	1.20	2335.60
	461-8	6	4	88%	97.39%		2.61	5514.93
	471-8	6	2	88%	99.99%		0.01	21.13
	43	1	1	90%	90%		10.01	2151.13
	47a-b	2	1	80%	96%		4.00	8452.00
	42	1	1	80%	80%		20.02	42302.26
	45	1	1	90%	90%		10.01	2151.13
	41	1	1	90%	90%		10.01	2151.13
	B	57a-d	4	2	85%		98.80%	89.77
581-5		6	3	88%	99.16%	0.75	1584.75	
591-6		6	2	88%	99.99%	0.90	1901.70	
59a-b		2	1	80%	96%	3.59	7585.67	
54		1	1	80%	80%	17.95	37928.35	
55		1	1	90%	90%	8.98	18974.74	
57		1	1	90%	90%	8.98	18974.74	
C		62	1	1	80%	80%	31.83	
	93b	1	1	90%	90%	3.18		6719.34
	94bc	2	1	85%	97.75%	0.72		1521.36
	95bcd	3	1	88%	99.88%	0.05		105.65
	96cd	2	1	88%	98.56%	0.46		971.98
	103-113	2	1	80%	96%	1.27		2683.51
	D	78	1	1	90%	90%		18.17
100		1	1	80%	80%	3.63	7670.19	
93a		1	1	90%	90%	1.82	3845.66	
94ad		2	1	85%	97.75%	0.41	866.33	
95aef		3	1	88%	99.88%	0.03	63.39	
96ab		2	1	88%	98.56%	0.26	549.38	

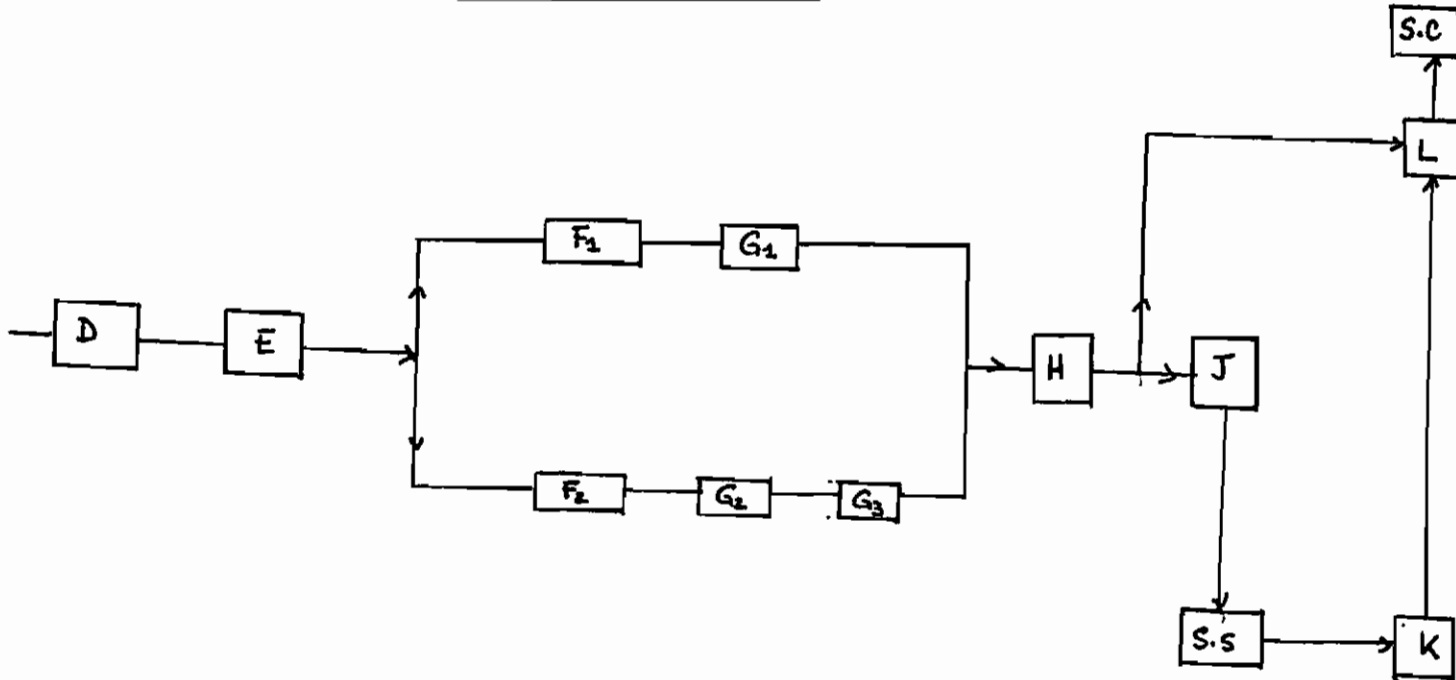
II. II. III. ATELIER DE SECHAGE.

Le concentré humide qui vient de la flottation est disposé en 3 tas : Il s'agit des tas A₁, A₂, A₃. C'est à partir de ces tas et à l'aide de Motoscrapts que l'approvisionnement des Fours est assuré.

Le concentré humide entre à une humidité variant de 12 à 24% et sort des fours avec une humidité de l'ordre de 0,7%.

Tout d'abord, nous allons donner une représentation graphique du circuit de séchage pour ensuite procéder à l'analyse :

1°) Présentation et analyse des circuits de Production de l'atelier de séchage.



Legende

Repère	Nombre	Désignation
D	1	Convoyeur: Largeur 1000mm - 1moteur MJUS - 1880bA, 13cv, 1440t/m
E	1	Convoyeur: Largeur 650mm - 1moteur MJUS - 225bA, 35cv, 1440t/m
G ₁	1	Convoyeur: Largeur 650mm - 1moteur MJUS - 180bA, 13cv, 1425t/m
G ₂	1	Convoyeur: Largeur 650mm - 1moteur CEM, MJK 112mA, 14kW, 1425t/m
G ₃	1	Convoyeur: Largeur 650mm - 1moteur CEM, MJK 112mA, 14kW, 1425t/m
J	1	Convoyeur avec chariot verseur - 1moteur MJUS - 200bA, 18cv, 1430t/m
K	1	Convoyeur: Largeur 650mm - 1moteur CEM MJK - 200bA, 18cv, 1430t/m
L	1	Convoyeur avec chariot verseur - 1moteur MJUS 200bA, 18cv, 1430t/m

S.S: stock seck ; S.C = Silos de chargement ; F₁: Four 1 ; Four 2 .

2°) Analyse du circuit séchage.

La marche des fours est tributaire d'une part de la marche de certains éléments qui se trouvent en aval et en amont du circuit minéral mais aussi de la marche du circuit Fuel. On trouve en annexe N° 10 le circuit du Fuel.

D'autre part, la marche du compresseur Spiros de régulation est une condition nécessaire de la marche des fours.

