



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50<sup>th</sup> anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



**TOGETHER**  
*for a sustainable future*

## DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

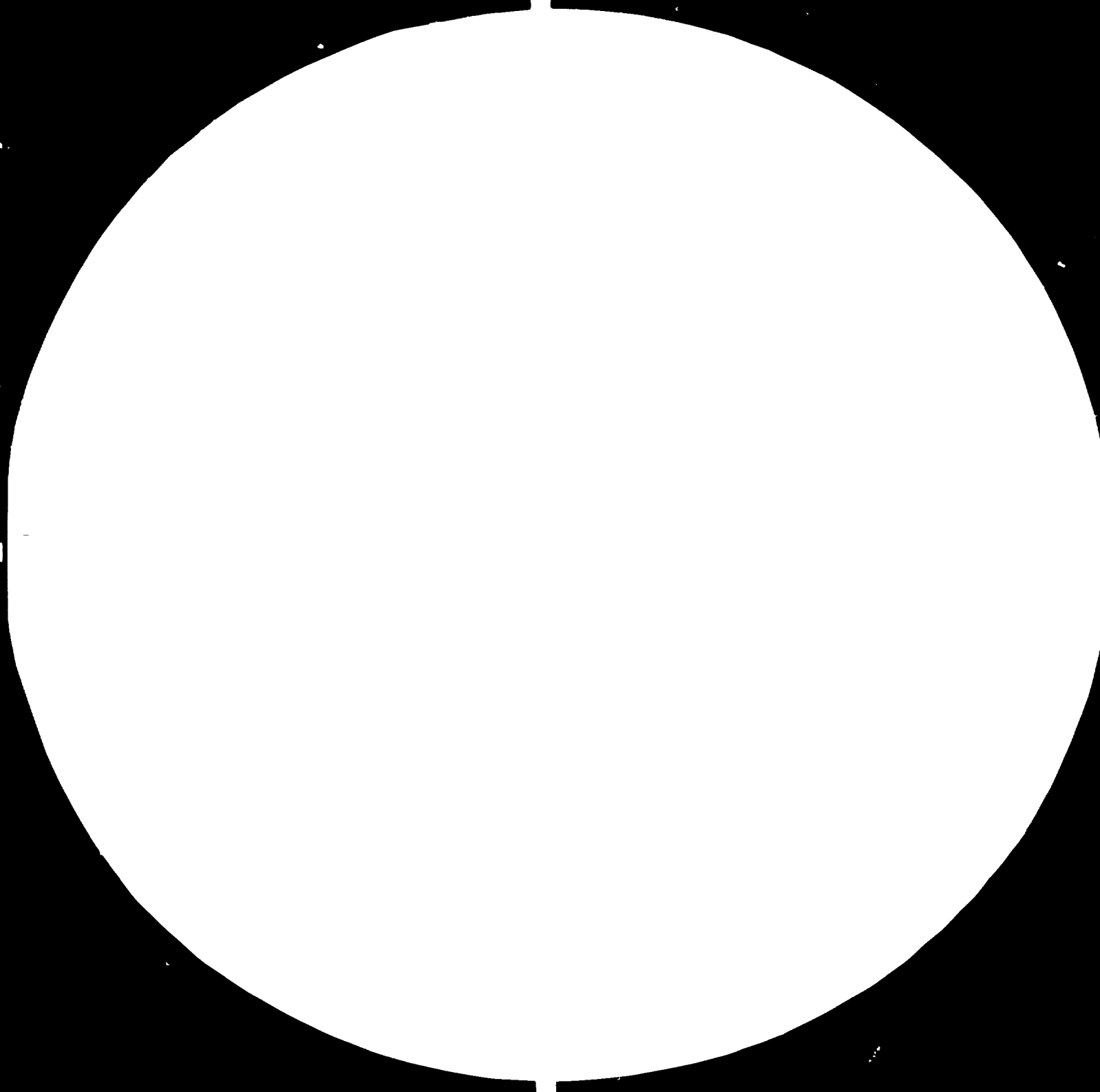
## FAIR USE POLICY

Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

## CONTACT

Please contact [publications@unido.org](mailto:publications@unido.org) for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at [www.unido.org](http://www.unido.org)





3.2



4.5



Minimum Resolvable Period (cycles/mm) =  $\frac{1}{\text{Resolution (cycles/mm)}}$

Resolution (cycles/mm) =  $\frac{1}{\text{Minimum Resolvable Period (cycles/mm)}}$

# Consultancy Studies

10503

DEVELOPPEMENT D'UNE INDUSTRIE DES  
ENGRAIS AZOTES ET PHOSPHATES AU BURUNDI.

PROJET FINAL DE L'ETUDE

(CD79 710)

PREPARE POUR L'UNIDO, Vienne, Autriche.

00000  
00000

1981



**The British Sulphur Corporation Limited**

Parnell House, 25 Wilton Road, London SW1V 1NH, England

Telephone No. 01 828 5571 Telex 918918 SULFEX G

CONTENU

	<u>PAGE</u>
Sommaire Executif	1
Liste Sommaire des Recommandations	7
1 <u>ETUDE DU MARCHÉ</u>	9
1 1 Evaluation de la Demande Actuelle, au Burundi, pour des Engrais	10
1 2 Evaluation de la Demande Future pour les Engrais au Burundi	20
1 2 1 Niveaux 'idealistes' de la consommation - engrais	20
1 2 1 1 Développement Agriculturel	27
1 2 1 2 Facteurs socio-politiques	28
1 2 2 Distribution et Financement: Facteurs de la Consommation-Engrais	29
1 3 Recommandations Relatives à un Système de Commercialisation et de Distribution	36
1 3 1 Système de Distribution: Stockage Régional/ Nécessités de Transport	36
2 <u>ESQUISSE DU PROJET</u>	47
2 1 Evaluation de la Capacité Optimale-Engrais Primaires (N, P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	48
2 2 Disponibilité des Matières Brutes	54
2 2 1 Produits Azotés	54
2 2 1 1 Evaluation de la disponibilité des matières premières en quantité et qualité requise pour la production nécessaire des engrais azotes	57
2 2 1 2 Evaluation des chances de baser le projet de la production des engrais azotes sur l'utilisation de la tourbé ou du gaz naturel	73
2 2 2 Produits Phosphates	
2 2 2 1 Plan d'Exploitation Phosphatiere et d'Enrichissement	84

2 2 3	Matières Brutes Sulfureuses	86
2 3	Produits en Aval (N et P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	89
2 3 1	Produits Phosphates en Aval-Exploitations des Roches Phosphatees	89
2 3 2	Possibilités d'une Acidification Nitroque - Réduction du Rapport N:P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	90
2 3 3	Produits Azotés en Aval	95
2 3 4	Production d'Engrais Complexes	95
2 4	Détermination de l'Emplacement du Projet	97
2 4 1	Complexe Azoté	97
2 4 1 1	Localisation recommandée de l'usine	98
2 4 2	Complexe Phosphate	
3	<u>EVALUATION DU PROJET</u>	104
3 1	Calculs Economiques	105
3 1 1	Introduction	105
3 1 2	Evaluation des Coûts d'Exploitation Courants	106
3 1 3	Analyse des Sensibilités	118
3 1 4	Variation du Taux de Fonctionnement	118
3 1 5	Cash Flow de l'Investissement Total - Cas de Base	144
3 1 5 1	Investissements	144
3 1 5 2	Bénéfice	145
3 1 5 3	Coûts d'Exploitation	145
3 1 6	Variations des Capacités d'Usine	146
3 1 7	Option Tourlé/Phosphates Naturel Granules	159
3 1 7 1	Introduction	159
3 1 7 2	Coût d'Exploitation Nominiaux	159
3 2	Resume des Besoins des Matières Essentielles de Base et des Utilites pour une Usine d'Ammoniac	163
3 2 1	Specification quantitative des besoins des matières essentielles de base et des utilise pour l'usine d'ammoniac ainsi que pour la Fabrication des engrais azotes a partir de l'ammoniac	163

3 2 2	Estimation du coût des matières de base des utilities ainsi que des Frais du personnel	166
3 2 3	Estimation des investissements pour le projet	171
Appendice 1	Stockage et Transport	175
Appendice 2	Rapport sur les Phosphates du Secteur Motongo-Bandaga, Burundi	199
Appendice 3	Etude Economique d'Une Exploitation Souterraine des Apatities de Motongo - Bandago au Burundi	250
Appendice 4	Les Diverses Routes Nitrophosphates	272
Appendice 5	Personnes Visitées pour Obtenir des Informations	298
Appendice 6	Références	302





FIGURES

	<u>PAGE</u>
Région de Consommation d'Engrais	5
Republique de Burundi - Division Administratives	17
Les Regions Naturelles	18
Zones Ecologiques du Burundi	19
Consommation Totale D'Elements Nutritifs en Fonchon du Temps	23
Hydrographic	34
Les Routes	35
Mouvement Annuel des Produits	38
Mouvement Semestriel des Produits	39
Mouvement Mensuel des Produits	40
Ressources pour Engrais-Burundi/Rwanda	54
Principales Ressources D'Une Industrie des Engrais dans la Région des Grand Lacs	55
Relations entre la Masse de la Tourbé Brute....	62
Schema de la Station d'Extraction du Gaz Kiru	66
Effet du Taux D'Operation sur le Coût de Production	143
Effet de la Capacité de l'usine sur le Taux de Rentabilite	158

SOMMAIRE EXECUTIF

SOMMAIRE EXECUTIF

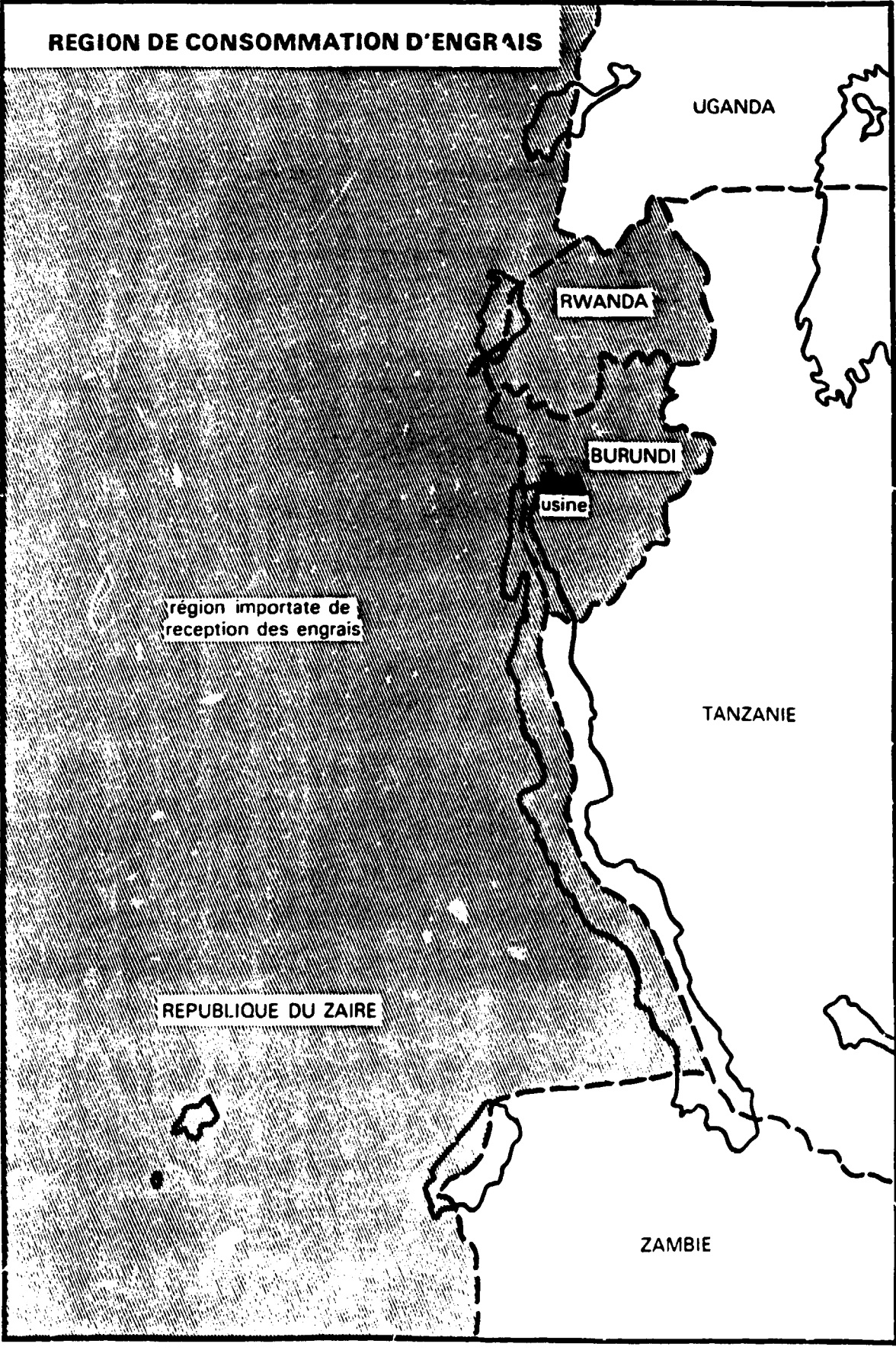
1. Des études de l'agriculture au Burundi, et tenant compte des niveaux traditionnels de consommation en matériaux fertilisants, il est évident que, pour justifier seule une industrie des engrais azotés et phosphatés (de l'ordre de 100 t/Jour, 25 000 t/an de N et P2O5) un accroissement très substantiel de cette consommation serait nécessaire.
2. Les Conseillers estiment que des accroissements de la consommation en engrais semblables à ceux suggérés au poste 1 ci-dessus exigeraient une politique d'engagement très significative de la part du Gouvernement, au plan national, pour arriver à l'achèvement de tels buts.
3. Une Industrie d'Engrais, basée au Burundi pour la Région des Pays des Grands Lacs, représente également une possibilité qui permettrait à la demande de procéder à un train plus modéré dans la région. Les Conseillers partagent l'opinion qu'un projet régional de cette nature pour une industrie de produits fertilisants serait, techniquement, réalisable; il exigerait, toutefois, une politique de gestion attentive quant à sa réalisation.

	<u>N</u>	<u>P2O5</u>
Burundi seul, t.p.j.	40 à 50	80 à 100
Région des Grands Lacs, t.p.j.	130 à 150	190 à 200

4. Les recommandations formulées dans ce Rapport, concernant les facilités possibles de Production, ont été établies sur la base des exigences de N:P2O5:K au Burundi, qui avaient été enregistrées à la suite des résultats des Recherches et Essais, effectués par la FAO/Département de l'Agronomie.
5. Suivant l'opinion des Conseillers, la source la plus logique et la plus attrayante au point de vue économique, pour la production de l'Ammoniac, serait le gaz naturel du Lac Kivu; si un projet régional pouvait être établi, cela deviendrait alors politiquement plus réalisable. Le gaz pourrait être transporté par pipeline en aval de la vallée du Ruzizi, depuis Ruanda jusqu'au Burundi; une route suggérée pour ce pipeline est donnée dans la structure même de ce Rapport.

6. En termes d'économie politique relative à la production, la tourbe est la seconde matière brute la plus attrayante (bien que, les Conseillers estiment que cette tourbe serait utilisée plus avantageusement pour la mise en bon état de la terre) et la puissance hydro-électrique se situe au troisième rang.
7. L'établissement d'une industrie autochtone d'engrais phosphatés dépend, en principe, de la viabilité de la réserve constituée à Matongo-Bandaga.
8. Les Conseillers préviennent qu'il est absolument nécessaire de procéder à des tâches d'exploration supplémentaires, concernant ces dépôts, avant de donner une décision finale quant à la viabilité du Projet, puisque l'étendue des réserves et les caractéristiques du minerai n'ont toujours pas été complètement déterminées.
9. Les coûts spéculatifs d'exploitation et de traitement des concentrés de roches ont été estimés, de manière 'pessimiste' à environ \$500/tonne; ils pourraient être divisés de moitié si une exploration ultérieure amenait à déceler de plus grandes réserves, une teneur accrue en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, et si un plan combiné d'exploitation minière était réalisé (avec le carbonite pour ciment).
10. Les Conseillers estiment que les perspectives qui consisteraient à délivrer au Burundi le sulfure ou l'acide sulfurique seraient non seulement difficiles quant à leur réalisation, au point de vue logistique, mais aussi coûteuses. Nous avons donc jugé que l'Unité de Traitement du Phosphate devrait être basée sur la technologie 'Nitro-Phosphate'. Les options diverses, pour l'achèvement de cette technologie, seront examinées plus loin dans ce Rapport.
11. Toutefois, il devient certainement de plus en plus évident, dans les grandes zones du globe où les cultures tropicales/subtropicales existent, que le sulfure représente une substance nutritive d'une importance considérable, en fait, plus importante que le potassium. Si tel était le cas au Burundi, il serait alors nécessaire de procéder à une nouvelle évaluation du Projet. Les Conseillers recommandent que cette question soit examinée en priorité.
12. L'emplacement le plus favorisé pour des facilités réunies de production d'engrais azotés et phosphatés serait dans la région de Bujumbura. Un plan de situation représentatif a été annexé à ce Rapport.

13. Le coût calculé pour la production de produits azotés solides (c'est-à-dire : Nitrate d'Ammoniaque) - qu'il soit fondé sur le gaz naturel ou sur la tourbe - est compétitif par rapport à celui des matériaux importés et délivrés.
14. Le coût, calculé pour la production d'un engrais à complexe solide 1:1:1 (c-à-d: 17:17:17) est, approximativement, compétitif, comparé à celui d'un matériau importé et délivré, même au très haut prix spéculatif du phosphate de roche à \$500/tonne; si l'on présume que le coût spéculatif du phosphate de roche serait de \$250/tonne, le coût de production devient alors hautement concurrentiel, comparé à celui du matériau importé.
15. Il découle de l'Evaluation du Projet, et sur la bases des prix courants des produits fertilisants livrés aux ports Est Africains, en conjonction avec les niveaux actuels et futurs des frais de transport de ces ports au Burundi, que l'implantation d'une industrie domestique des engrais - proprement conçue - serait financièrement viable, offre en même temps un cash flow positif et un taux DCF de remboursement positif.



SOMMAIRE EXECUTIF - TABLEAU DES PRIX DE REVIENT -

<u>Produit</u>	Estimation du Coût de Production Opération basée au Burundi \$/tonne 1980	Estimation du Coût, marchandises délivrées C&F Burundi \$/tonne 1980
Nitrate d'Ammonium, 26% N. 33.5 % N.	- 177 - 271 <sup>1)</sup>	282 - 393 <sup>3)</sup> -
Complexe NPK, 15:15:15 17:17:17	- 257 - 410 <sup>2)</sup>	322 - 433 <sup>3)</sup> -

- 1) Dépendant du coût présumé de production de l'ammoniac (gaz naturel ou tourbe)
- 2) Dépendant du coût présumé de production du phosphate de roche (\$250 ou \$500)
- 3) Dépendant du port présumé, Afrique Orientale, et voie de terre.

Nota : On remarquera des données du Tableau ci-dessus que les teneurs en agents nutritifs des produits délivrés, provenant des Marchés mondiaux, sont d'une manière significative plus faibles pour les deux produits, que celles des agents nutritifs des matériaux dont les prix sont basés sur une opération située au Burundi.

Liste Sommaire des Recommandations

1. Une infrastructure de distribution des engrais, dans les limites de la République du Burundi, devrait être développée, y compris : une extension du Plan de Crédit Agricole déjà en existence, en anticipation d'un Projet de Production des Engrais. D'une suprême importance est la nécessité de démontrer au fermier les bénéfices économiques (pour lui-même) qu'il réaliserait en utilisant des matériaux fertilisants.
  
2. Un Projet, impliquant l'utilisation des granulés de phosphate de roche (ou, peut-être, des formulations de tourbe/granulés de roche sous présentation granulaire) devrait être considéré en premier lieu dans un programme de développement des engrais phosphatés. On recommande que le Plan d'Exécution soit considéré dès à présent, afin qu'un développement de cette nature puisse progresser avec diligence, à la première opportunité.
  
3. Des travaux supplémentaires devraient être mis en oeuvre sans délai, afin de déterminer les propriétés du phosphate de Matongo:
  - a) pour application directe en qualité de granulés de roche (avec ou sans traitement préalable, c-à-d: acidification partielle).
  - b) pour flottation/apport bénéfique au concentré de phosphate de roche.
  - c) pour l'acidification (avec adjonction d'acides sulfurique et nitrique) aux fertilisants formés de complexes à haute-teneur, ou intermédiaires)
  - d) pour établir si les impuretés de fer/aluminium contenues dans le phosphate pourraient être employées de leur plein droit en qualité de matières phosphatées ou matières brutes.
  
4. On devrait entreprendre ultérieurement une exploration géologique avancée, dans le but de définir avec précision l'étendue des réserves et, aussi, pour acquérir de meilleures connaissances des caractéristiques du gisement et du minerai. De tels travaux devraient inclure : l'exploration, les sondages, des carottes-échantillons de roches, et des tests; ils devraient être entrepris dans le but de développer un programme minier pour la calcite et le phosphate (pour la production du ciment et des engrais) et, en même temps, l'extraction possible de métaux lourds.



5. Une inspection géologique intensive, qui essayerait de déterminer l'emplacement d'autres gisements de minerais de phosphate au Burundi.
6. Le Ministère de l'Agriculture, en coopération avec la FAO ou autres Agences, commence des investigations agronomiques des granulés de roches, phosphatés (de Matongo ou des Marchés mondiaux) par rapport à l'agriculture burundienne. Ces investigations devraient, idéalement, mener à l'examen des formations granulaires du phosphate de roche avec d'autres matières (par ex: tourbe/granulés de roche, sulfure/granulés de roche,  $K_2SO_4$ /granulés de roche, etc...).
7. En prolongement du poste 6 ci-avant, le Ministère de l'Agriculture devrait aussi commencer une investigation agronomique concernant l'utilisation du sulfure et des matières contenant du sulfure, dans l'agriculture de ce pays.
8. Un programme 'modéré' de 100 tonnes/jour de N et 100 tonnes/jour de  $P_2O_5$  devrait progresser, mais seulement si ce programme peut avancer, pratiquement, en qualité de tentative entre le Zaïre Oriental, le Burundi et le Rwanda. Une étude ultérieure serait nécessaire, afin de fixer avec précision la future demande régionale et, de là, l'étendue du projet.
9. Le gaz naturel (méthane) du Lac Kivu est la meilleure source de stock d'alimentation pour la production de l'Ammoniaque.
10. Une Etude ultérieure sera nécessaire, afin d'obtenir et d'établir le mode opératoire optimal pour l'extraction des gaz du Lac Kivu et de leur lavage, afin d'enrichir leur teneur en méthane.
11. L'utilisation de la tourbe est recommandée en premier lieu en qualité de combustible domestique (remplaçant le bois de chauffage) afin d'assister le programme de reboisement et, également, en sa qualité de traitement bénéfique de la terre arable (conjointement avec le phosphate de roche) plutôt que comme source possible d'hydrogène pour la production ammoniacale.
12. Bujumbura représente le lieu optimal pour établir des facilités de Production Régionale des Engrais azotés et phosphatés.

1. ETUDE DU MARCHE

1. ETUDE DU MARCHÉ

1.1. Evaluation de la Demande Actuelle, au Burundi, pour des ENGRAIS

L'usage contemporain des engrais chimiques commerciaux au Burundi est faible et, à cause des coûts de livraison élevés, cet usage est limité, pratiquement et exclusivement, aux applications données aux récoltes 'industrielles' - thé, café, riz, coton - aux fins d'exportation.

Tandis que, jusqu'en 1975, une large proportion des terres de production du café (80%) recevait des applications d'engrais chimiques, cette situation a changé à présent, et, seule, une très faible proportion des terres cultivées pour le café (exploitations agricoles, à l'opposé des 'petits fermiers') utilise toujours des engrais. A l'heure où ce Rapport est rédigé, il semblerait que les engrais chimiques ne sont sérieusement utilisés que pour les plantations de thé. Des quantités d'ordre secondaire d'engrais chimiques sont toutefois utilisées pour les Programmes d'Extension Agricole de l'Organisation Alimentaire et Agricole (FAO) des Nations-Unies; ces engrais ont prouvé leur action bénéfique dans le domaine agricole pour les récoltes des denrées principales destinées à la consommation domestique. Dans ce cas, les considérations principales sont : le prix et l'éducation pratique des fermiers pourvoyant aux subsistances dans l'art bénéfique d'utilisation des produits chimiques fertilisants.

Les Tableaux 1.1.1. et 1.1.2 donnent les résumés de l'historique des importations de fertilisants au Burundi au cours des années récentes. On a puisé les renseignements constituant ces tableaux d'un certain nombre de sources et ils ont été 'rationalisés' dans le but de réconcilier la consommation des substances nutritives avec les chiffres du tonnage total, à cause des volumes très élevés exposés sous le titre 'Chiffres d'Importation' et sous catégories 'Diverses'.

De ces Tableaux, on observera que la consommation totale en produits nutritifs a graduellement augmenté au cours des années récentes mais qu'elle se maintient toujours, considérablement, au-dessous de 1000 t/an pour la toute dernière année, au cours de laquelle les chiffres ont été relevés (1979).

On remarquera également - Tableau 1.1.2 - qu'il s'est produit une polarisation vers l'urée comme engrais azoté prédominant, et vers le sulfate de potassium comme engrais potassique prédominant, au cours des dernières années.

On a estimé qu'environ 96 pour cent de la population du Burundi étaient composés d'une population rurale qui subsistait par ses propres moyens (exploitation agricole de subsistance) et que les engrais n'étaient pas employés de manière significative pour les 'cultures de case' (cultures de subsistance pour une consommation immédiate).

A l'heure où ce Rapport est rédigé, la majorité des cultures 'industrielles' sont, de loin, cultivées dans la région de Ngozi, qui est principalement gérée dans des buts agricoles par l'Office des Cultures Industrielles du Burundi (OCIBU) et, également, dans la région de Gitega. Ces deux districts représentent les régions agricoles les plus fertiles du pays; en sus, il existe un potentiel considérable de terres cultivables dans les plaines alluviales au nord de Bujumbura.

De la totalité des 27 834 km<sup>2</sup> formant la république du Burundi (2,7 millions d'hectares, y compris 2150 km<sup>2</sup> d'eaux territoriales) on a estimé, des sources officielles, que quelques 2.2 millions d'hectares étaient 'cultivés' desquels 1.7 millions d'ha étaient consacrés aux récoltes des denrées principales domestiques : haricots - manioc - maïs - patates - sorgho - pommes-de-terre - blé (1,9 millions d'ha, ou plus, si on y inclut les plantations de bananes). Environ 0.1 million d'hectares sont destinés aux cultures 'industrielles' - principalement : café, coton, riz, thé (et cacahuètes).

Le Tableau 1.1.3 montre le fractionnement approximatif des hectares par culture et par région. Le Tableau 1.1.4 montre les niveaux de la population et les considérations climatique/écologique. Les données de ces tableaux ont été rassemblées, car elles provenaient de plusieurs sources d'informations, depuis les informations officielles du Ministère de l'Agriculture jusqu'aux évaluations établies par la FAO.

Il est de l'opinion du Bureau Conseil, que le total des terres agricoles tel que déduit dans ces tableaux, **représentant** environ 65 à 80% du total de la surface du pays, serait peut-être surestimé, probablement en conséquence du double calcul dans le recensement des cultures dans les exploitations à double labourage.

Tableau 1.1.1.

BURUNDI - TOTAL DES IMPORTATIONS D'ENGRAIS - 1967/1979 -

<u>Année</u>	<u>1967</u>	<u>1968</u>	<u>1969</u>	<u>1970</u>	<u>1971</u>	<u>1972</u>	<u>1973</u>	<u>1974</u>	<u>1975</u>	<u>1976</u>	<u>1977</u>	<u>1978</u>	<u>1979</u>	
Produit total	455	260	400	1300	2000	n.d.	1432	2461	1331	1600	1865	2048	1400	1)
				1368	1309	1412	1679	2809	1668	1789	2140			2)
Produits Nutri- tifs - total -				680	788	558	581	623	747	807	893			2)
N				548	457	234	228	321	329	451	413			2)
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>				67	158	168	170	188	243	141	200			
K <sub>2</sub> O				65	173	156	183	114	175	215	280			

1) Min. du Plan./Banque du Burundi

2) FAO/Banque du Burundi/Evaluation BSC

Tableau 1.1.2.

BURUNDI - IMPORTATIONS DES ENGRAIS PAR PRODUIT - 1973/1978 -

exprimées en tonnes

	<u>1973</u>	<u>1974</u>	<u>1975</u>	<u>1977</u>	<u>1978</u>
Sulfate d'Ammonium	148	833	93	4	
Nitrate de Sulfate d'Ammonium	7	1			
Nitrate d'Ammonium	58	18	24		
Uréide		1	529	695	507
Phosphate d'Ammonium		143	52		
Phosphate Dicalcium	3	3	151	6	
Superphosphates			74	22	41
Autres (Teneurs complexes)	838	1294	266	866	1202
Chlorure de Potassium					99
Sulfate de Potassium		71		54	199
Autres potasses	378	97	142	218	
Total du Tonnage	1432	2461	1131	1865	2048

Pour des raisons pratiques, les seules régions qui pourraient être considérées comme susceptibles à un développement agricole extensif et réel sont les régions des plateaux de Ngozi et Gitega, ainsi que les basses régions et les plaines alluviales de Bujumbura et de Bubanza. Ce développement devrait être fondé sur des méthodes mécanisées d'exploitation agricole. Le reste du pays continuera, probablement, ses cultures de collines par méthodes traditionnelles, tout au cours d'un avenir prévisible.

On a prouvé qu'il était impossible d'établir un fractionnement logique de la consommation courante des engrais, par région et par récolte. On ne peut que généraliser et dire que les engrais chimiques importés ont été utilisés surtout pour les récoltes industrielles, particulièrement le thé et le café et, à un moindre degré (50 à 100 tonnes/an) pour les Programmes Agricoles élaborés par la FAO/Département de l'Agronomie et l'Institut des Sciences Agricoles du Burundi, ISABU.

Il est clair, de ce qui précède, que les niveaux courants de consommation des engrais au Burundi sont, en eux-mêmes, insuffisants pour justifier un développement quelconque d'une Industrie des Engrais. La question qui demande une réponse, dans ce Rapport, est toutefois la question suivante : Si des engrais chimiques étaient produits au Burundi pour être ensuite distribués dans les limites du pays sans qu'il soit nécessaire, pour le Gouvernement ou pour une Agence de Prêts Internationale, d'encourir des dépenses annuelles en devises étrangères, que devrait alors être le niveau raisonnable de consommation-engrais, pour maintenir et accroître la production agricole? Autrement dit, quelle est la demande 'latente' en engrais? Cette question, nous allons nous la poser à la section suivante.

Tableau 1.1.3.