En outre, chacun des fours comprend un certain nombre de ventilateurs qui en cas de défaillance peut provoquer l'arrêt des fours, il s'agit :

	<u>FOUR 1</u> références: Four rotatif, moteur Quiracom - 280, 42 cv - 1460 tpm	<u>FOUR 2</u> références: Four rotatif Allis chalmers φ 2.0 m x 22.4 m, moteur Mbaz 188 br
<u>Ventilateur air de de COMBUSTION</u>	"Ventee" Serie BR - Moteur MJUS 250 b4, 58 cv, 1460 tpm	"Ventee" DS88, 1 moteur MJUS, 250, 45 cv, 1500 tpm
<u>Ventilateur air de Refroidissement</u>	"Ventee" Serie BR - moteur MJUS 225 b4, 27 cv, 1500 tpm	"Ventee" Serie BR 18, 1/2 S
<u>Dépoussiéreur</u>	"BUELL"	"Prat Daniel" type 1850 AH 14
<u>Ventilateur Evacuation des GAZ</u>	"Stortvevant" type BV 18.5 - moteur MBUS, 460 Br, 190 cv, 1000 tpm	"Stortvevant" type BV 18.5

Généralement, on marche au niveau du séchage avec 1 des fours. Les fours F1 et F2 sont de capacité différente. Celle-ci varie de plus en fonction de l'humidité à l'entrée des fours. Néanmoins, on pourrait indiquer quelques chiffres pour avoir un aperçu sur les 2 Fours.

Dans les conditions les plus sévères de l'exploitation (humidité très forte), le débit des fours s'établit comme suit :

- Four 1 = 150 t/h
- Four 2 = 80 t/h

Le débit maximum i.e correspondant à des conditions de marche favorables est :

- Max four 1 = 240 t/h
- Max four 2 = 100 t/h

... / ...

3°) Elaboration du modèle de calcul du coût de défaillance.3. 1. Calcul du coût de défaillance des fours F1 et F2Liste des variables utilisées. D_1 : débit du Four 1 (T/h) D_2 : débit du Four 2 (T/h) C_1 : Consommation horaire en combustible du Four 1 (kg/h) C_2 : Consommation horaire en combustible du Four 2 (kg/h) m_1 : masse de combustible nécessaire pour sécher 1 tonne au Four 1 (kg/T) m_2 : masse de combustible nécessaire pour sécher 1 tonne au Four 2 (kg/T) α : pourcentage de tonnes marchandes par tonnes séchées.

En posant: $f_1 = \frac{1}{m_1}$ (T/kg)

$f_2 = \frac{1}{m_2}$ (T/kg)

331.) Coût de défaillance du four 1.

2 cas peuvent se produire : le cas où au moment de la défaillance du four 1, l'utilisation du four 2 est impossible, là nous perdons le débit qu'on espérait réaliser avec le four 1. Et le cas où le four 2 ainsi que ses accessoires sont disponibles pour continuer la production. Du fait de la différence des capacités et des consommations en combustible, la perte se situe à deux niveaux

Récapitulation

	Four 1	Four 2 + accessoires	Coût de défaillance (T/h)
Cas de la défaillance du FOUR 1	0 ⁻	1 ⁻	$C_i = \alpha \{ (D_2 - D_1) + C_2 (f_2 - f_1) \}$
	0 ⁻	0	$C_i = \alpha D_1$

Si nous tentons de donner une formule unique, nous avons :

Soit X_2 = une variable aléatoire définie de la façon suivante :

$$X_2 = \begin{cases} 1 & \text{si le four (via accessoire) est fiable} \\ 0 & \text{si le four 2 (via accessoire) est défaillant} \end{cases}$$

... / ...

Le coût de défaillance du four 1 est alors :

$$C_{F_1} = \alpha \left[D_1 - X_2 (D_2 - C_2 (\beta_2 - \beta_1)) \right] \text{ en (T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré du four 1 serait alors :

$$\dot{C}_{F_1} = (1 - R_{F_1}) \times C_{F_1} \quad , \text{ où } R_{F_1} : \text{ désigne la Fiabilité du Four 1}$$

3.1.2.) Coût de défaillance du four 2.

	Four 1	Four 2	Coûts de défaillance (T/h)
Cas de la défaillance du FOUR 2	1	0 ⁻	$\alpha \{ D_2 - (D_1 + C_1 (\beta_1 - \beta_2)) \}$
	0	0 ⁻	αD_2

Dans le premier cas i.e Four 1 disponible, nous économisons en combustible et nous produisons plus que prévu au four 1. Ce qui fait qu'au lieu de perdre, on gagne.

Comme précédemment, nous allons donner une formule unique du fait que le coût de défaillance du four 2 est fonction de l'état dans lequel se trouve le four 1 ainsi que ses accessoires.

Soit X_1 une variable aléatoire qui caractérise l'état dans lequel se trouve le four 1 et qui est définie de la façon suivante

$$X_1 = \begin{cases} 1 & \text{si le four 1 (via accessoires) est fiable} \\ 0 & \text{si le four 1 (via accessoires) n'est pas fiable} \end{cases}$$

Le coût de défaillance du four 2 est alors /:

$$C_{F_2} = \alpha \left\{ D_2 - X_1 (D_1 + C_1 (\beta_1 - \beta_2)) \right\} \text{ en (T/h)}$$

Le coût de défaillance pondéré serait alors :

$$\dot{C}_{F_2} = (1 - R_{F_2}) \times C_{F_2} \text{ en (T/h)} \quad \text{ où } R_{F_2} : \text{ désigne la Fiabilité du Four 2.}$$

Le coût de défaillance du convoyeur G1 pourrait s'écrire de la façon suivante :

$$C_{G1} = \alpha \left\{ D_1 - X_2 (D_2 - C_2 (R_1 - P_2)) \right\} \quad \text{et} \quad \dot{C}_{G1} = (1 - R_{G1}) C_{G1} \quad \text{en (T/h)} .$$

3.3.2.) Analyse des convoyeurs G2 et G3

Les convoyeurs G2 et G3 sont situés en aval du four 2 et sont directement alimentés par ce dernier.

Comme précédemment, nous allons donner un tableau récapitulatif du calcul des coûts de défaillance.

Four 1	Four 2	G ₂ ou G ₃	Remarques
0 le Four 1 est à l'arrêt	1 le Four 2 est disponible	0 Un des convoyeurs tombe à l'arrêt	Puisque les convoyeurs G ₂ et G ₃ se trouvent en aval du Four 2, leur défaillance quand le Four 1 n'est pas disponible entraîne l'arrêt du séchage. le coût de défaillance est alors : $C_{G2} = C_{G3} = \alpha D_2$
1 le Four 1 via ses accessoires est disponible	1+ le Four 2 assure le séchage	0 le convoyeur G ₂ ou G ₃ fait défaut	L'acheminement des produits n'est plus possible. Mais puisque le Four 1 est disponible (via ses accessoires), il n'y a plus pertes de production mais un recouvrement de ce qui serait perdu le coût de défaillance sera alors : $C_{G2} = C_{G3} = \alpha \left\{ D_2 - (D_1 + C_1 (R_1 - P_2)) \right\}$ en T/h.