EXPLOITATION ACTUELLE ET APPROXIMATIVE DES TERRES AGRICOLES

	<u>1975 - Superficies cultivées<sup>2)</sup></u> <u>'000 ha</u>	<u>1978/9 - Superficies cultivées</u> <u>'000 ha</u>
<u>Récoltes des denrées indigènes</u>		
Haricots	529	550
Maïs	305	350
Manioc	205	400
Patates	248	250
Sorgho	111	150
Pommes de terre	27	30
Blé	13	20
(Bananes)	<u>(200)</u>	<u>1 750</u> (200)
	<u>1 438</u>	
<u>Récoltes Industrielles</u>		
Cacahuètes	40.0	30
Café	6.9	55
Coton	3.5	10
Riz	<u>2.8</u>	<u>5</u>
Thé		
Total	1491.2	1 854

Superficies totales exploitées : 2,2 millions ha  
 Superficie totale des terres : 27 834 km<sup>2</sup> (1) soit 2.78 millions d'hectares

1) Géographie du Burundi, Van der Velpen

2) Ministère de l'Agriculture 1975 (FAO)



POPULATION, SUPERFICIE DES TERRES EXPLOITEES, ALTITUDE, PLUIES ANNUELLES ET CLASSIFICATION ECOLOGIQUE  
par REGION

<u>Région</u>	<u>Densité de la<sup>2)</sup> Population Nbre/km<sup>2</sup></u>	<u>Populatio<sup>1)</sup> Totale '000</u>	<u>Nbre de Programmes<sup>1)</sup> agricoles en progress en 1977</u>	<u>Superficies<sup>4)</sup> totales des terres cult. '000 ha</u>	<u>Altitude<sup>3)</sup> mètres</u>	<u>Pluies<sup>3)</sup> annuelles</u>	<u>Classification<sup>3)</sup> écologique prin- cipale de la région</u>
Bujumbura	348,2	460,3	4	40	0-1000	800-1000	Inférieure
Ngozi	285,7	773,3	15	480	1500-2000	1000-1200	Moyenne
Muramvya	246,0	380,3	9	100	1900-2500	1800	Supérieure
Gitega	198,0	683,0	11	430	1500-2000	1000-1200	Moyenne
Muyinga	147,7	546,4	4	160	1000-1500	900-1200	Intermédiaire
Kubanza	121,3	329,1	3	300	0-1500	800-1200	Inférieure/Interm.
Bururi	92,3	457,5	2	270	1000-1500	900-1200	Intermédiaire
Ruyigi	68,6	392,0	?	350	1000-1500	900-1200	Intermédiaire
		<u>4 021,9</u>		<u>2 130</u>			

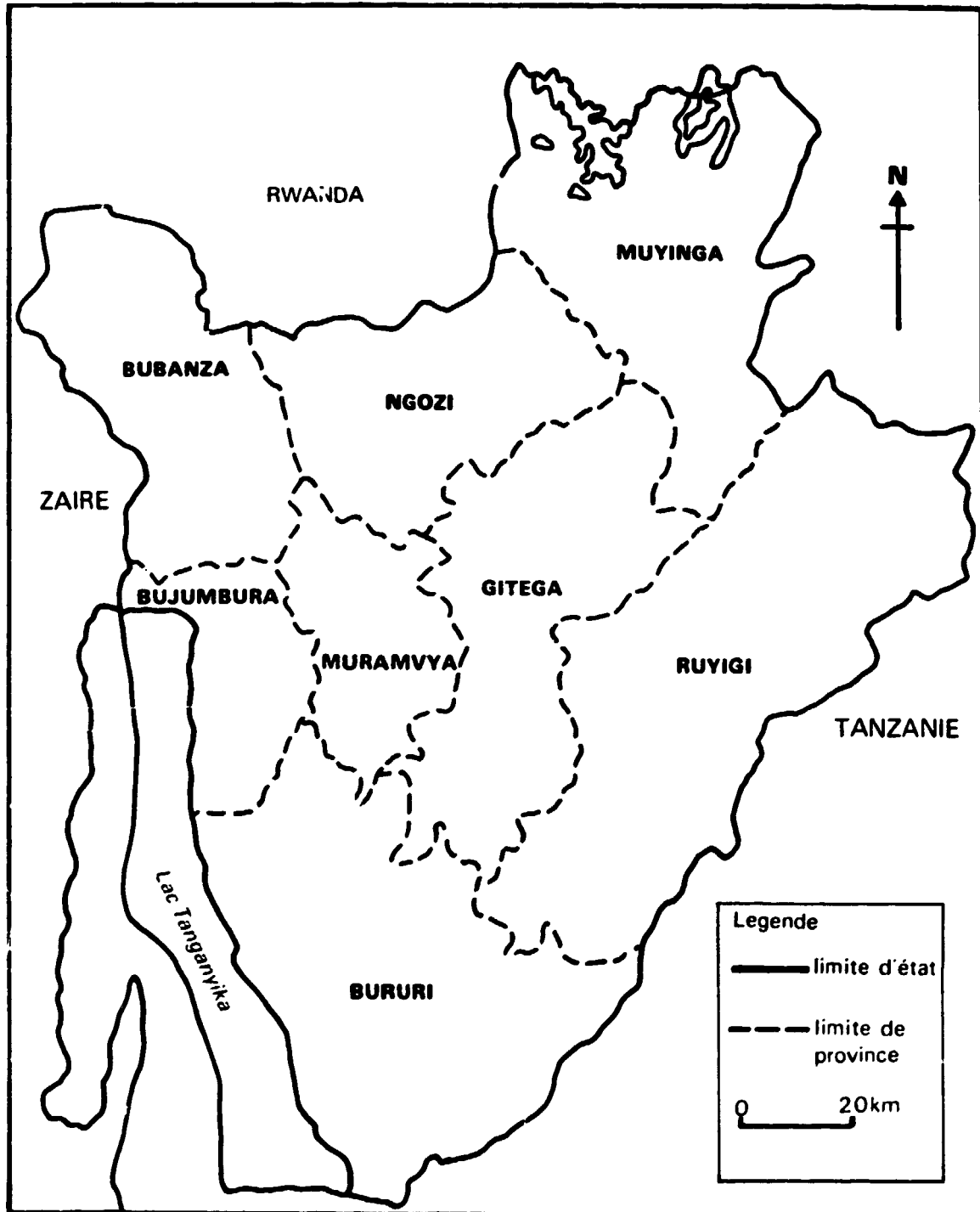
1) Rapport 1978 de la FAO/Départ. de l'Agronomie

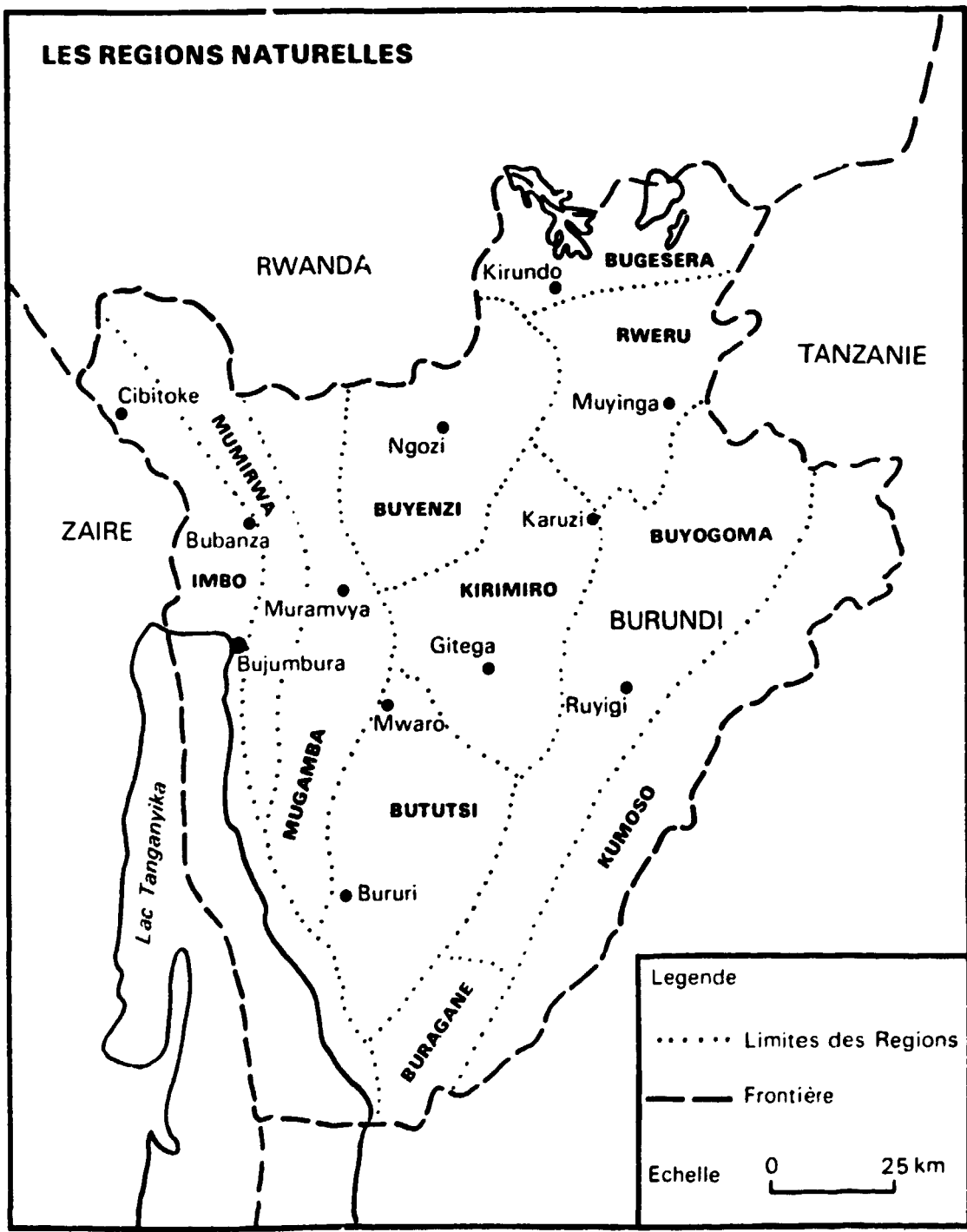
2) Bureau du Recensement, Ministère de l'Intérieur, février 1980

3) Rapport FAO, 1977

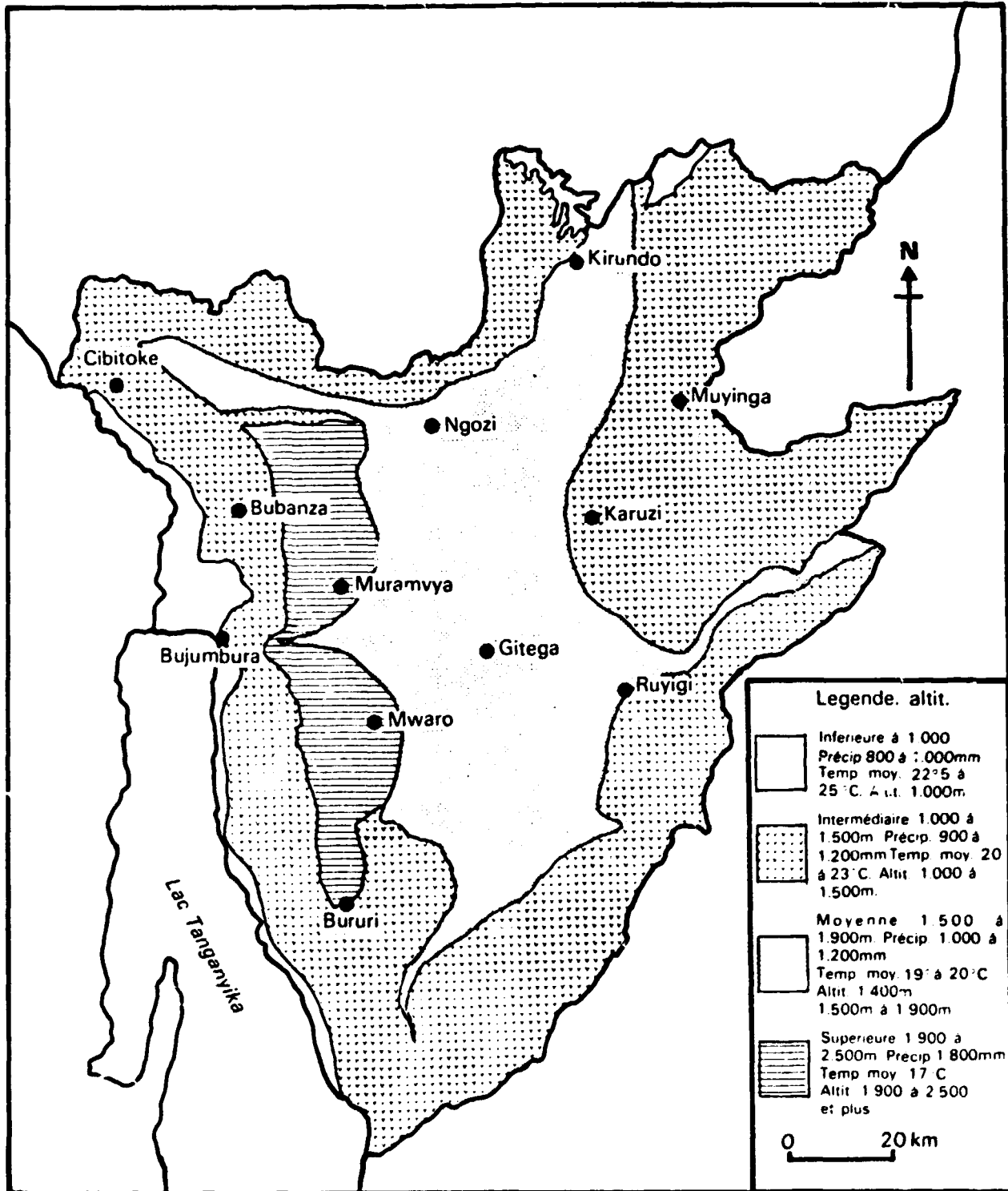
4) Source : Ministère de l'Agriculture / évaluations BSC

**REPUBLIQUE DU BURUNDI**  
**Divisions Administratives**





ZONES ECOLOGIQUES DU BURUNDI



1.2. Evaluation de la Demande Future pour les Engrais, au Burundi

Pour procéder à l'évaluation de la demande future en engrais au Burundi, on devrait tenir compte de deux facteurs principaux :

- (i) le niveau probable et 'idéal' de la consommation-engrais pour les modes de cultures et la superficie agraire/agricole; niveau qui serait fondé sur des exigences agronomiques.
- (ii) la capacité de l'infrastructure du pays, qui permettrait une distribution adéquate et opportune des produits fertilisants jusqu'aux points de leur utilisation.

1.2.1. Niveaux 'idéalistes' de la consommation-engrais

Les rapports officiels des travaux effectués par la FAO et le Département de l'Agronomie du Ministère de l'Agriculture du Burundi, ont donné des détails concernant l'utilisation des récoltes et les taux d'applications recommandés des produits nutritifs et fertilisants, pour chaque culture. Le Tableau 1.2.1.1. montre l'évaluation officielle de l'exploitation des terres pour chaque culture en 1977, ainsi que les recommandations relatives aux applications des substances nutritives; le tableau a recueilli ces calculs pour une utilisation maximale des substances nutritives et ces calculs se réfèrent tous à la superficie agraire à traiter avec une application recommandée de substances nutritives et fertilisantes.

D'une manière similaire, le Tableau 1.2.1.2. dresse un synoptique de l'exploitation des terres par récoltes, pour la période 1980-82 (renseignements recueillis de sources diverses : du département de l'agronomie, du Ministère du Plan., du Plan Quinquennal 1978-82, Office du Burundi, Direction Forestière, etc...) pour les cultures des substances traditionnelles et pour celles introduites plus récemment et qui bénéficieraient le plus des traitements d'engrais. On peut donc remarquer, même en présumant que les chiffres officiels de l'exploitation des terres soient des chiffres réels, représentant, comme ils le font, 67% de la superficie agraire totale du pays, à l'exclusion des eaux territoriales, que le potentiel total d'utilisation des engrais au Burundi serait, dans ses grandes lignes générales, le suivant :

Potentiel 'Maximal' d'Utilisation Annuelle  
'000 tonnes/an de subs. nutritives

N	$\frac{P_2O_5}{25}$	$\frac{K_2O}{20}$
30 à 40	55 à 65	18 à 30

Toutefois, la consommation-engrais actuelle est au-dessous de 1000 t/an, et tout accroissement situé considérablement au-dessus de ce niveau devrait être fondé sur une base d'un plan coordonné, impliquant une extension agronomique intensive et des prix et une distribution assistés par l'Etat. Aux fins de cette Etude, les Conseillers ont assumé un 'Scénario de l'Objectif' où toutes les terres réservées aux cultures d'exportation (thé, café, coton) recevraient, dès 1982, des applications de substances nutritives recommandées, où toutes les terres comprises dans 'l'autre et nouvelle' catégorie (y compris les arbres) - du Tableau 1.2.1.2. - recevraient en sus des applications de substances nutritives recommandées en 1985, et où les 20 pour cent formant le reste des produits alimentaires traditionnels et indigènes - Tableau 1.2.1.2.- recevraient les applications recommandées en 1990. Le Tableau 1.2.1.4. montre la projection de la consommation jusqu'en 1990, en se basant sur cette méthode; la projection de la consommation totale en substances nutritives est montrée à la Fig. 1.2.1.1. De ce chiffre, on observera clairement qu'un tel scénario impliquerait une déviation radicale de la consommation-engrais actuelle, et des modes d'utilisation, ce qui serait difficile à achever, même si une campagne soutenue et intensifiée était sanctionnée par le Gouvernement et entreprise sans plus tarder. (la ligne de tendance, basée sur l'historique des niveaux de consommation-engrais et supportée par les projections établies par Van Dierendonck et al en 1978, est également montrée sur le diagramme).