Les coûts de défaillance des convoyeurs G2 et G3 pourraient s'écrire de la façon suivante :

$$C_{G2} = C_{G3} = \alpha \left\{ D_2 - X_1 \left\{ D_1 + C_1 (R_1 - P_2) \right\} \right\} \quad \text{en T/h}$$

Les coûts de défaillance pondéré seraient alors :

$$\dot{C}_{G2} = (1 - R_{G2}) C_{G2} \quad \text{avec} \quad R_{G2} = \text{fiabilité du convoyeur } G_2$$

$$\dot{C}_{G3} = (1 - R_{G3}) C_{G3} \quad \text{avec} \quad R_{G3} = \text{fiabilité du convoyeur } G_3$$

3.2.) Calcul du coût de la défaillance des convoyeurs D, H, E, L

Liste des variables utilisées :

\bar{P} : Tonnage mensuel moyen séché

k = 2.5 x coefficient de marche

\bar{H} : moyenne mensuelle des heures totales

R_i : La fiabilité de l'un quelconque de ces convoyeurs. Du fait que l'arrêt de l'un quelconque de ces convoyeurs entraîne l'arrêt du séchage, nous avons :

Représ	Nombre	C_i (T/h)	Fiabilité	\dot{C}_i (T/h)
D	1	$\frac{\bar{P}}{k \times \bar{H}} \times \alpha$	R_i	$(1 - R_i) \times \alpha \times \frac{\bar{P}}{k \times \bar{H}}$
E	1			
H	1			
L	1			

Remarque : C_i = le coût de défaillance du convoyeur i (T/h)

\dot{C}_i = le coût de défaillance pondéré du convoyeur (T/h)

3.3.) Calcul du coût de défaillance des convoyeurs G1, G2, G3331.) Analyse du convoyeur G1

FOUR 1	FOUR 2	G ₁	Remarques
1 ⁺ Le Four 1 assure le séchage	0 le Four 2 n'est pas disponible	0 ⁻ le convoyeur G ₁ tombe à l'arrêt	Etant donné que G ₁ est alimenté par F ₁ seulement et que F ₂ n'est pas disponible alors le coût de défaillance est : $C_{G_1} = \alpha D_1 \Rightarrow \dot{C}_{G_1} = (1 - R_{G_1}) \alpha \times D_1$
1 ⁺ Le Four 1 assure le séchage	1 le Four 2 est disponible	0 ⁻ le convoyeur G ₁ tombe à l'arrêt	Il y a donc possibilité d'utiliser le Four 2 suite à l'arrêt automatique du Four 1, le coût de défaillance est : $C_{G_1} = \alpha \{ D_1 - (D_2 - G_2 (R - P_2)) \}$

Concernant la détermination des fiabilités, nous avons fait une étude statistique des arrêts des fours et convoyeurs année 1981, les résultats auxquels nous sommes arrivés sont les suivants :

Mois	Janvier	Fevrier	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept	Octobre	Nov	Dec
T.T.U. (h)	516.98	423.68	612.47	473	541.85	441.77	491.55	393.26	696.11	408.08	418.25	435.02
Four 1 λ (h ⁻¹)	0	$2.31 \cdot 10^{-3}$	$9.8 \cdot 10^{-3}$	$2.11 \cdot 10^{-3}$	$3.69 \cdot 10^{-3}$	$6.79 \cdot 10^{-3}$	$8.14 \cdot 10^{-3}$	$2.54 \cdot 10^{-3}$	0.020	$2.45 \cdot 10^{-3}$	0	0
Four 2 λ (h ⁻¹)	0	0	0	0	$1.85 \cdot 10^{-3}$	0	$6.1 \cdot 10^{-3}$	0	$4.31 \cdot 10^{-3}$	$7.35 \cdot 10^{-3}$	$4.84 \cdot 10^{-3}$	$6.9 \cdot 10^{-3}$
Convo- λ (h ⁻¹)	0	$2.21 \cdot 10^{-3}$	$1.63 \cdot 10^{-3}$	$4.23 \cdot 10^{-3}$	0	0.011	$4.07 \cdot 10^{-3}$	$6.09 \cdot 10^{-3}$	$6.74 \cdot 10^{-3}$	0.012	$2.62 \cdot 10^{-3}$	$2.3 \cdot 10^{-3}$

Remarque :

On trouvera dans le tableau suivant, le relevé des défaillances qui nous ont permis de calculer les taux de défaillance (λ)

Les taux de défaillance moyen obtenus sont les suivants :

- pour le four 1 : $\bar{\lambda} = 5.79 \cdot 10^{-3} \text{ h}^{-1} \Rightarrow R_{F1} = 87.03\%$
- pour le four 2 : $\bar{\lambda} = 4.48 \cdot 10^{-3} \text{ h}^{-1} \Rightarrow R_{F2} = 89.98\%$
- pour les convoyeurs : $\bar{\lambda} = 4.23 \cdot 10^{-3} \text{ h}^{-1} \Rightarrow R_C = 90.34\%$

Nous avons rencontré d'énormes difficultés surtout concernant l'identification des défaillances des différents convoyeurs. Mais puisque les convoyeurs travaillent dans les mêmes conditions et sont entraînés par des moteurs presque semblables, nous avons, pour plus de sécurité appliqué le taux de défaillance obtenu à chacun des convoyeurs.

Sur la base de l'année budgétaire 1982, nous allons dans les pages qui suivent faire une application des formules que nous avons élaborées.

... / ...

statistiques arrêt Sechage (1981)

	Jan	Fer	Mas	Anil	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept	Oct	Nov.	Dec
Compresseur												
Incidents Mécaniques Chaudière												
Incidents Mécaniques circuits Chauffe Four 1												
Incidents sur ventilation Four 1		1		1	1			1	1			
Incidents sur tube Secheur 1			6									
Incidents sur Foyer Four 1									11			
Incidents sur dépoussiérage Four 1												
Incidents Electriques four 1					1	3	4		2	1		
Incidents circuit chauffe Four 2												
Incidents sur Tube SECHEUR 2												
Incidents sur foyer Four 2												
Incidents sur Dépoussiérage Four 2												
Incidents Electriques Four 2					1		3		3	3	2	3
Incidents sur ventilation Four 2				1								
Incidents sur convoyeurs.		1	1	2		5	2	2	4	5	1	1

Remarque: Le tableau donne le Nombre d'incidents qui ont provoqué une immobilisation d'au moins 1h des éléments correspondants.

3.4.) Les convoyeurs J et K

Le convoyeur J n'est utilisé que lorsque le convoyeur L est défaillant ou que le silo de chargement qui a une capacité de 1200 t; est plein tandis que le convoyeur K est utilisé s'il y a arrêt de séchage et que le silo de chargement est à un niveau très bas.

L'utilisation des convoyeurs J et K nécessite une consommation supplémentaire en énergie dans la mesure où il faut constituer le stock sec (s;.s) puis taper sur ce même stock au moyen du convoyeur K pour alimenter le convoyeur L.

Pour l'analyse des convoyeurs J et K, étant donné qu'ils travaillent sur le stock sec, il serait plus aisé de faire une analyse plus approfondie de l'évolution du stock sec mais du fait que toutes les données concernant le stock sec ne sont pas précises, nous allons nous baser sur le stock mort du silo de chargement, le , le tonnage expédié par jour ainsi que la production journalière, nous allons tenter de déterminer une formule qui nous permette de calculer les coûts de défaillance

Remarque : jusqu'à date, on a des connaissances très approximatives sur le niveau du stock sec.

Pour le calcul des coûts de défaillance des convoyeurs J et K, nous allons devoir faire un certain nombre d'hypothèses du fait que l'on ne dispose pas du nombre d'heures de marche effectives des convoyeurs J et K chaque mois et que l'on a seulement le niveau du stock sec à la fin de mois.

3.4.1.) Calcul du coût de défaillance du convoyeur J et K :

- Variables :
- N** : nombre de trains/jours
 - n** : nombre de wagons/train
 - w** : capacité d'1 wagon
 - E** : le tonnage expédié par jour
 - SC_{max}** : capacité maximum du silo chargement
 - SC_{min}** : capacité minimum du silo de chargement
 - P_j** : la production marchande journalière
 - T_{mc}** : tonnes marchandes cumulées
 - H_c** : heures totales cumulées
 - k** : coefficient de marche pondéré de l'ensemble $\times 2.5$

Nous avons alors :

$$P_j = \frac{T_{mc} \times 24}{H_c \times k} \quad \text{en } T/j$$

Si nous appelons Q_j le tonnage véhiculé par le convoyeur J par hour nous avons :

$$Q_{j_{\min}} = (P_j - E) - (S_{c_{\max}} - S_{c_{\min}})$$

$$E = N \times n \times \omega \quad (T/j)$$

Le coût de défaillance du convoyeur j est alors :

$$C_j = \frac{(P_j - E) - (S_{c_{\max}} - S_{c_{\min}})}{24} \quad (T/h)$$

Si R_j désigne la fiabilité du convoyeur J, le coût de défaillance pondéré du convoyeur J est alors :

$$\dot{C}_j = (1 - R_j) \times \frac{P_j - E - S_{c_{\max}} + S_{c_{\min}}}{24} \quad (T/h)$$

Nous allons considérer que le stock sec est maintenu à un niveau donné et que le convoyeur K soutiré autant que le convoyeur J en période de niveau de stock appréciable bien qu'exceptionnellement les 2 convoyeurs peuvent avoir des coefficients de marche différents.

Ce qui fait donc que : le coût de défaillance du convoyeur K est :

$$C_k = C_j \quad \text{et} \quad \dot{C}_k = (1 - R_k) \times \dot{C}_j \quad \text{en T/h}$$

R_k désigne la fiabilité du convoyeur K

Remarque : nous sommes conscients de la consommation supplémentaire qui résulte de l'utilisation de J et K pour véhiculer le phosphate mais du fait de l'absence de données précises sur les consommations de J et K, nous la négligeons par rapport au tonnage de phosphate véhiculé.

... / ...

Les formules développées précédemment, correspondent au cas ou au moment de la défaillance du convoyeur J, le silos de chargement est au minimum c'est à dire le cas le plus favorable

Car on a la possibilité de reconstituer le stock et que c'est seulement l'excédent qui serait perdu	$C_2 (T/h)$	$F_2 (T/h)$	$C_1 (F/h)$
	163.70	18.98	27785.95

Le cas le plus défavorable serait le cas où au moment de la défaillance du convoyeur J, le silos de chargement est au maximum, en ce moment il n'y aurait aucune autre alternative

pour le stockage du produit sèche ou que le convoyeur (E) n'est pas disponible	$C_2 (T/h)$	$F_2 (T/h)$	$C_1 (F/h)$
le coût de défaillance % serait alors	16.403	7.455	34650.54
0	0	$C_j = \frac{C_2 \cdot F_2}{24} = 74.498$	15773.55

Convoyeur G₁

le coût de défaillance pondéré serait :

G_1	F_2	R_{G_1}	$C_{G_1} (T/h)$	$C_{G_1} (F/h)$
0	1	$R_j = (1 - R_j) \times \frac{C_j}{C_2}$	13.15	27785.95
		90.34%	104.75	29545.76

Maintenant que nous avons donné des formules nous permettant de calculer le coût de défaillance pour les éléments principaux du séchage

Nous pouvons faire une application numérique

G_2 vis 33	F_2	R_{G_2}	$C_{G_2} (T/h)$	$C_{G_2} (F/h)$
Données:	1	90.34%	-163.70	-15.81
	$D_1 = 150 t/h$	95.34%	711.498	7.192
	$D_2 = 80 t/h$			15196.70

Convoyeur: $D_1 = 1880 \text{ kg/h}$

Donnée $C_2 = 1340 \text{ kg/h}$

$P = 88953, 143 \text{ T/mois}$

$d_j = \frac{96.5\% - 45\%}{2.5} = 1.125$

$\bar{M} = 726.857$

Revoir données Voir Marche séchage 1982 (Résultat Tableaux 3.4.1.1)

Four 1: F₁

Four F ₁	Four F ₂	R _{F₁}	C _{F₁} (T/h)	\dot{C}_{F_1} (T/h)	\dot{C}_{F_1} (F/h)
0 ⁻	1	87.03%	136.084	17.65	37294.45
0 ⁻	0	87.03%	144.75	18.77	39661.01

Four 2: F₂

Four 2	Four 1	R _{F₂}	C _{F₂} (T/h)	\dot{C}_{F_2} (T/h)	\dot{C}_{F_2} (F/h)
0 ⁻	1	89.98%	-163.70	-16.403	-34659.54
0 ⁻	0	89.98%	74.498	7.465	15773.55

Convoyeur G₁

G ₁	F ₂	R _{G₁}	C _{G₁} (T/h)	\dot{C}_{G_1} (T/h)	\dot{C}_{G_1} (F/h)
0 ⁻	1	90.34%	136.084	13.15	27785.95
0 ⁻	0	90.34%	144.75	13.98	29545.76

Convoyeur G₂ - G₃

G ₂ via G ₃	F ₁	R _{G₂}	C _{G₂} (T/h)	\dot{C}_{G_2} (T/h)	\dot{C}_{G_2} (F/h)
0 ⁻	1	90.34%	-163.70	-15.81	-33406.53
0 ⁻	0	90.34%	74.498	7.192	15196.70

Convoyeurs: D, H, E, LDonnées

$$\bar{P} = 88956,143 \text{ T/mris}$$

$$k = 2.5 \times 45\% = 1.125$$

$$\bar{H} = 726.857$$

Pour ces données Voir Matche Sechage 1982 (Resultat Janvier-Juillet)

Convoyeurs	Ri	Ci (T/h)	\dot{C}_i (T/h)	\dot{C}_i (F/h)
D	90.34%	108.786	10.509	22 205.52
H				
E				
L				

Convoyeurs J-K.