Cependant, avec plus de dix organisations, nationales et internationales, actives au Burundi dans le domaine des engrais et du développement agricole et rural, il devrait y avoir suffisamment de ressources pour permettre la mise au point d'un plan formulé vigoureusement.

La Projection donne l'Evaluation suivante d'ici 1990 :

<u>Projection de la consommation-engrais en tonnes/an</u>		
<u>N</u>	<u>P205</u>	<u>K20</u>
14 000	24 000	10 000

et les Conseillers partagent l'opinion que cette Prévision est la plus optimiste que l'on puisse se permettre de considérer avec raison. On devrait également noter que les chiffres de consommation suggérés par cette projection 'optimiste' (équivalents à 45 tonnes/jour de N 80 t/jour de P205) représentent peut-être le strict minimum nécessaire pour justifier le développement de toute installation d'engrais sur une échelle industrielle au Burundi.

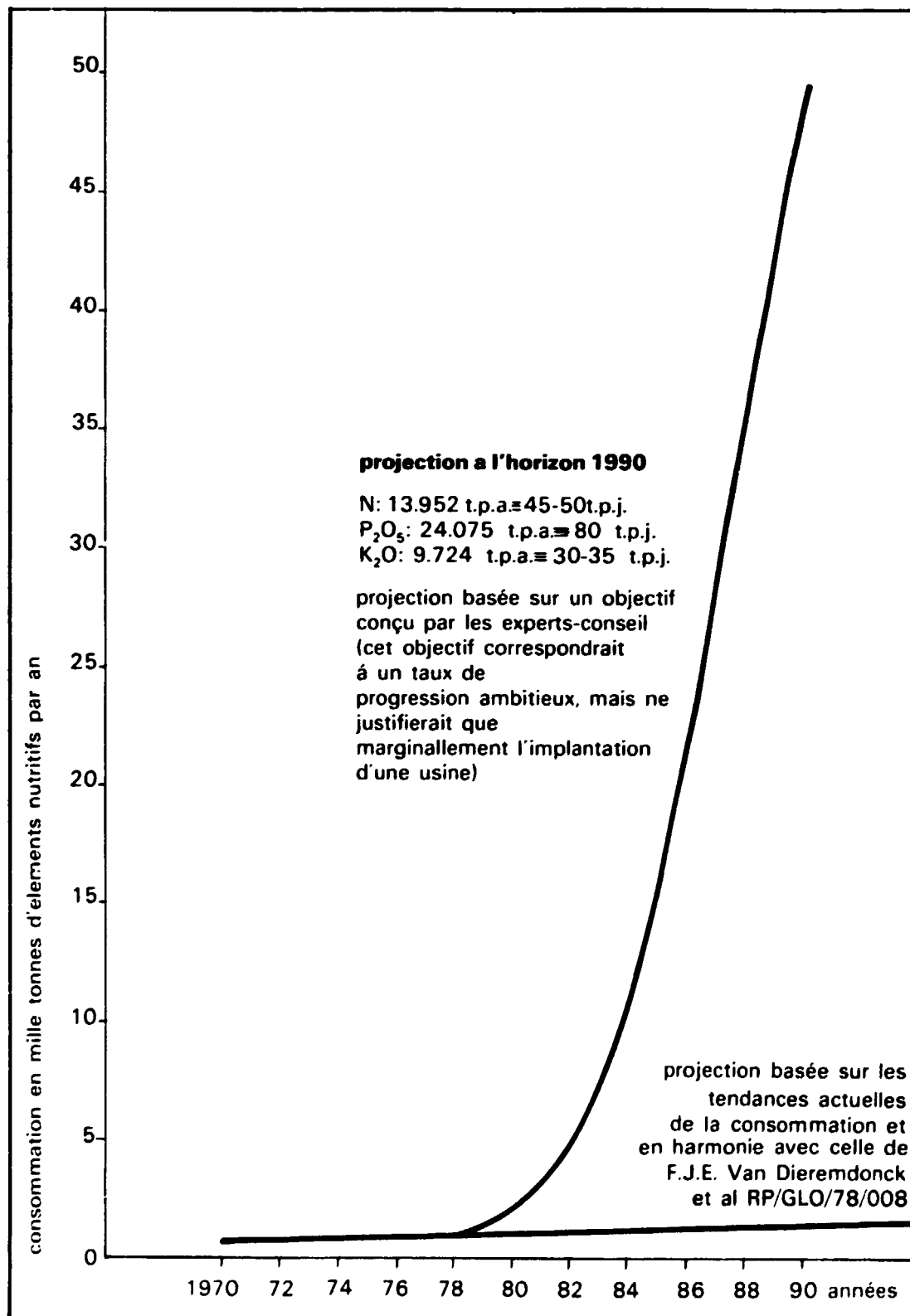
Tableau 1.2.1.1.

## EXIGENCES APPROXIMATIVES ET MAXIMALES EN SUBSTANCES NUTRITIVES PAR RECOLTE (c. 1977/78)

Récolte	Superficie agraire <sup>1)</sup> cultivée en 1977 '000 ha	Taux recommandés des applications <sup>2)</sup> de substances nutritives Kg/Ha			Demande en subst.Nutrit. calculée 'au maximum' t/an			Proportion des récoltes fertilisées en 1978
		N	P205	K20	N	P205	K20	
Bananes	200							} Il est fort probable que ces récoltes ne seront jamais fertilisées: { Environ 65 tonnes sur 336 ha. { 1977 : 154 t. sur 964 ha 1979 (Dép. Agriculture/FAO) Essais d'extension agr. {
Patates	248							
Manioc	205							
Haricots	529	17	56	0/45	8993	29624	11900	
Pois	Substitut pour les haricots	20	56	32				
Mais	305	40	60	0	12200	18300	-	
Sorgho	111	60	40	30	6660	4440	3330	
Pommes de terre	27	20/40	40	60	810	1080	1620	
Blé	13							
Cacahuètes	(30)	17	56	0				
Riz	3.5	-	45	60		158	210	20%
				<u>Sous-total :</u>	<u>28663</u>	<u>53444</u>	<u>16850</u>	
Café	40	23/20	10	10	860	400	400	20% (antérieur: 80%)
Coton	6.9	52/50	45	0	345	310	-	20%
Thé	2.8(4.0)	100(92)	20(90)	20/(120)	280	56	56	100%
				<u>Sous-total :</u>	<u>1485</u>	<u>924</u>	<u>666</u>	
				<u>Total :</u>	<u>30148</u>	<u>54368</u>	<u>17516</u>	

- 1) Rapport Intérimaire sur le Programme Engrais 1972-76 M. Jeandrain 1977
- 2) Rapport du Programme Engrais 1977 M. Jeandrain, Oscar Ndatikingiye, 1978
- 3) Rapport UNIDO RP/GLO/78/008 F.J.E. Van Dierendonck (chiffres donnés pour le Burundi et le Ruanda)
- 4) Willi Kuhn OTB
- 5) Directeur des Eaux et Forêts.

### CONSOMMATION TOTALE D'ELEMENTS NUTRITIFS EN FONCTION DU TEMPS





## EXIGENCES VRAISEMBLABLES ET MAXIMALES EN SUBSTANCES NUTRITIVES PAR RECOLTE (1980-82)

Cultures traditionnelles indigènes	Superficies probables 1980-82 '000 ha	Taux d'Application <sup>1)</sup> kg/ha			Calcul des Exigences Nutritives t/an			
		N	P205	K20	N	P205	K20	
Haricots (+ pois)**	550	17	56	45	9350	30800	24750	
Mais	350	40	60	0	14000	21000	-	
Sorgho**	150	60	40	30	9000	6000	4500	
Pommes de terre	30	40	40	60	1200	1200	1800	
Sous-total	1730				33550	59 000	31050	
<u>Autres cultures nouvelles</u>								
Blé*	20	60	30	30	1200	600	600	
Riz	6	0	45	60	-	270	360	
Cacahuètes*	45	17	56	0	765	2520	-	
Canne à sucre	1.5	60	30	30	90	45	45	
Café	55	23	10	10	1265	550	550	
Coton*	12	52	45	0	624	540	-	
Thé	4.5	100	80	80	450	360	360	
Huile de Palmier	(7.5)+ 1	)						
Arbres fruitiers	2.5							
Chinchona	1.5	31	14	28	14	434	668	434
Autres arbres	22	)				4828	8183	2349
Sous-total	170(176)					4828	8183	2349
Total	1900					38378	67183	33399

1) Pour les sources diverses, prière de se référer aux Tableaux préc. (1.2.1.1.)

\* Réservés pour travaux d'extension - programme engrais 1977/78

\*\* Réservés - comme convenant particulièrement bien au programme d'extension des engrais 1978/9 FAO, Revue des Essais-Engrais.

Tableau 1.2.1.3.

BURUNDI - PRODUCTION AGRICOLE ET EXPORTATIONS<sup>1)</sup>

	1977, '000 t.		1982, '000 t.	Exportations 1979/80 <sup>2)</sup>	Exportations 1982 <sup>1)</sup> '000 t.
Bananes	1 320	Bananes	1 450		
Patates	421	Céréales	277		35
Manioc	396	Légumes	408		
Haricots	307	Oléagineux	42		
Pois	33	Tubercules	1 061		
Maïs	140				
Sorgho (+ élusine)	32				
Pommes de terre	37				
Blé	6				
Colocase (+ igname)	112				
Coeurs de palmiers	12				
Fruits, etc...	100	Fruits	150		15
Canne à sucre	5	Canne à sucre	60		
Cacahuètes	10				
Riz	7				
Sous-total	2 936		3 450		
Café			40	28	39
Coton			10	4	3.5
Thé			18	1	17
Chinchona			0.8	1	0.1

1) Source : Plan Quinquennal 1978-1982, Ministère du Planning, Burundi

2) Source : Ami Burundi

Tableau 1.2.1.4.

UTILISATION DES ENGRAIS, PAR SUBSTANCE NUTRITIVE, 1970-1990

exprimée en tonnes

	<u>1970</u>	<u>1975</u>	<u>1977</u>	<u>1982</u>	<u>1985</u>	<u>1990</u>
TOTAL SUBSTANCE NUTRITIVE	680	747	893	4699	15360	47751
TOTAL N	548	329	413	2339	4828	13952
TOTAL P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	67	243	200	1450	8183	24075
TOTAL K <sub>2</sub> O	65	175	280	910	2349	9724
TOTAL DES PRODUITS-ENGRAIS	13 680	1 668	2 140	10 442		

- 1) Objectif raisonnable pour toutes les cultures d'exportation en 185 + croissance - 1990
- 2) 20% des cultures traditionnelles de subsistance, fertilisée en 1990

#### 1.2.1.1. Développement Agricole

L'agriculture continuera à constituer le soutien principal de l'économie burundienne, puisqu'elle représente 60 pour cent de la production domestique brute du pays. Le Tableau 1.2.1.3. compare la production agricole actuelle, en 1977, avec celle d'une agriculture planifiée en 1982. Dans le programme du Plan Quinquennal (1987-82) tout comme dans les programmes antérieurs, le développement agricole conserve la première priorité, aussi bien au point de vue de l'économie nationale (cultures des récoltes payées comptant pour les exportations) qu'au point de vue du dessein stratégique national, qui consiste à conserver son indépendance alimentaire en se subsistant à lui-même. Cette ambition a, jusqu'à présent, été achevée largement grâce aux subventions accordées à l'Agriculture, mais une réforme agraire s'avèrerait nécessaire pour assurer la continuité de l'indépendance alimentaire à l'avenir.

Le Burundi est l'un des territoires africains où la densité de la population est la plus élevée, avec une moyenne de 150 habitants au kilomètre carré (voir également le Tableau 1.1.4), donc : l'accroissement de la population et la nécessité de nourrir cette population croissante deviennent un facteur réel de souci national. Le taux d'accroissement de la population a été porté, avec variabilité, à 3 ou 5% par an (se référer au Programme pour le Burundi, 1977-81, DP/CC/BD1/R2, UNDP), bien que les récents résultats obtenus du Bureau de Recensement indiqueraient un taux plus faible que celui ci-avant mentionné (1% à 3%).

A cause des exigences ainsi imposées à la terre, l'épuisement du sol représente également une anxiété réelle au Burundi, et il existe actuellement de nombreux programmes en cours, ayant pour but l'amélioration et la conservation du sol et la réduction de l'érosion. De manière spécifique, l'introduction graduelle de la rotation des cultures et la prévention des pâturages excessifs en utilisant des méthodes éducatives sont des méthodes qui devraient être encouragées. Le problème des pâturages excessifs est en voie d'apaisement grâce à l'introduction d'une croissance planifiée des cultures d'affouragement. Un plus grand usage des engrais, dans les limites d'un programme général d'amélioration du sol, est aussi d'une grande valeur, ainsi que l'introduction des produits d'amélioration du sol (par exemple : l'utilisation de la tourbe ou des mélanges tourbe/chaux, pour mettre le sol en bon état, représente peut-être le meilleur usage auquel cette ressource naturelle pourrait être appliquée - à long terme, il serait plus bénéfique de loin que son utilisation en qualité de combustible ou de nourriture chimique pour le bétail). Le sol est très acide (pH 4 à 5) dans la plus grande partie du pays.

Des mesures préventives ont été élaborées, grâce à un programme ambitieux de reboisement, pour empêcher l'érosion des cimes et versants des terres montagneuses du pays. Toutefois, la consommation actuelle du bois pour le chauffage et pour les matériaux de construction est très importante et va en s'accroissant parmi les communautés rurales, qui sont prédominantes et, de ce fait, en termes réels d'accroissement des bois et forêts, le résultat de ces mesures sera peut-être minime (l'introduction de la tourbe comme fuel domestique pourrait être, dans ces cas-là, un facteur très important).

Nonobstant l'authenticité des chiffres officiels, il semblerait qu'il n'existe pas de perspectives réelles d'accroissement de la superficie des terres disponibles pour usage agricole - le seul espoir serait d'utiliser le plus efficacement possible les superficies de terres arables actuellement disponibles.

#### 1.2.1.2. Facteurs socio-politiques

A l'heure actuelle, un nombre en excès de 85% de la population est employé par l'agriculture (principalement au niveau des 'petits fermiers' produisant les denrées indigènes principales). Bien que l'on ait argumenté (Rapport de l'UNDP - DP/CC/BD1/R2) qu'une croissance soutenue du secteur agricole serait nécessaire pour empêcher un chômage extensif, les Conseillers inspirent l'opinion qu'il est évident que n'importe lequel des développements agricoles soutenus au Burundi impliquera l'introduction croissante des méthodes mécanisées et intensifiées ('commerciales') d'exploitation dans les régions là où le terrain le permet (surtout : Bubanza/Bujumbura, Ngozi, Gitega - n'importe où, lorsqu'il y a des options aux travaux fermiers de subsistance dans les collines); le résultat aurait pour effet une réduction substantielle du nombre des habitants qui pourraient être employés dans l'exploitation agricole. Il est également vrai que de nombreux habitants, même s'ils se trouvaient bien placés géographiquement, et qui pourraient espérer obtenir des emplois dans une industrie de production et de distribution des engrais ne représenteraient qu'une fraction minime, en comparaison de ceux qui perdraient leurs moyens d'existence dans l'agriculture.

Pour éviter le chômage sur une grande échelle et les remous sociaux qui s'y allieraient, le Gouvernement devrait donc considérer sa population rurale comme une réserve d'effectifs pour un développement industriel général et il ne devrait accorder au développement agricole qu'une avance réglée à un degré auquel la main-d'oeuvre pourrait être transférée à bon droit vers des occupations industrielles, ou autres.