Données:

$$N = 2 \text{ trains / jour}$$

$$S_{\text{min}} = 200 \text{ tonnes}$$

$$n = 27 \text{ wagons / train}$$

$$k = 1.125$$

$$w = 46 \text{ Tonnes / Wagon}$$

$$T_{\text{me}} = 600\,898 \text{ tonnes.}$$

$$S_{\text{max}} = 1200 \text{ tonnes}$$

$$P_j = \frac{600\,898 \times 24}{5724} = 2519.49 \text{ T/j}$$

$$E = N \times n \times w = 2 \times 27 \times 46 = 2484 \text{ T/j}$$

Cas où au moment de la défaillance de J ou K, le silos est plein ou L est H.S.

$$C_j = \frac{P_j - E}{24} = \frac{2519.49 - 2484}{24} = 1.479 \text{ T/h}$$

$$\dot{C}_j = (1 - 90.34\%) \times 1.479 \text{ T/h} = 0.143 \text{ T/h.}$$

Cas où au moment de la défaillance de J, le silos est au Mini et que L est disponible

$$S_{\text{max}} - S_{\text{min}} = 1200 \text{ tonnes} - 200 \text{ tonnes} = 1000 \text{ Tonnes.}$$

$$P_j - E = 2519.49 - 2484 = 35.49 \text{ Tonnes}$$

$(P_j - E) < (S_{\text{max}} - S_{\text{min}})$ donc il suffira tout simplement de

reconstituer directement le stock du silos de chargement. le coût de défaillance est alors nul.

III. ANALYSE DES CIRCUITS ANNEXES DONT LA BONNE MARCHE EST UNE CONDITION NECESSAIRE AU BON FONCTIONNEMENT DU CIRCUIT DE PRODUCTION.

Les principaux circuits annexes dont le fonctionnement est nécessaire pour la bonne marche du circuit de Production sont les suivants :

- III. I. : Le circuit Eau Laverie
- III. II. : Le circuit des réactifs flottation
- III. III. : Le décapage supérieur

Pour l'analyse ainsi que pour le calcul des coûts de défaillance, nous considérerons les circuits dans l'ordre ci-dessus.

III. 1. Le circuit Eau Laverie.

L'alimentation en eau de la laverie et même de certains appareils de la station prétraitement, s'effectue à partir de 3 bassins :

1°) Bassin de 5000 m³

au moyen des pompes 70 1, 70 2, 70 3, 70 4, 70 5

2°) Le Bassin de 15 000 m³

au moyen des pompes suivantes

2. 1.) pour la basse pression = 72 1, 72 2

2. 2.) pour la haute pression = 71 1, 71 2

2. 3.) et la pompe 73

3°) Le bassin de 250 m³ ou bassin de l'eau claire

au moyen des pompes LAYNE 85 1, 85 2, 85 3, 85 4.

Avant de passer à l'alimentation proprement dite, nous aimerions tout d'abord donner un aperçu sur les apports en EAU.

A°) Les apports en eau.

Les apports en eau concernent deux subdivisions :

1°) Les forages

2°) Les eaux de surface

... / ...

1°) Les forages :

Les forages sont au nombre de 6 : F1, F3, F4, F5, F6, F7.

Les conditions d'utilisation de ces forages peuvent être schématisées de la façon suivante :

- le forage F1 est maintenu en réserve
- le forage F3 fonctionne en permanence pour alimenter le carreau et la cité de Talba.

En cas de défaillance du forage F3, le forage F1 peut assurer l'alimentation de la cité et du carreau.

- Concernant les forages F4, F5, F6, ils fonctionnent suivant le rythme de marche de l'usine.

- Quant au forage F7, il alimente Mbaye-Mbaye, Darou, Mboro et l'excédent retourne à la laverie via le séchage.

Pour donner un aperçu sur l'importance de ces apports, nous vous proposons la part de ces forages sur le bilan Eau laverie entre le mois de Janvier et Juillet 82. Sur les 4 521 205 m³ consommés, les forages ont contribué pour 2 928 130 m³, soit 64,76%.

Cette année, les prévisions indiquent que les forages entrent pour 5 001 500 m³ dans le bilan, soit 67,55%.

2°) Les eaux de surface.

Concernant les eaux de surface, les principales pompes utilisées pour leur acheminement, sont les suivantes :

- 2.1.) 1 pompe Fapmo qui aspire à partir du bassin 9, de la passe 77 et de la passe 27 avec la conduite de la Hazlton.
- 2.2.) 1 pompe Hazlton qui aspire de la passe 77
- 2.3.) 2 pompes LAYNE de 14 pouces qui aspirent de la passe 77.

Comme accessoires pour la décantation, nous avons des Spillways et des siphons. La contribution des eaux de surface sur le bilan laverie année 82 se chiffre de 35,24% et les prévisions cette année montrent que les eaux de surface se chiffrent à 32,45%.

B°) L'alimentation en eau de la laverie.

Avant de passer à l'analyse proprement dite du circuit d'alimentation, nous allons donner les caractéristiques des différentes pompes.

... / ...

B. 1. Liste des éléments.

Repère	Nombre	Désignation
70 ₁	1	pompe P _{12/30} - moteur 140kw, 985tr/m
70 ₂	1	pompe P _{12/25} - moteur 140kw, 978tr/m
70 ₃	1	pompe P _{10/10} - moteur 16kw, 1440tr/m
70 _{4,5}	2	pompes Worthington 14FR243 - 2 moteurs 330kw, 1500tr/m
71 _{1,2}	2	pompes P _{12/40} - 2 moteurs 213kw, 730tr/m
72 _{1,2}	2	pompes P _{12/40} - 2 moteurs 213kw, 730tr/m
73	1	pompe Jeumont MR250, moteur 260kw, 1488tr/m
85 _{1,4}	4	pompes LAYNE 12 RKBL, 3 moteurs 74kw, 1500tr/m - 92 ^{kw} , 1500 ^{tr/m}

Concernant l'analyse du circuit d'alimentation, nous vous proposons le tableau suivant qui nous donne les zones de refoulement de ces différentes pompes ainsi que les conditions d'utilisation.

Nous avons voulu donner un schéma clair du circuit d'alimentation mais du fait de la complexité, nous avons choisi de dégager les grandes lignes au moyen du tableau qui suit.

B. 2. Analyse du circuit (voir page suivante)

... / ...

SOURCES	Pompes utilisées	Refoulement:	Conditions d'utilisation et Observations
<p align="center"><u>Bassin</u> <u>15000 m³</u></p>	<p>1/ <u>haute Pression</u> : 71₁, 71₂</p>	<p><u>preparation</u> : - Cuves 11, épaisseurs 32 <u>Flottation</u> : - Cuves 40, 41, 67, 78 - épaisseurs 66, 56, 52</p>	<p>On marche avec une pompe pendant que l'autre est en réserve. La marche d'au moins 1 pompe est une condition nécessaire pour le bon fonctionnement des éléments cités précédemment.</p>
	<p>2/ <u>Basse Pression</u> : 72₁, 72₂</p>	<p><u>Preparation</u> : - Gibles 15, quills 8 - baches et Florides des pompes. - frisette, Broyeurs - bassin 250 m³</p>	<p>On marche avec une pompe, l'autre étant maintenue en réserve. La marche d'au moins 1 pompe est une condition nécessaire pour la bonne marche des appareils alimentés.</p>
	<p>3/ <u>pompe 73</u></p>	<p><u>Flottation</u> : Cuves 40 et 41</p>	<p>Du fait de la liaison 71-73, en cas de défaillance de la 73 on peut continuer à marcher avec la 71 si cette dernière est disponible. Autrement on pourrait utiliser la 70₂.</p>
<p align="center"><u>Bassin</u> <u>5000 m³</u></p>	<p>1/ <u>pompes 70₁, 70₂</u> 2/ <u>pompe 70₃</u> 3/ <u>pompes 70₄, 70₅</u></p>	<p><u>Flottation</u> = épuiage + Reprise Digues, GROS, FINS, florides et baches. <u>Flottation</u> = Conditionneurs 44 et 57 <u>Flottation</u> = GROS, FINS, Epuisage, Reprise Digues, Florides et baches</p>	<p>- On marche soit avec ces 2 pompes ou la 70₄ ou la 70₅. Par ailleurs la 73 peut remplacer la 70₂ en cas de défaillance - C'est une pompe relais. La marche de cette pompe est nécessaire à la marche des conditionneurs 44, 57. - On marche avec une pompe pendant que l'autre est en réserve.</p>
<p align="center"><u>Bassin</u> <u>250 m³</u></p>	<p>1/ <u>pompes LAYNE</u> 85₁, 85₂, 85₃, 85₄.</p>	<p>- prese-étoupes de toutes les pompes de la LAVERIE et même de celles du transport hydraulique. - anneaux liquides des pompes à vide - frisette, Fils.</p>	<p>3 sont en marche, 1 en réserve : <ul style="list-style-type: none"> — Préparation : 1 pompe — Flottation : 1 pompe — Mini : 1 pompe <p>On pourrait dire qu'un minimum de 3 pompes est nécessaire pour la LAVERIE et la MINE.</p> </p>

c°) Calcul des coûts de défaillance des différentes pompes.

Pour le calcul des coûts de défaillance des pompes, nous avons tout d'abord cherché les différents points des circuits de la flottation et de la préparation qui seraient hors service en cas d'arrêt d'une quelconque pompe. Ce qui signifie donc que la conséquence directe de la défaillance d'une pompe est la perte de flux qui transiteraient par ces points.

Il se trouve que la plupart des pompes de surface en cas d'arrêt dans des situations où il n'y a pas de remplacement possible entraînent soit l'arrêt de la préparation, soit l'arrêt de la flottation.

Si bien que si nous appelons à nouveau :

d_1 = le débit de tonnes marchandes préparées (T/h)

d_2 = le débit de tonnes marchandes après flottation (T/h)

Les coûts de défaillance obtenus sont les suivants :

Pompes	Fiabilité	C_i (T/h)	\dot{C}_i (T/h)	Application	
				C_i (T/h)	\dot{C}_i (F/h)
$71, 72_2$	93.75%	91% d_2	5.69% d_2	17.47	36914.11
$72_1, 72_2$	93.75%	28.58% d_1	1.79% d_1	9.50	20073.50
73	88.13%	62.24% d_2	7.39% d_2	22.69	47943.97
$70_1, 70_2$	87.89%	78.54% d_2	9.51% d_2	29.20	61699.60
70_3	88.13%	62.24% d_2	7.39% d_2	22.69	47943.97
$70_4, 70_5$	93.75%	78.54% d_2	4.91% d_2	15.07	31842.91
$85_{1,2,3,4}$	92.82%	91% d_2	6.53% d_2	20.05	42365.65

Remarque :

C_i : le coût de défaillance de la pompe i (perte de production occasionnée par la défaillance de la pompe i)

\dot{C}_i : le coût de défaillance pondéré = $(1 - R_i) C_i$

Nous avons directement donné dans ce tableau les fiabilités obtenues pour les différents sous-ensembles. Nous avons aussi fait l'application numérique.

... / ...

III. II. Le circuit des réactifs de la flottation.

Comme nous l'avons indiqué précédemment, on utilise le procédé de la flottation pour séparer le plus parfaitement possible, les grains de phosphates de chaux des autres constituants qui en forment la gangue.

Cette opération s'effectue au moyen des réactifs suivants ; le diesel, le tall-oil, la soude, le silicate et l'aéropromotor 845.

Nous vous proposons de vous référer à l'annexe N° pour avoir un aperçu sur le circuit des réactifs de la flottation.

1°) Analyse du circuit des réactifs.

Tout d'abord, nous nous proposons le tableau de la page suivante qui nous donne les détails de fonctionnement du circuit de la flottation.

Concernant l'analyse de ce circuit, nous pouvons dégager comme conclusion :

1. 1. L'utilisation du Promotor permet de diminuer la consommation sur les autres réactifs dans la mesure où il améliore le contact entre les réactifs et les particules.
1. 2. Le silicate agit pour éliminer l'effet néfaste des fines particules (schlamms). Ce qui fait donc que son utilisation permet d'avoir un excellent deschlammage. Un défaut de silicate entraîne alors une consommation exorbitante des autres réactifs.
1. 3. Concernant le tall-oil, nous pouvons dire que son utilisation est une condition nécessaire pour une bonne flottation d'autant plus qu'il renferme 50% de Diesel.
1. 4. Du fait du pourcentage de diesel contenu dans le tall-oil le circuit diesel n'est qu'un appoint qui permet une meilleure flottation.
1. 5. L'utilisation de la soude comme celle du tall-oil est une condition nécessaire pour la flottation.

En remarque générale, nous pouvons dire que seule la marche des circuits du tall-oil et de la soude est une condition nécessaire pour la flottation. Concernant les autres circuits, il est difficile de quantifier leur effet du fait que tout est presque lié à la qualité granulométrique et chimique du minerai.

Compte tenu de ce qui précède, nous ferons le calcul des coûts de défaillance que pour les circuits de soude NaOH et tall-oil qui sont les circuits les plus critiques et les seuls circuits dont on peut quantifier leur défaillance

Mais auparavant, nous allons donner quelques remarques qui nous permettront de faire le calcul des coûts de défaillance de façon plus aisée.