### 1.2.2. Distribution et Financement : Facteurs de la Consommation-Engrais

Bien que l'utilisation des engrais soit indispensable à l'accroissement de l'agriculture nationale, jusqu'à présent les perspectives d'augmenter leur utilisation ont été sévèrement limitées par les problèmes de transport des matériaux, des ports océaniques de l'Afrique Orientale et les frais associés très élevés.

Il existe, fondamentalement, deux voies d'entrée pour les importations burundiennes :

- de Dar-es-Salaam jusqu'à Kigoma par voie ferrée; de Kigoma jusqu'à Bujumbura par péniche, sur une distance totale de quelques 1400 km. (cette route conserve sa popularité et est utilisée pour 80 à 90% des importations; les chemins de fer tanzaniens ont une circulation à voie unique et ils sont exposés aux inondations; des délais de livraison entre 1½ et 3 mois sont considérés comme étant normaux).
- de Mombasa par l'intermédiaire de Nairobi, Kampala et Kigali par voie routière, sur une distance totale parcourue de quelques 2200 km. (cette route est utilisée pour 10 à 20% des importations burundiennes et, jusqu'à présent, elle s'est montrée être la plus onéreuse, puisque les opportunités de 'frêt de retour' étaient peu nombreuses; il paraît que ces opportunités sont maintenant meilleures qu'auparavant. Les charges utiles des camions sont limitées à 20 ou 22 tonnes environ).

Les frais de transport, en employant ces routes, sont si élevés que, dans le passé, ils étaient plus onéreux que le coût même des matériaux délivrés au port côtier. Le Tableau 1.2.2.1. expose le fractionnement des frais de transport et des coûts des engrais délivrés à Bujumbura en 1977 et 1980. Au cours des années récentes, dû à un certain degré d'amélioration, aussi bien des routes principales que des fluctuations du taux d'échange des devises locales des pays limitrophes, les coûts actuels par tonne/km ont été substantiellement réduits (comme on le verra sur le tableau), bien que les frais de livraison au Burundi restent toujours très élevés.

**Tableau 1.2.2.1  
EVALUATION ACTUELLE (1980/81) DES PRIX DES ENGRAIS A BUJUMBURA**

	1 Prix des magasins à Bujumbura 1977		2 Coûtes des Transports 1977 Port côtier - Bujumbura		3 Prix marchand débarquées 1976/77 Port Afrique Or.		3 Prix marchandises débarquées 1980/81 Port Afrique Orient.®		4 Coûts de transport 1980 Port Côtier - Bujumbura			Evaluation du coût des magasins Bujumbura 1980		
	\$/tonne	BuFr/tonne	BuFr/tonne	\$/tonne	\$/tonne-km	\$/tonne	BuFr/tonne	\$/tonne	BuFr/tonne	\$/tonne	\$/tonne-km	BuFr/tonne	\$/tonne	
Nitrate Ammoniac Sulfate 26% N	122	11.000	11.000	122	0.085	135	12.150	220	19.800	6.000	67	0.046	25.800-35.800	287-398
Nitrate d'Ammoniac (chaux) 26% N	122	11.000	Dar-es-Salaam			130	11.700	215	19.350					
Uree 46% N	222	20.000				155	13.950			Dar-es-Salaam			25.350-35.350	282-393
Superphosphate 43-45% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	167	15.000				160	14.400	300	27.000				33.000-43.000	367-478
			24.000	270	0.14			275	24.750	16.000	178	0.09	30.750-40.750	342-453
11-11-15-0 (MAP)	244	22.000	Mombasa			175	15.750			Mombassa			34.350-44.350	382-493
12-55-0 (MAP)	256	23.000				180	16.200	315	28.350				34.800-44.800	387-498
20-20-0	167	15.000				155	13.950	320	28.800				28.050-38.050	312-423
15-15-15	167	15.000				155	13.950	245	22.050				28.950-38.950	322-433
K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 50% K <sub>2</sub> O	133	12.000				140	12.600	255	22.950				28.500-38.950	317-428
KCl 60% K <sub>2</sub> O	133	12.000				95	8.500	250	22.500				22.650-32.650	252-363
								185	16.650					

1. FAO 1978

2. JE van Dierendouk et al.

3. Source d'information BSC.

**Nota:**

Taux d'échange: \$1.0 = 90 BuFr 1977  
\$1.0 = 90 BuFr 1980

**Tableau 1.2.2.2.**  
**EVALUATION DU CONT DE LIVRAISON PAR TONNE DE SUBSTANCE NUTRITIVE DELIVREE**  
**AUX REGIONS (1977 & 1978)**

Region/Ville	Distance de Bujumbura km	Coût du transport de Bujumbura <sup>1</sup>		Coût Approx. par tonne de substance nutritive délivrée											
		BuFr/tonne	\$/tonne	N		P,O <sub>5</sub>		K <sub>2</sub> O		1977 <sup>2</sup>		1980			
				1977 <sup>2</sup>	1980	1977 <sup>2</sup>	1980	1977 <sup>2</sup>	1980	1977 <sup>2</sup>	1980				
Bujumbura	40	880	9 78	59,000	655	85,770	953 <sup>3</sup>	55,000	611	72,450	803 <sup>3</sup>	33,000	367	62,820	698
Bubanza	48	1 076	11 71	61,000	678	86,670	963	57,000	633	73,350	815	35,000	389	63,720	708
Maramba	106	2 332	25 91	60,000	667	86,850	965	56,000	622	73,530	817	35,000	389	63,900	710
Bururi	129	2 838	31 53	63,000	700	88,110	979	59,000	655	74,790	831	37,000	411	65,340	726
Ngozi	102	2 244	24 93	62,000	689	88,650	985	58,000	644	75,330	837	36,000	400	65,700	730
Gitega	102	2 244	24 93	62,000	689	88,020	978	58,000	644	74,700	830	36,000	400	65,070	723
Muyinga	209	4 598	51 09	64,000	711	90,360	1,004	60,000	667	77,070	856	37,000	411	67,410	744
Ruvigi	167	3 674	40 82	64,150	713 <sup>3</sup>	89,460	994	60,150	668 <sup>3</sup>	76,149	846	38,150	424 <sup>3</sup>	66,510	739
Cibitoke	62	1 364	15 16	60,900	677 <sup>3</sup>	87,120	968	56,900	632 <sup>3</sup>	73,800	820	34,900	388 <sup>3</sup>	64,170	713

- 1 Taux Otrabu 1980, 22 BuFr/tonne-km, camions de 8 à 20 tonnes, toutes distances
- 2 FAO
- 3 Du Tableau 1
- 4 Evaluation



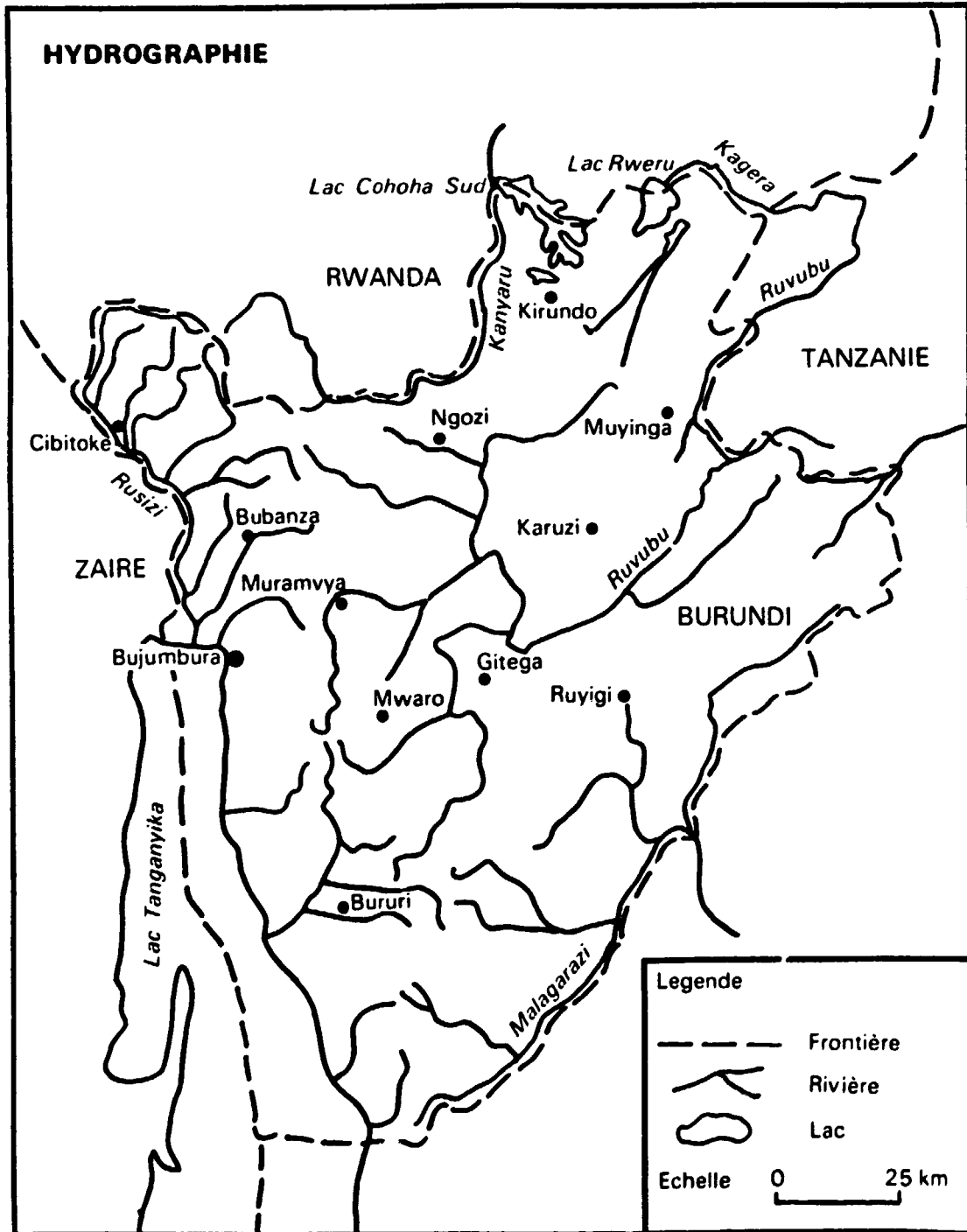
Les coûts très élevés de livraison des matières importées a, pour résultat, de rendre difficile la démonstration des bénéfices économiques des applications d'engrais (la FAO a été largement impliquée, au cours des années, en effectuant des études économiques et comparatives des applications d'engrais aux prix généraux en cours, et les résultats obtenus sont souvent marginaux). De ce fait, les problèmes principaux sont donc : la difficulté générale d'instruire pratiquement la population, en essayant de lui faire adopter des méthodes culturelles qui diffèrent de leurs propres méthodes, difficulté associée au fait qu'il est fréquemment impossible de démontrer au fermier qu'il existe un avantage financier, réel et tangible, dans l'emploi des engrais.

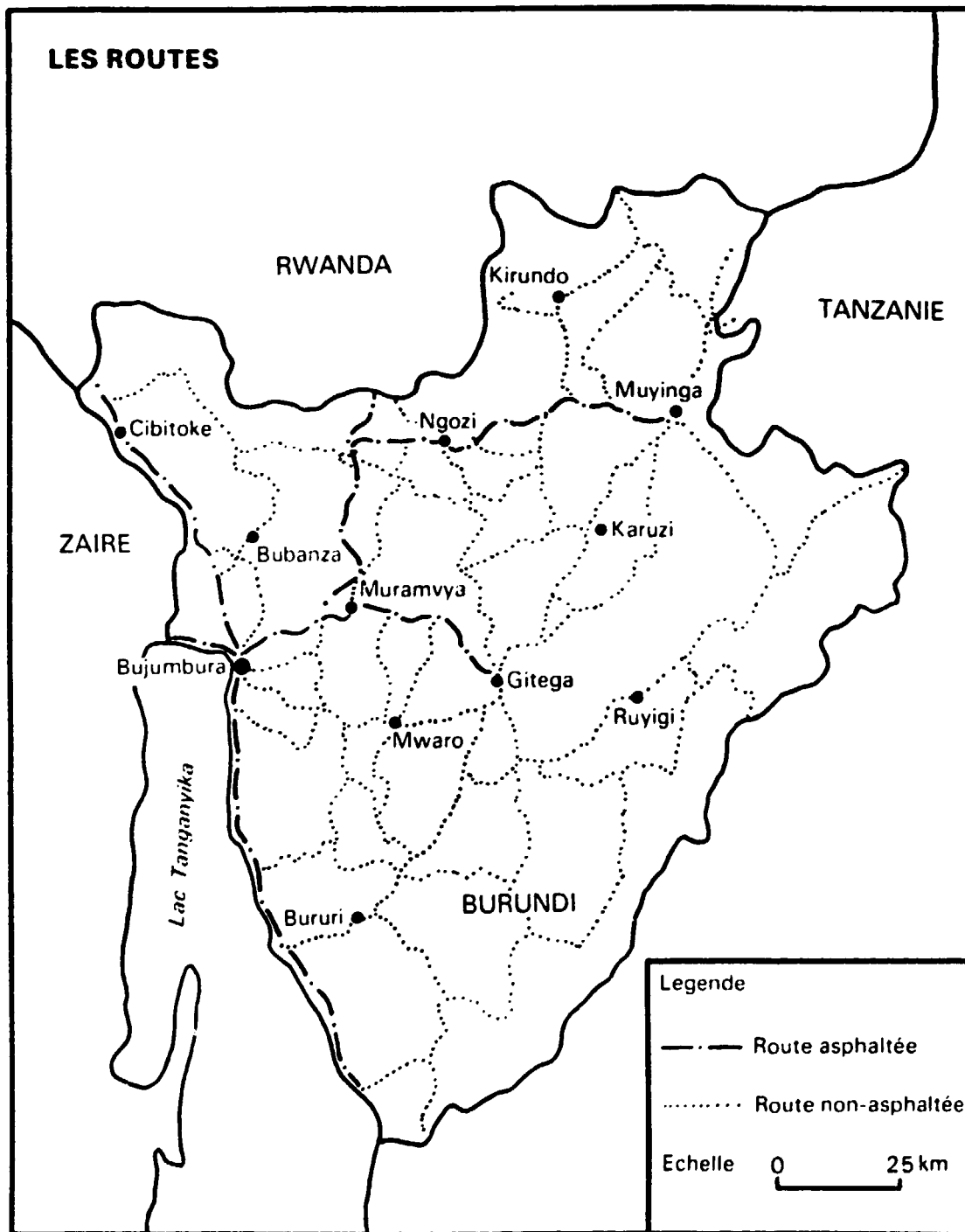
Attendu qu'il est difficile pour le Gouvernement d'une nation en voie de développement, comme le Burundi, de fournir le support financier nécessaire pour subventionner une importation continue de matériaux fertilisants provenant des marchés mondiaux, il est possible que - si ces matériaux fertilisants pouvaient être produits à des niveaux de prix approximativement concurrentiels à ceux des importations - le gouvernement pourrait en conclure qu'il est plus aisé de subventionner les frais des devises locales impliquées par l'introduction des engrais produits dans la métropole, aux fermiers, et de façon telle que ces derniers pourraient envisager des bénéfices réels. Un programme de cette nature formerait une des parties nécessaires pour toute campagne intensive ayant pour but de promouvoir l'utilisation des engrais à des niveaux qui justifieraient l'investissement d'une installation, pour la production des engrais.

Examinons maintenant les considérations qui affectent le transport et la distribution, dans les limites du territoire du Burundi : le pays est petit mais il possède un bon réseau routier, donc l'accès routier dans toutes les régions rurales est comparativement facile. Toutefois, il n'a pas de voies ferrées et le potentiel de transport fluvial est limité, surtout à cause des effets d'un terrain montueux qui encercle le pays. Quelques-unes des voies routières principales sont entièrement bitumées, mais, toutefois, de nombreuses routes principales et toutes les routes secondaires ne sont pas pavées, ce qui signifie souvent qu'elles ressemblent à des cuvettes à poussières lors des saisons de sécheresse et à des marécages lors des saisons pluvieuses. Tandis que les travaux principaux et positifs d'excavation des routes dans les terrains montagneux ont, en grande partie, été achevés, la bituminisation de ces routes exige des ressources financières considérables et, de ce fait, les progrès dans cette direction ont été limités (en juillet 1980, on avait annoncé que USAID allait fournir des fonds pour un programme général d'amélioration des routes, ainsi que la construction de 58 kilomètres d'une route nouvelle, la RP84).

Bien que les routes soient adéquates pour des usages normaux, le transport de 200 à 300 tonnes par jour de matériaux fertilisants - comme il a été indiqué des suggestions des Conseillers lors de leur 'objectif' de consommation - demanderait certaines considérations (il y aurait une moyenne de 10 à 15 camions sur toutes les routes chaque jour).

Les frais de transport locaux ne sont pas excessifs, et la distribution opportune des engrais dans les régions rurales est une possibilité qui est réalisable, pourvu que le mode opératoire d'un programme de distribution sur une échelle relativement élevée soit suffisamment planifié, avec soin et par avance.





1.3. Recommandations Relatives à un Système de Commercialisation et de Distribution.

Aux niveaux actuels d'utilisation des engrais, ce serait pure perte d'effectuer des recommandations relatives à un système de distribution de ces engrais; les quantités requises peuvent être transportées vers les zones d'utilisation au fur et à mesure qu'elles débarquent des Marchés mondiaux - puisque la distribution à partir du port côtier demeure une affaire hasardeuse, il serait donc futile d'établir un système pour le Burundi, si l'on considère les tonnages en question.

Il est, toutefois, bien évident que si une production industrielle des engrais était envisagée, sur n'importe quelle échelle, il serait alors nécessaire de développer un système de distribution, car :

- un tonnage plus volumineux serait manipulé
- une usine d'engrais fabrique ses produits chaque jour
- les engrais doivent, idéalement, être employés pendant certaines périodes spécifiques du calendrier.

1.3.1. Système de Distribution : Stockage Régional / Nécessités de Transport

Les Conseillers proposent la préparation d'une Etude de Distribution Régionale qui serait basée sur les critères suivants :

- Scénario 'Objectif 1990' des Conseillers, avec un modèle de consommation qui serait de : N = 14000 t/an;  $P_2O_5$  = 24000 t/an;  $K_2O$  = 10000 t/an - mettons : 110 000 tonnes/an pour les ensembles des produits.
- Un Plan de Distribution, où les 66% de la consommation seraient alloués aux régions des plateaux (Ngozi, Gitega) et à la plaine du Ruzizi. Le restant, 33%, serait alloué aux autres régions.
- La supposition qu'il y aurait deux dépôts principaux régionaux pour : Ngozi, Gitega, Ruzizi (Bubanza, Bujumbura) et un dépôt principal régional pour les autres districts.
- La supposition que des camions d'une charge utile de 20 tonnes (exploitation par OTRABU) seraient utilisés pour la distribution des engrais aux dépôts principaux.

- une distribution au départ des dépôts régionaux principaux (destinée aux utilisateurs) suivant un programme préalablement élaboré et à des périodes spécifiques de l'année (4 fois : maximum; 2 fois : possibilité), en utilisant des camionnettes (pour les villages) et les méthodes locales (mules, portage manuel, etc..) pour les fermes individuelles.
- la capacité de stockage de l'installation serait basée sur une production trimestrielle, tenant ainsi compte des problèmes de distribution posés par les conditions climatiques du Burundi.
- les frais de stockage de l'installation et l'équipement associé pour l'ensachage sont, normalement, inclus dans les frais d'investissement total des facilités de production. Toutefois, et aux fins de permettre une comparaison, le capital et les coûts opérationnels ont été calculés sur la même base que ceux des magasins régionaux.
- toutes les capacités de stockage recommandées devraient inclure 10% d'espace libre et elles devraient être fixées au chiffre le plus rapproché de 100 tonnes.
- le coût de chaque dépôt de stockage a été calculé et basé sur les informations contenues dans les dossiers des Conseillers. Les grandes lignes sur lesquelles ils ont ébauché leurs suppositions, ainsi que les méthodes de calcul fondamentales seront trouvées à l'Annexe 1.
- la distance qui sépare l'installation du dépôt régional de Bujumbura est considérée comme représentative d'une distance minimale et, de ce fait, aucun frais de transport appréciable ne sera encouru.
- une analyse notionnelle du personnel requis pour chaque dépôt, ainsi que les frais d'opération associés, ont été calculés sur la base de l'expérience des Conseillers et des informations recueillies au Burundi. Les hypothèses sur lesquelles ils se sont basés et la méthode fondamentale de calcul sont exposées à l'Annexe 1.

Fig. 1.3.1.1.

MOUVEMENT ANNUEL DES PRODUITS

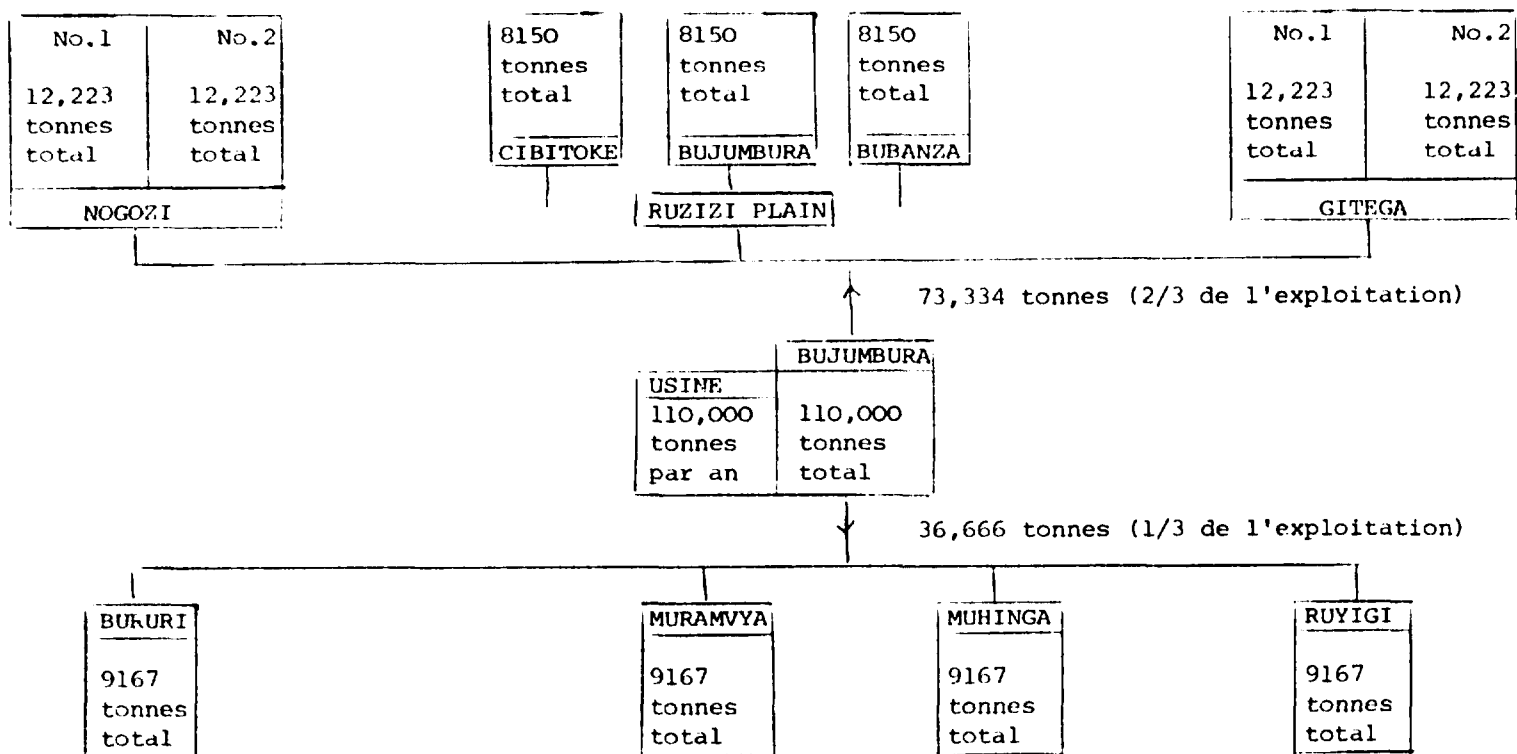
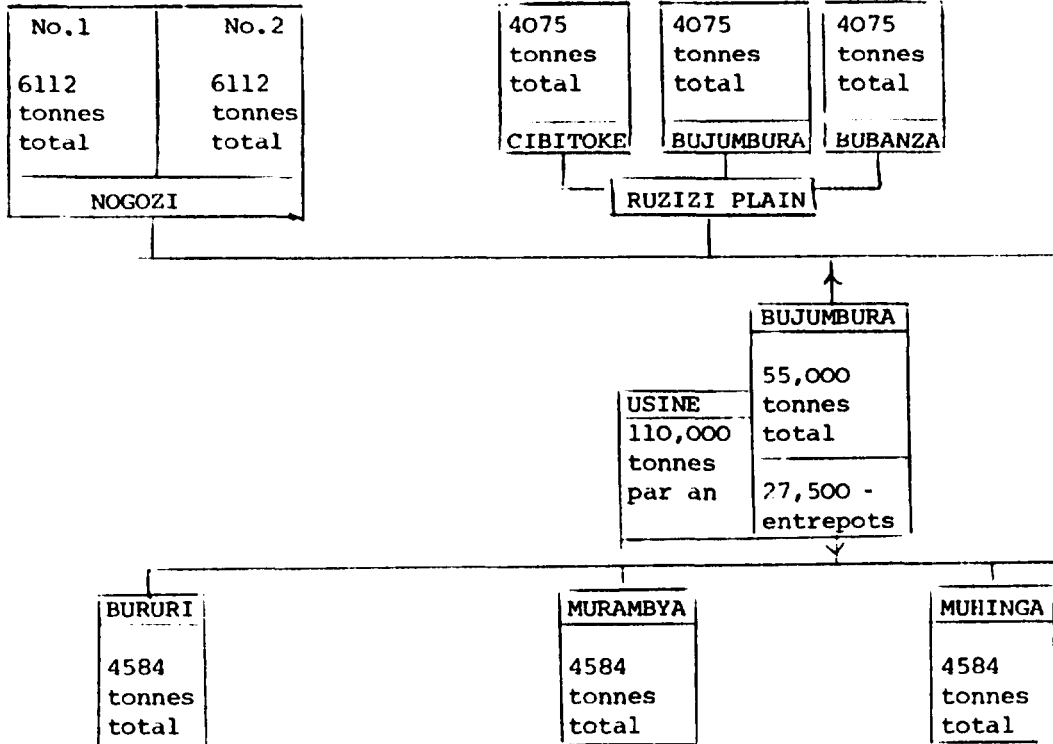


Fig. 1.3.1.2.

MOUVEMENT SEMESTRIEL DES PRODUITS



THE BRITISH SULPHUR CORPORATION LIMITED

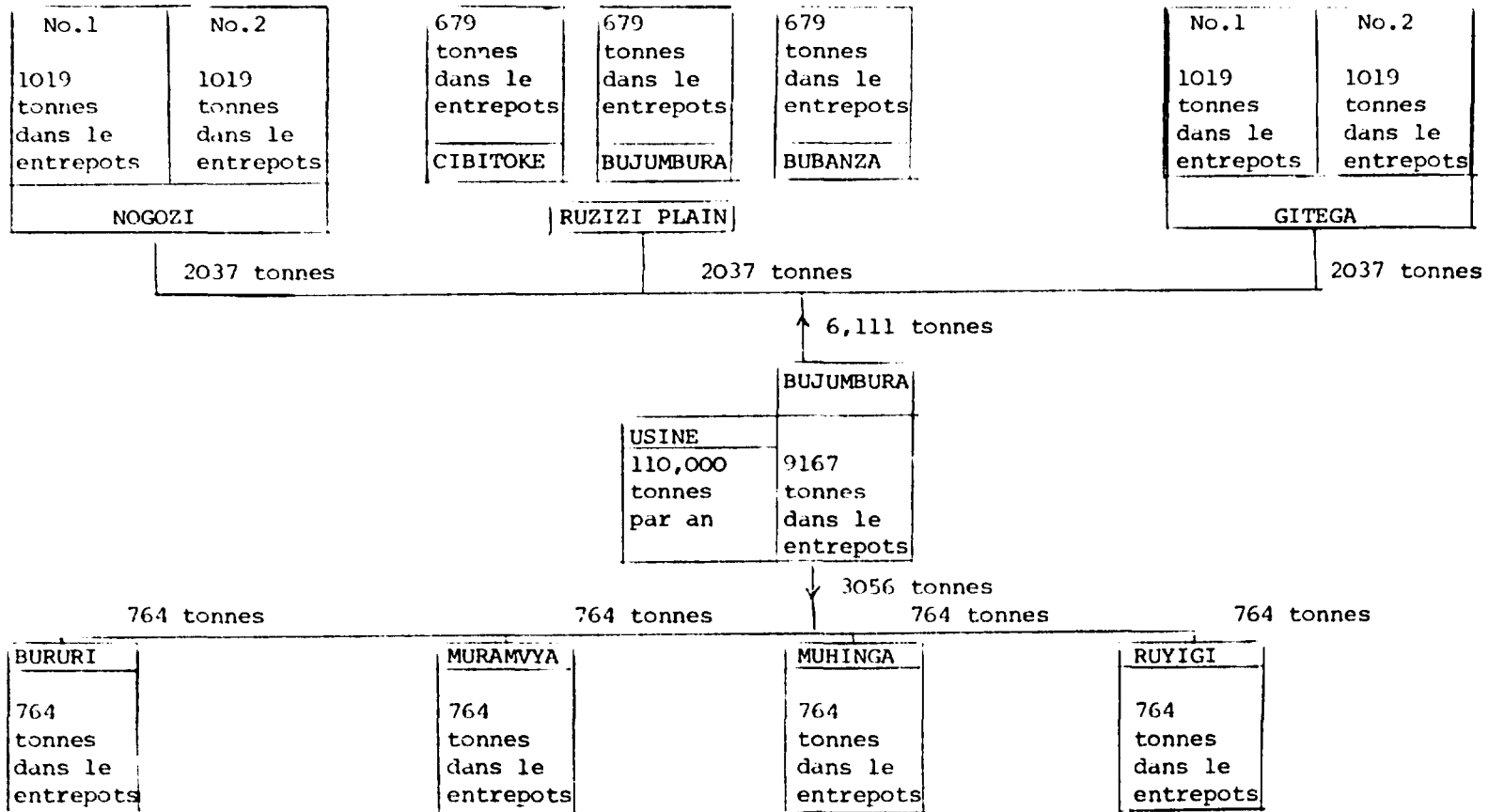


No.1	No.2
6112 tonnes total	6112 tonnes total
GITEGA	

RUYIGI
4584 tonnes total

Fig. 1.3.1.3.

MOUVEMENT MENSUEL DES PRODUITS



**Table 1.3.1.1.  
SOMMAIRE DE CONSOMMATION - DE STOCKAGE - DES DISTANCES  
PARCOURUES**

Situation	Consommation t/an	Stock requis' (tonnes)	Nbre de Dépôts	Capacité de Stockage Recommandée (tonnes)	Livraison Mensuelle (tonnes)	Distance Bujumbura jusqu'à l'emplac. <sup>1</sup> (km)	Distance annuelle parcourue (km)	Tonne-km' par voyage <sup>2</sup>	Nbre de voyages par an	Total tonne-km/ an
Installation de Bujumbura	—	27,500	1	30,300	9,167	—	—	—	—	—
Bujumbura	8,150	4,075	1	4,500	680	—	—	—	—	—
Bubanza	8,150	4,075	1	4,500	680	40	32,640	1,600	408	642,800
Cibitoke	8,150	4,075	1	4,500	680	62	50,592	2,480	408	1,011,840
Ngozi	24,445	12,223	2	6,800	2,038	129	315,534	5,160	1,223	6,310,680
Gatega	24,445	12,223	2	6,800	2,038	102	249,492	4,080	1,223	4,989,840
Bururi	9,167	4,584	1	5,100	764	106	97,308	4,240	459	1,946,160
Muramvya	9,167	4,584	1	5,100	764	48	44,064	1,920	459	881,280
Muhinga	9,167	4,584	1	5,100	764	209	191,862	8,360	459	3,837,240
Ruvigi	9,167	4,584	1	5,100	764	167	153,306	6,680	459	3,066,120
	<b>110,000</b>				<b>9,167</b>		<b>1,134,790</b>			<b>22,695,960</b>
						• 10% cas imprévus	<b>113,479</b>			
							<b>1,248,277</b>			

1. Previsions fondées sur fournitures semestrielles
2. Previsions fondées sur le stockage requis + 10% et chiffre à la centaine de tonnes la plus proche
3. En utilisant des camions de 20 tonnes, voyages A-R.
4. Distance minimale: frais de transport négligeables.