... / ...

tableau 1

<u>Reactifs</u> <u>Flottation</u>	<u>DIESEL</u>	<u>TALL-OIL</u>	<u>SOUDE</u>	<u>SILICATE</u>	<u>Aero-Promotor 845</u>
<u>Circuit des FINS</u>	<p>2 pompes 907 et 908</p> <p>références: pompes Hibroyal, 2 moteurs 1kw, 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation = 1 en marche, 1 en réserve.</p>	<p>2 pompes 91, 91A</p> <p>références: pompes Hibroyal, 2 moteurs 1.5kw, 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve</p>	<p>2 pompes 905, 906.</p> <p>références = pompes Hibroyal, 2 moteurs 1.5kw, 1425 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve</p>	<p>2 pompes 917, 918</p> <p>références 1 Guinard - Moteur 9.6 kw 1 Stork - Moteur 6.6kw</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve.</p>	<p>1 pompe 9014</p> <p>références = 1 pompe Hibroyal, 1 moteur 1.5kw, 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation Elle alimente 1 bac Ache' au 6^e étage.</p>
<u>Circuit des GRDS</u>	<p>2 pompes 902 et 901</p> <p>références pompes Hibroyal - 2 moteurs 1.5kw - 1425 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve</p>	<p>2 pompes 911, 901</p> <p>références: pompes Hibroyal - 2 moteurs 1.5kw - 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve.</p>	<p>2 pompes 903, 904</p> <p>références: pompes Hibroyal - 2 moteurs 1.5kw, 1425 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve.</p>	/	
<u>Epuisage et</u> <u>Reprise Digue =</u>	<p>1 pompe 9013</p> <p>références: pompes Hibroyal - 1 moteur 1kw - 1410 tpm.</p> <p>Conditions d'utilisation Elle marche régulièrement</p>	<p>2 pompes 9011, 9012</p> <p>références: pompes Hibroyal - 2 moteurs 1kw, 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve</p>	<p>2 pompes 909 et 9010</p> <p>références: pompes Hibroyal - 2 moteurs 1kw, 1410 tpm</p> <p>Conditions d'utilisation 1 en marche, 1 en réserve</p>	/	/

Remarque = les réactifs signifient les circuits de la Flottation au moyen des pompes indiquées au niveau des conditionneurs.
La marche des circuits Tall-oil et Soude est une condition nécessaire de la Flottation - Pour la représentation graphique du circuit, voir annexe N° 11

Concernant le tall-oil

D'après le flow-sheet de l'annexe N° 11 nous pouvons dire :

- En cas de défaillance des pompes 90-12 et 90-11, les circuits épuisage et reprise digue seront affectés. Ce qui fait qu'en référence de l'étude faite sur la flottation, les flux qui seraient perdus sont les suivants :

$$d3 = 11.40\% \text{ Do (T/h) : débit du circuit épuisage en } T_s/h$$

$$d4 = 6.51\% \text{ Do (T/h) : débit du circuit reprise digue en } (T_s/h)$$

En complément : le tableau de la page précédente nous indique qu'en situation normale, on maintient 1 des pompes en marche tandis que l'autre est en réserve.

- D'après le flow-sheet, nous pouvons dire que les pompes 91.4, 91.3, 91.2, 91.1. peuvent alimenter, soit alimenter le conditionneur 57.1 : circuit des Fins, soit alimenter le conditionneur 44.1. circuit des gros.

En cas de défaillance des sous-ensembles que constituent ces 4 pompes et en référence de l'étude faite sur la flottation, les flux susceptibles d'être perdus sont les suivants :

$$d1 = 35.83\% \text{ Do : débit du circuit des gros } (T_s/h)$$

$$d2 = 32.57\% \text{ Do : débit du circuit des fins } (T_s/h)$$

Le tableau de la page précédente indique par ailleurs sur le mode d'exploitation que l'on marche avec 2 des 4 pompes tandis que les 2 autres sont en réserve.

Concernant la soude

La délimitation est ici plus nette :

- En cas de défaillance du sous-ensemble que constituent les pompes 90.10, 90.19, seuls les conditionneurs 94 D : circuit de la reprise Digue et 94 B circuit de l'épuisage seraient affectés.

Les flux susceptibles d'être perdus sont les suivants :

$$d3 : 11.40\% \text{ Do}$$

$$d4 : 6.51\% \text{ Do}$$

Par ailleurs, le tableau n° 1 nous dit qu'en marche normale, une des 2 pompes est maintenue en réserve.

- Concernant les pompes 90.6 et 90.5, elles alimentent directement le conditionneur 57.1 circuit des fins. le flux en jeu est alors :

$$d2 = 32.57\% \text{ Do : débit du circuit des fins}$$

Le tableau N° 1 nous dit par ailleurs que seule une pompe marche, l'autre est maintenue en réserve.

... / ...

- Concernant les pompes 90.3, 90.4, elles alimentent le conditionneur 44-1 circuit des gros, le flux susceptible d'être affecté en cas de défaillance de circuit est alors :

$$d_1 = 35.83\% D_0$$

Par rapport aux conditions d'utilisation, le tableau N° nous indique que seule une des pompes est maintenue en fonctionnement.

Maintenant que nous avons cherché à localiser l'impact des défaillances des différents sous-ensembles de pompes, nous pouvons donner un tableau récapitulatif du calcul des coûts de défaillance.

2°) Calcul des coûts de défaillance.

Pour le calcul des coûts de défaillance, nous avons :

C_i : coût de défaillance du sous-ensemble i en (T/h)

$d = \sum_{j=1}^n d_j$: somme des flux affectés par la défaillance du sous-ensemble

c : le pourcentage de tonnes marchandes contenues dans une tonne sèche

R_i : la fiabilité du sous-ensemble

\dot{c}_i : le coût de défaillance pondéré du sous-ensemble i

$$C_i = c \times d = c \times \sum_{j=1}^n d_j \text{ en (T/h)} \text{ et } \dot{c}_i = (1 - R_i) \left(\sum_{j=1}^n d_j \right) \times c \text{ en T/h}$$

Concernant la fiabilité de ces différentes pompes, nous n'avons pas pu avec les statistiques disponibles faire une étude approfondie.

Ceci est principalement dû au fait que le circuit des réactifs est un circuit très fiable, ceci s'est confirmé à travers les enquêtes que nous avons menées dans ce sens. Néanmoins nous avons estimé la fiabilité de ces différentes pompes à 90%.

... / ...

TABLEAU RECAPITULATIF DU CALCUL DES COUTS DE DEFAILLANCE.

Circuits	Elemente	n	k	r	Σd_j %D ₀	C _i (T/h)	\dot{c}_i (T/h)	\dot{c}_i (T/h)
<u>Tall.oil</u>	90 _{11,12}	2	1	90%	17.91%	50.03	0.50	1056.50
	91 _{1,2,3,4}	4	2	90%	68.40%	191.09	14.64	30934.32
<u>Soude</u>	90 _{10,9}	2	1	90%	17.91%	50.03	0.50	1056.50
	90 _{6,5}	2	1	90%	32.57%	90.99	0.91	1922.83
	90 _{3,4}	2	1	90%	35.83%	100.10	1.00	2113.00

Remarque

r : fiabilité d'une pompe

n : nombre de pompes installées pour le même objectif

k : nombre minimum de pompe nécessaire pour l'opération

$$R_i = \sum_{l=k}^n C_n^i r^i (1-r)^{n-i} \quad ; \quad \text{fiabilité du sous-ensemble}$$

... / ...