Tableau 1.3.1.2.

SOMMAIRE DES FRAIS CAPITAUX RELATIFS AUX DEPOTS DE STOCKAGE

EMPLACEMENT	CAPACITE DU DEPOT (tonnes)	NBRE DE DEPOTS	COUT D'ERECTION DU DEPOT		INVESTISSEMENT TOTAL	
			\$	BFr.	\$	BFr.
INSTALLATION DE BUJUMBURA	30 300	1	6290 797	566 171 730	6 290 797	566 171 730
BUJUMBURA	4 500	1	942 600	84 834 000	942 600	84 834 000
BUBANZA	4 500	1	943 800	84 942 000	943 800	84 942 000
CIBITOKÉ	4 500	1	944 400	84 996 000	944 400	84 996 000
NOGOZI	6 500	2	1419 700	127 773 000	2 839 400	255 546 000
GITEGA	6 800	2	1418 300	127 647 000	2 836 600	255 294 000
BURJRI	5 100	1	1064 400	95 746 000	1 064 400	95 796 000
MURAMVYA	5 100	1	1062 100	95 589 000	1 062 100	95 589 000
MUHINGA	5 100	1	1068 400	96 156 000	1 068 400	96 156 000
RUYIGI	5 100	1	1066 800	96 012 000	1066 800	96 012 000
					19 059 297	1 715 336 730

Tableau 1.3.1.3.

SOMMAIRE DES FRAIS ANNUELS ET OPERATIONNELS DES DEPOTS DE  
STOCKAGE

43

EMPLACEMENT	COUTS OPERATIONNELS ANNUELS	
	₣	BFr.
INSTALLATION DE BUJUMBURA	614 317	55 288 121
BUJUMBURA	100 961	9 086 113
BUBANZA	101 072	9 096 124
CIBITOKÉ	101 128	9 101 130
NOGOZI	290 372	26 133 115
GITEGA	290 113	26 109 754
BURURI	112 252	10 102 290
MURAMVYA	112 039	10 083 101
MUHINGA	112 623	10 135 662
RUYIGI	112 474	10 122 313
<b>TOTAL - COUTS OPERATIONNELS &amp; ANNUELS -</b>	<b>1 947 351</b>	<b>175 257 723</b>

Tableau 1.3.1.4.

SOMMAIRE - CAMIONS DE TRANSPORT NECESSAIRES -

44

<u>ROUTE</u>	<u>NOMBRE REQUIS</u>	<u>NOMBRE DE RENFORTS REQUIS</u>	<u>TOTAL DES REQUISITIONS</u>
De Bujumbura à :			
Bujumbura	-	-	-
Bubanza	1	1	2
Cibitoke	1	1	2
Nogozi	4	1	5
Gitega	3	1	4
Bururi	2	1	3
Muramvya	1	1	2
Muhinga	3	1	4
Ruyigi	2	1	3
	<u>17</u>	<u>8</u>	<u>25</u>

Tableau 1.3.1.5.

COUTS OPERATIONNELS DES VEHICULES<sup>1</sup>

I : FRAIS COURANTS ANNUELS (Non-inclus : taux d'intérêt)

<u>ARTICLE</u>	Camion 20 tonnes capacité utile avec semi-remorque 12 mètres à plateforme et côtés	
	<u>£</u>	<u>B. Francs</u>
Total de l'investissement-coût des véhicules	1 967 200	177 048 000
Dépréciation	491 800	44 262 000
Chauffeurs poids-lourd	33 333	2 999 970
Assurance-Véhicule	98 360	8 852 400
Administration	98 360	8 852 400
Total des Frais courants	<u>721 853</u>	<u>64 966 770</u>

II : COUTS VARIABLES ANNUELS

Réparations, main-d'oeuvre et pièces de rechange	206250	18 562 500
Essence	317 925	28 613 250
Huile et Lubrifiants	95 378	8 584 020
Pneus	193 750	17 437 500
	<u>813 303</u>	<u>73 197 270</u>
Coût de Transport au Kilomètre	<u>0.65</u>	<u>58.56</u>

III : COÛT PAR TONNE/KILOMETRE

Tonnage annuel - kilomètres	22 695 960	22 695 960
Frais courant par tonne/kilomètre	0.0318	2.8625
Coût opérationnel par tonne/kilomètre	0.0358	3.2251
Coût par tonne/km	0.0676	6.0876

1) Voir Annexe pour les Hypothèses

Tableau 1.3.1.6.

SOMMAIRE DES COÛTS DE DISTRIBUTION PAR TONNE DE PRODUIT DELIVREE

<u>EMPLACEMENT</u>	Distance Annuelle Parcourue en km	Coût Annuel Total/Route à environ \$1.344/km	Coût Opérationnel <sup>2</sup> \$	Coût Total de distri- bution \$	Tonnage Total	Coût par tonne	
						\$	B.fr.
Installation de Bujumbura à :							
Bujumbura	-	-	100 961	100 961	8 150	12.39	1115
Bubanza	32 640	43 897	101 072	144 969	8 150	17.79	1601
Cibitoke	50 592	68 040	101 128	169 168	8 150	20.71	1864
Nogozi	315 534	424 352	290 372	714 724	24 445	31.84	2866
Gitega	249 492	335 534	290 113	625 647	24 445	27.87	2508
Bururi	97 308	130 867	112 252	243 119	9 167	26.52	2387
Muramvya	44 064	59 260	112 039	171 299	9 167	18.69	1682
Muhinga	191 862	258 029	112 623	370 652	9 167	40.43	3639
Ruyigi	153 306	206 177	42 474	318 651	9 167	34.76	3128
	1 134 798	1 526 156 <sup>1</sup>	1 333 034	2 859 190	110 000	26.00	2340

1) Non-inclus : l'investissement des capitaux pour les camions - pris en considération par 'dépréciation'

2) Y compris : la dépréciation en stockage



2. ESQUISSE DU PROJET

2. ESQUISSE DU PROJET

2.1. Evaluation de la Capacité Optimale - Engrais Primaires (N, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

Il a déjà été mentionné que la projection la plus 'optimiste' de la consommation future en engrais au Burundi, jusqu'en 1990, était très modeste, jugée en termes d'un projet d'établissement d'une production domestique, c'est-à-dire :

	<u>N</u>	<u>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></u>	<u>K<sub>2</sub>O</u>
t.p.a.	14 000	24 000	10 000
t.p.j. (Production)	45	80	

Ces chiffres sont eux-mêmes, il est possible, suffisants pour justifier des facilités pour une production phosphatique, mais guère suffisants pour justifier une production ammoniacale. On avait suggéré auparavant que, pour les marchés moins importants, une opération autonome de mélange en brut/ensachage serait une perspective viable pour un premier stade vers l'industrialisation des engrais (dimension économique minimale : 10 000 t.p.a. base nominale : 10 t.p.hr; actuelle : 5 t.p.hr; 250 jours/an, seule équipe). Les unités de compression/granulation ont, généralement, une dimension économique minimale de l'ordre de 100 000 tonnes par an, bien que de petites unités 'en paquets' seraient disponibles pour permettre de faire les premiers pas vers un programme de 'Rétro-Totalité'.

Il serait donc plus logique de considérer la possibilité d'établir une production régionale d'engrais au Burundi, qui répondrait aux exigences du Burundi, du Ruanda et des provinces orientales du Zaïre, sous les auspices de la Communauté Economique des Pays des Grands Lacs, et, de cette manière, considérer un Projet plus important. Les raisons, quant à cette suggestion, sont les suivantes :

- Le Burundi est le seul membre de la Communauté qui possède des réserves de phosphate qui sont accessibles et qui, probablement, conviendront à l'exploitation (voir sections suivantes de ce rapport).
- Le Burundi pourrait très facilement recevoir le gaz du Kivu par pipeline et du Ruanda.

1 F.J.E. Van Dierendonk et al RP/CLO/78/008

- Comme lieu choisi pour une fabrication centralisée (mettons : Bujumbura), le Burundi offre les avantages de transport peu coûteux, par lac, jusqu'au Zaïre.
- Les projets actuels, au Zaïre, en ce qui concerne les engrais, sont tous concentrés à l'ouest du territoire; il en résulterait que les engrais produits au Burundi et transportés au Zaïre, à l'est de son territoire et par moyens côtiers (péniches) seraient, de loin, meilleur marché que ceux transportés du Zaïre Occidental vers le Zaïre Oriental, une distance de plus de 2000 km.

Bien qu'une Etude en profondeur de l'utilisation des engrais et du potentiel-engrais au Zaïre et au Rwanda soit au-delà des intentions de cette Etude actuelle, les Conseillers ont ébauché les grandes lignes d'information, afin de permettre une évaluation élémentaire des potentiels de la Région (Pays des Grands Lacs).

Aux fins de ce Rapport, on a présumé que le potentiel de consommation-engrais, pour le Rwanda, était similaire à celui du Burundi, sur les fondations suivantes : superficie similaire, similarité du terrain et de la population. Le Zaïre, cependant, est un vaste pays, avec une population d'environ 25 millions et une superficie agraire totale de 2,4 millions km<sup>2</sup> (de ces terres, contrairement au Burundi, seulement 5% sont réservées à l'agriculture); dans les provinces orientales (et, même, certaines provinces centrales accessibles de l'Est) il existe des zones agricoles importantes, avec un potentiel de grande utilisation des engrais.

Le Tableau 2.1.1. montre la comparaison effectuée entre la consommation-engrais au Burundi et au Zaïre au cours des années récentes. On observera, au point de vue historique, que la consommation en engrais au Zaïre est, par ordre d'importance, bien plus élevée qu'au Burundi.

Le Tableau 2.1.2. montre le fractionnement régional du potentiel de consommation-engrais au Zaïre, basé - à défaut d'informations plus récentes sous forme appropriée - sur deux Etudes effectuées en 1975. Bien que ces Etudes ne soient pas récentes, elles ont quand même été effectuées par des organisations de bonne réputation et, tout en faisant certaines réserves quant aux degrés d'optimisme, qui diffèrent entre les deux, on peut avancer que les chiffres contenus dans le Tableau 2.1.2. représentent des évaluations raisonnables du potentiel de consommation, basé sur des considérations économiques et éliminant les problèmes infrastructurels (On remarquera, en comparant le tableau 2.1.1. avec le tableau 2.1.2., par exemple, que les évaluations du potentiel de consommation pour 1980 sont 2½ à 3 fois le chiffre de consommation actuelle pour le total des substances nutritives en 1978).

Les Régions du Zaïre qui pourraient possiblement être fournies par le Burundi avec des engrais délivrés à des prix favorables à ceux des fertilisants produits et venant du Zaïre Oriental en parcourant des distances considérables sont : Kivu, Shaba et quelques-unes des provinces centrales du Zaïre, en particulier le Haut-Zaïre et le Kasai Oriental. Du Tableau 2.1.2., on remarquera que ces superficies pourraient absorber entre 30 et 50% du potentiel d'utilisation des engrais au Zaïre.

Le Tableau 2.1.3. résume le potentiel de consommation-engrais pour 1985 et 1990 pour l'ensemble de la Région dite 'Pays des Grands-Lacs', en tenant compte d'un taux d'accroissement optimiste, comparé à ce qu'il est actuellement.

En examinant les chiffres pour 1990, on remarquera que la gamme totale, pour tout Programme de Production d'Engrais, devrait donc se situer dans la gamme du Tableau suivant (Les Conseillers réitérant leur compte-rendu donné antérieurement : que tout Projet, même d'une étendue très modeste, exigerait un développement substantiel et dynamique du Secteur Agricole, afin de justifier son élaboration).

	N	$\frac{P_2O_5}{25}$
Burundi seul, t/jour	40 à 50	80 à 100
Région des Grands-Lacs, t/j	130 à 150	190 à 200

Tableau 2.1.1.

CONSOMMATION DES ENGRAIS - TABLEAU COMPARATIF ENTRE :  
LE BURUNDI ET LE ZAIRE  
(en tonnes d'engrais)

	<u>1970/71</u>		<u>1974/75</u>		<u>1978/79</u>	
	Burundi	Zaire	Burundi	Zaire	Burundi	Zaire
Total - N	548	5225	623	8300	893	12 200
Total - P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	67	920	321	1700	413	2 300
Total - K <sub>2</sub> O	65	930	188	1900	200	2 070
Total - Engrais	<u>680</u>	<u>7075</u>	<u>1132</u>	<u>11900</u>	<u>1506</u>	<u>16 500</u>

Tableau 2.1.2.

## PROJET DE CONSOMMATION D'ENGRAIS AU ZAIRE, PAR REGION

Région / Province	N	$\frac{1980}{P_2O_5}$ a)	$K_2O$ a)	Engrais, Total a)	Produit, $\frac{1985}{Total}$	Engrais, Total b) (0.45)
<b>Zaire Oriental</b>						
Kivu	2 980	1 370	1 415	5 765	7 800	3 510
Shaba	5 290	4 110	240	9 640	19 200	8 640
Sous-total				15 405	27 000	12 150
<b>Zaire Central</b>						
Haut-Zaire	2 090	1 120	750	3 960	34 510	15 530
Kasai Oriental	1 250	1 060	100	2 410	16 525	7 436
Kasai Occidental	1 700	1 360	240	3 300	16 150	7 268
Sous-total				9 670	67 185	30 234
<b>Zaire Occidental</b>						
Equateur	3 265	4 240	3 650	11 155	52 605	23 672
Bandundu	820	630	300	1 750	14 040	6 318
Bas-Zaire	820	850	570	2 240 b)	12 460	5 607
Kinshasa	-	-	-	5 147 b)	6 000	2 700
Sous-total				20 292 a)	85 105	38 297
Total	18 215	14 740	7 265	40 220 a) (51 500) b)	179 290	80 680

Nota : Dans le but d'établir ces Evaluations, nous avons préalablement examiné les éléments d'une Etude en progrès, pour l'UNIDO, mais nous avons trouvé ces éléments insuffisants pour nos fins; ce Tableau est donc fondé sur des informations présentées par deux autres sources, c'est-à-dire :

- a) 'Fourniture d'Engrais pour le Développement Agricole du Zaire' T.V.A./N.FDC Bulletin Y-101 Novembre 1975  
 b) 'Etude sur la Distribution de la Production d'Engrais en Zaire' Etude pour UNIDO sous la direction de Jean-Paul Gardinier, janvier 1975

Tableau 2.1.3.