III. III. Le décapage supérieur .

Le décapage supérieur consiste à enlever le sable jusqu'au niveau de la plateforme des camions 100 tonnes. Cette opération est réalisée au moyen de 2 roue-pelles. La profondeur du décapage supérieur varie de 10 à 12 m de profondeur.

1°) Les principaux engins destinés au décapage supérieur :

Désignation	Nbre d'engins disponible	Fonctions
Les roue-pelles	2	Engins de terrassement destinés à l'enlèvement du sable
Les sauterelles	2	Elles servent de relais entre les roue-pelles et le convoyeur. Ce sont des engins qui permettent une grande portée de terrassement.
Les chariots lève-bande	2	C'est un engin qui récupère le produit décapé au moyen d'une trémie réceptrice. Cette trémie alimente directement les convoyeurs
Le chariot verseur	1	C'est un engin d'alimentation du remblayeur
Le remblayeur	1	C'est un engin dont le rôle est la mise en plateforme et digue des produits décapés par les roue-pelles
Les convoyeurs	3	Servent pour le transport des produits décapés.

2°) Analyse du décapage supérieur par rapport au reste de la production

La distance minimum entre le niveau du décapage supérieur et le chantier bas est de l'ordre de 100 m. Cette distance est généralement et largement dépassée si bien qu'il n'y a jamais eu d'arrêt de la Production dû à la défaillance d'un engin de décapage supérieur.

... / ...

Ceci se confirme avec les statistiques suivantes :

1981 - 1982 : Avance du décapage supérieur : 22,7. mois
1982-1983 : Avance du décapage supérieur : 24,3 mois

Concernant les conditions de marche du décapage supérieur, quand on fait fonctionner les convoyeurs consomment autant d'énergie que quand on marche avec les 2 roue-pelles, L'option optimale consiste alors à faire fonctionner les deux roue-pelles.

3°) Coûts de défaillance des engins du décapage supérieur.

Une étude a été déjà menée pour le calcul des coûts de défaillance par 1 stagiaire, il s'agira d'approfondir cette étude tout en tenant compte des réalités actuelles de l'exploitation.

IV - CONCLUSION

Pour conclure, nous dirons que les objectifs poursuivis au cours de cette étude ont été en grande partie atteints. En effet, nous avons tenté tant bien que mal au cours de pages précédentes de faire une analyse de la chaîne de Production et de proposer des modèles mathématiques de calcul des coûts de défaillance.

Il s'agit aujourd'hui de faire une analyse approfondie de ce document en collaboration étroite avec l'ensemble des exploitants en vue d'y tirer le maximum de profit et de faire une analyse de sensibilité des résultats. En effet, nous avons posé un certain nombre d'hypothèses et fait quelques estimations à propos des fiabilités suite aux enquêtes et discussions que nous avons menées avec les responsables de l'exploitation faute de statistiques. Cependant, nous avons pris à chaque fois que c'était nécessaire une marge de sécurité suffisante. L'analyse dont nous avons parlé précédemment devrait être suivie d'une étude annexe à celle-ci qui permettrait d'adapter les résultats au modèle de gestion actuellement proposé par la Mission CEGOS FORMATION qui reconnaît dans son étude intitulée "Diagnostic du système actuel de gestion des Appros - Propositions d'améliorations - Modèle global pour un système informatisé" à la page 42 que : la connaissance des coûts de défaillance quand elle est possible, permet de trouver le point de fonctionnement optimal (au plan économique)".

Concernant les recommandations, nous dirons que cette étude appelle :

- 1°) une analyse du processus de dépannage qui entre en jeu en cas de défaillance d'une pièce de classe de gestion bien déterminée dans le cas le plus défavorable (rupture de stock).

Les questions auxquelles on tentera de répondre de façon objective sont les suivantes :

- la pièce est-elle réparable, si oui dans combien de temps ?
- Peut-on adapter une pièce d'une autre machine ?
- Peut-on la trouver chez un Fournisseur ou dans d'autres entreprises et dans quels délais ?

Cette série de questions dans le cadre du code COBRAS présentement utilisé et dont nous avons présenté les principaux inconvénients avaient été réglées par des présomptions qui doivent être vérifiées en collaboration avec le SEM et les différents services de l'exploitation.

- 2°) Une étude des prix actualisés des pièces des différentes classes de gestion,
- 3°) Une étude des lois de sortie des pièces des différentes classes de gestion ainsi que les délais de livraison de même que les seuils de déclenchement.

Une fois cette étude terminée, on pourrait :

- soit déterminer des coefficients de sécurité directement applicables sur les délais et qui serait fonction des coûts de défaillance et des paramètres cités en haut.
- soit élaborer des abaques qui permettraient d'obtenir le point optimal d'approvisionnement fonction du coût de défaillance et des paramètres indiqués précédemment. On pourrait collaborer avec la Mission CEGOS qui a travaillé dans ce sens dans le dit-rapport page 35 et 36. Il ne s'agira pas surtout en cas de collaboration avec cette même mission d'utiliser les abaques sans en avoir au préalable étudié les fondements mathématiques.

Pour finir, nous demanderons à l'ensemble des responsables du Service Approvisionnements de persévérer dans le sens de chercher à remédier aux immobilisations financières improductives et de répondre de façon optimale aux exigences de l'exploitation en poursuivant les études déjà entamées.

BIBLIOGRAPHIE

- Gestion des stocks et des Pièces de rechange (Par Paul COULOMB)
- Reliability Mathematics : Fundamentals, Pratiques, Proceducs
(By BERTRAM L. Amstadter)
- Queues, Inventories and maintenance by Philip M. Morse)
- Fiabilité des systèmes par P Chapouille et R. de Pazzis
- Elements of the theory of Markov Processes and their applications
(A.T. Bharucha - Reid)
- Méthode et Modèle de la recherche opérationnelle - 1.
(par A. Kaufman)
- Gestion des pièces de rechange dans la sidérurgie (CEGOS FORMATION)
- Statistiques arrêt Mine 1981 (TAIBA)
- Statistique arrêt station de Prétraitement (TAIBA)
- Résultats généraux Budget 1981 (TAIBA)
- Statistique arrêt Usine 1981 (TAIBA)
- Résultats généraux Budget 1982 Usine - (TAIBA)
- Statistique arrêt séchage (TAIBA) 1982
- Diagnostic du système actuel de gestion des Appros - Propositions d'amélioration - Modèle global pour un système informatisé
- Rapport de stage de Mr Karimou GLEYE (Juillet - Août 1982)