PROJET DE CONSOMMATION D'ENGRAIS POUR LE ZAIRE ORIENTAL, LE BURUNDI & RWANDA

	<u>CONSOMMATION ACTUELLE, 1978/9</u>			<u>POTENTIEL DE CONSOMMATION 1985</u>			<u>POTENTIEL DE CONSOMMATION 1990</u>					
	Engrais, Total	N	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O	Engrais Total	N	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O	Engrais Total	N	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O
Zaire (total)	16500	12200	2300	2070	40220 <sup>3</sup>	18215	14740	7265	80000	36000	29000	14000
Zaire (Régions Or.)					12066 <sup>4</sup>	5465	4422	2280	24000 <sup>4</sup>	10800	8700	4200
Burundi	1506	893	413	200	15360 <sup>1</sup>	4828	8183	2349	47000 <sup>1</sup>	13952	24075	9724
Rwanda	1506	893	413	200	15360 <sup>2</sup>	4828	8183	2349	47000 <sup>2</sup>	13952	24075	9724
Total du tonnage annuel					42786	15121	20788	6978	118000	38704	56850	23648
Equivalent : tonne par jour (à 300 jours/an)					143	50	69	23	393	129	190	79

- 1) Basé sur le 'Scénario de l'Objectif' des Conseillers
- 2) Basé sur la supposition que le potentiel de consommation du Rwanda serait similaire à celui du Burundi
- 3) Basé sur le Tableau 2.2, les dates de 'l'Objectif' étant devancées de 5 ans
- 4) Evaluation des Conseillers = 30%

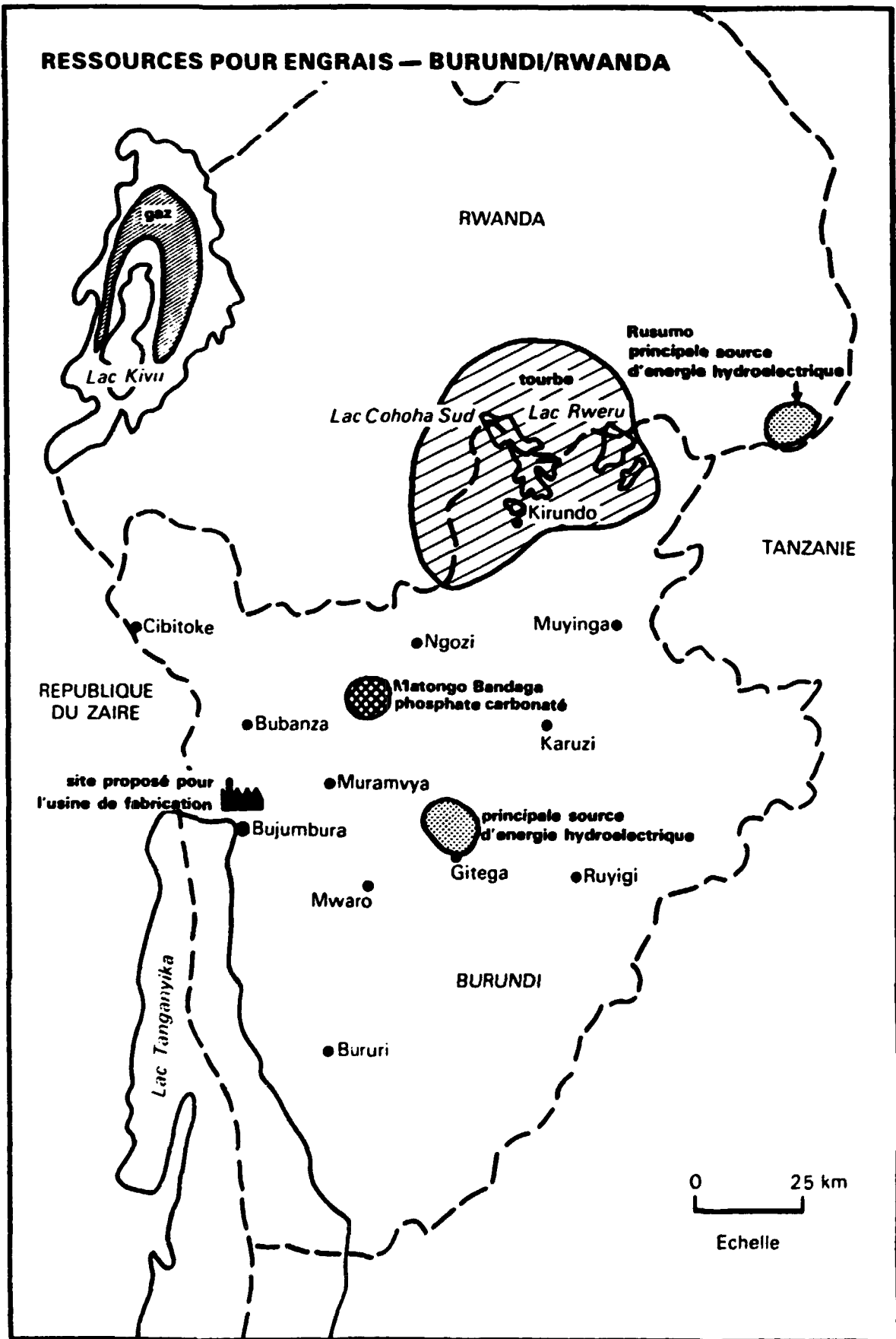
## 2.2. Disponibilité des Matières Brutes

### 2.2.1. Produits Azotés

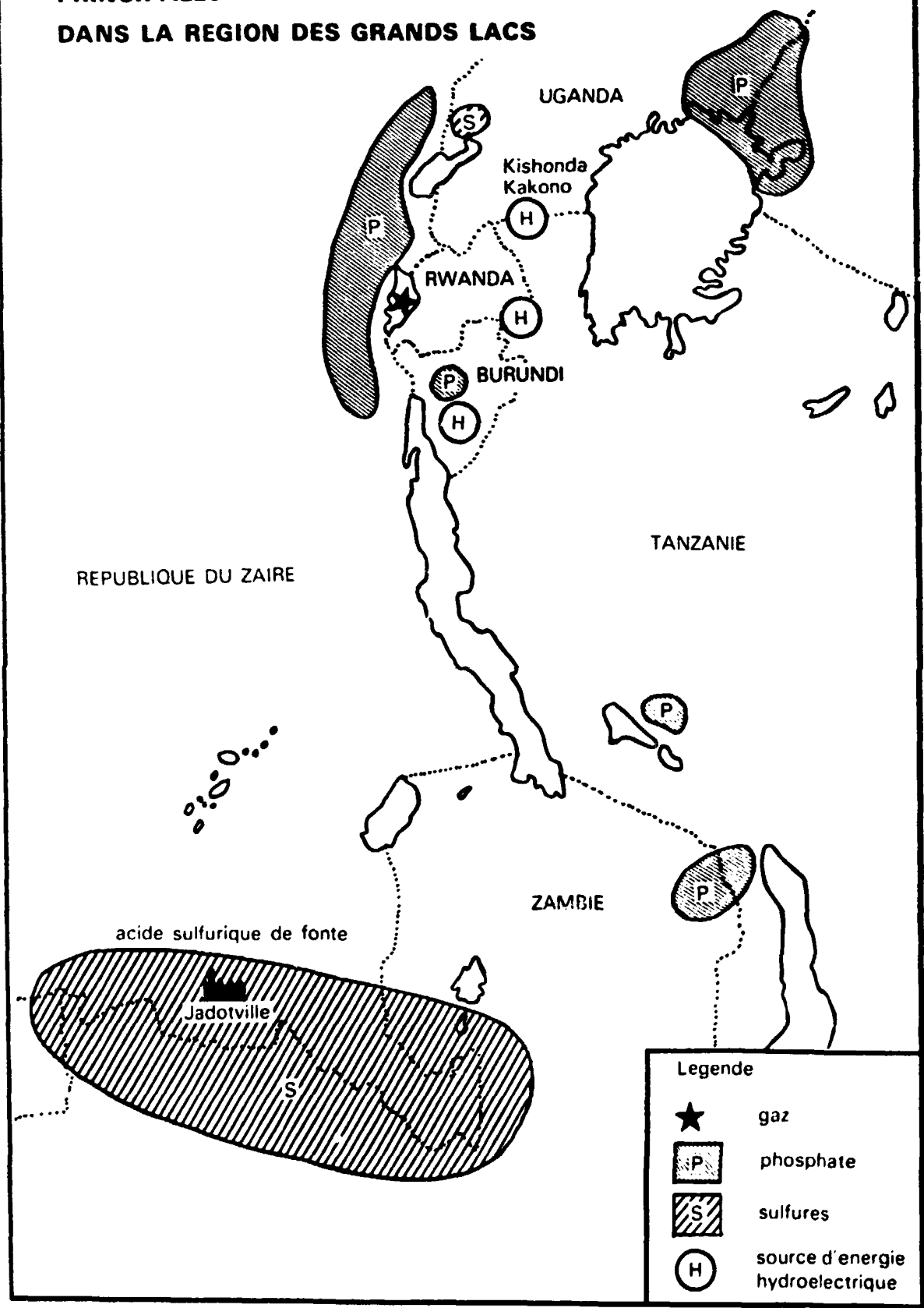
Des ressources existent au Rwanda et au Burundi pour la production de l'Ammoniac provenant soit de la tourbe soit de la puissance hydro-électrique et des gaz naturels. Aux fins de ce Rapport, tous les potentiels qui formeraient les stocks d'alimentation ont été étudiés de manière extensive par d'autres agences, et en étudiant ces papiers au Burundi et en Europe, les Conseillers ont pu obtenir des informations quantitatives et qualitatives en nombres suffisants pour leur permettre d'effectuer une Evaluation raisonnable quant à la disponibilité et à la convenance des éléments pour une production ammoniacale.



# RESSOURCES POUR ENGRAIS — BURUNDI/RWANDA



# PRINCIPALES RESOURCES D'UNE INDUSTRIE DES ENGRAIS DANS LA REGION DES GRANDS LACS



2.2.1.1. Evaluation de la disponibilité des matières premières en quantité et qualité requise pour la production nécessaire des engrais azotés

Tourbe

Les usines d'ammoniac ont utilisé en période initiale de leur développement presque exclusivement le charbon comme matière première. L'hydrogène nécessaire pour la synthèse d'ammoniac a été produit par une gazéification du charbon par l'oxygène et la vapeur à la pression atmosphérique. L'azote provenait d'une installation cryogénique de séparation d'air. Le gaz de synthèse a été comprimé en plusieurs étages jusqu'à la pression élevée de synthèse d'ammoniac. Une puissance électrique considérable était nécessaire pour comprimer un débit relativement grand depuis la pression atmosphérique.

Au cours des dernières décades, le charbon a été remplacé presque totalement par le gaz naturel ou par le naphta, la gazéification à la pression atmosphérique par un reformage par vapeur à une pression plus élevée et les entraînements électriques par des turbines à vapeur, cette dernière provenant essentiellement d'une récupération de l'énergie thermique aux différents endroits du procédé. Ces modifications, accompagnées d'une augmentation de la capacité des usines, ont contribué à une économie considérable des investissements, de la consommation d'énergie ainsi que des autres frais d'exploitation.

Les hausses sur les hydrocarbures ont remis sur le plan la question de retour aux combustibles solides, non seulement pour la production d'énergie, mais aussi pour la production de telles matières chimiques comme les engrais azotés. A côté du charbon, la tourbe représente une matière première appropriée pour ces buts. Elle est exploitée depuis des années à une échelle considérable surtout à l'USSR, à la République Irlandaise et en Finlande. Plusieurs questions techniques,

économiques et écologiques liées à l'exploitation de la tourbe ont été traitées au cours de cinq congrès internationaux <sup>1-5</sup> qui ont eu lieu à ce sujet depuis 1954. Des publications importantes ont également été présentées à une récente conférence internationale sur la gestion des réserves de tourbe <sup>6</sup>.

La tourbe du Burundi a été décrite dans plusieurs rapports <sup>7-12</sup>, dans lesquels les autres références sont également citées. Les plus grands marais sont ceux de l'Akanyaru, dont les réserves sont estimées <sup>12</sup> à 208 millions de tonnes de tourbe de bonne et moyenne qualité à 30 % d'humidité et 8 % de cendres dans la matière sèche. Un rapport estime les réserves totales de la tourbe du Burundi à 300 - 400 millions de tonnes, toujours à l'humidité comme ci-dessus.

L'analyse élémentaire de la tourbe est spécifiée dans les rapports précités <sup>7-9</sup>, mais l'origine des données n'est pas indiquée. Apparemment, les auteurs ont spécifié les valeurs pour une tourbe typique, sans avoir exécuté ou trouvé les analyses de la tourbe du Burundi. Ces lacunes devront être éliminées. Par contre, le laboratoire du Centre National de Combustibles en Finlande a déterminé le pouvoir calorifique inférieur d'un certain nombre d'échantillons. Ce pouvoir, rapporté à la matière sèche sans cendres, varie selon ces estimations entre 19,7 MJ/kg et 22,1 MJ/kg, la moyenne arithmétique de toutes les valeurs spécifiées étant 21,1 MJ/kg.

Des analyses de matières volatiles et de soufre ont été décrites <sup>8</sup>, et les résultats suivants ont été rapportés:

Matières volatiles	62,5 à 63,7 %
Soufre	0,27 à 0,61 %

Ces valeurs se réfèrent apparemment à la substance sèche, mais la teneur associée des cendres n'a pas été spécifiée malheureusement.

Certaines analyses des cendres ont également été décrites<sup>8</sup> avec les résultats suivants:

Ca	0,5 à 14,0 %
Mg	0,5 à 10,4 %
Fe	4,3 à 29,2 %
Na	0,2 à 2,6 %
Al	1,7 à 13,3 %
SiO <sub>2</sub>	11,2 à 61,2 %

Notons que des propriétés supplémentaires de la tourbe devront être examinées soigneusement avant un avancement des projets d'exploitation. Cependant, la présente étude est basée sur les propriétés d'une tourbe typique, en admettant que la tourbe du Burundi ne sera pas exceptionnelle.

Les problèmes d'une exploitation de la tourbe du Burundi à l'échelle industrielle n'ont pas encore été étudiés d'une manière adéquate. Certains auteurs<sup>8,10,11</sup> prétendent que les méthodes éprouvées ailleurs ne sont pas applicables pour le Burundi, sans toutefois avoir justifié suffisamment cette constatation. D'autre part, ils proposent parfois leurs propres méthodes, bien entendu sans pouvoir prouver leur faisabilité technique et leur économie. Ces questions de nature primordiale devront encore être étudiées plus profondément par des spécialistes.

Les auteurs d'un rapport<sup>8</sup> ont estimé le prix de la tourbe à 30 \$ d'humidité et 8 % de cendres dans la matière sèche à 21 - 22 \$/t (1978). En absence d'une autre estimation, cette valeur sera admise pour base de la présente étude, toutefois sous toutes les réserves résultant du texte précité. Le prix de la tourbe ci-dessus, actualisé pour 1980, sera admis 26 \$/t.

La technologie de la gazéification des combustibles solides a une longue histoire. Comme déjà mentionné, les usines d'ammoniac ont été

initialement basées sur cette technologie. Depuis 1950 seulement une capacité relativement modeste à l'échelle mondiale de 6000 t/d d'ammoniac a été basée sur le charbon<sup>13</sup>. Au cours des dernières années de nombreuses publications ont paru sur la gazéification du charbon<sup>14-22</sup>, ainsi que sur la production d'ammoniac sur la base de charbon<sup>13,23-31</sup>. Les usines d'ammoniac construites récemment sur la base de charbon sont décrites dans les références<sup>25,28,30</sup>. Le nombre de procédés utilisés à une échelle industrielle significative n'a toutefois pas augmenté. Il s'agit de procédés connus sous les noms suivants:

Lurgi  
Koppers-Totzek  
Winkler

Le procédé Koppers-Totzek est le plus répandu pour la production du gaz de synthèse d'ammoniac sur la base du charbon<sup>13</sup>. Une évaluation récente des trois procédés ci-dessus pour la production d'ammoniac figure dans la référence<sup>28</sup>.

La gazéification de la tourbe n'est pas encore répandue, mais les études et les expériences dans cette direction ont été intensifiées au cours des dernières années<sup>32-37</sup>. La majeure partie de ces travaux a été effectuée en vue de la production du gaz naturel substitué (GNS). Certains expériences de gazéification de la tourbe à l'échelle semi-industrielle, visant la synthèse d'ammoniac, ont également été décrits<sup>2,34</sup>. Une évaluation des différents procédés pour la gazéification de la tourbe figure dans la référence<sup>34</sup>. Parmi les procédés commercialisés, le procédé Koppers-Totzek peut être considéré comme utilisable pour la production du gaz de synthèse d'ammoniac sur la base de la tourbe.

Dans les expériences mentionnés ci-dessus, la tourbe a été briquetée avant d'être pulvérisée. L'humidité des briquettes a été de 14 %; aucun séchage supplémentaire n'a été nécessaire pour la pulvérisation.

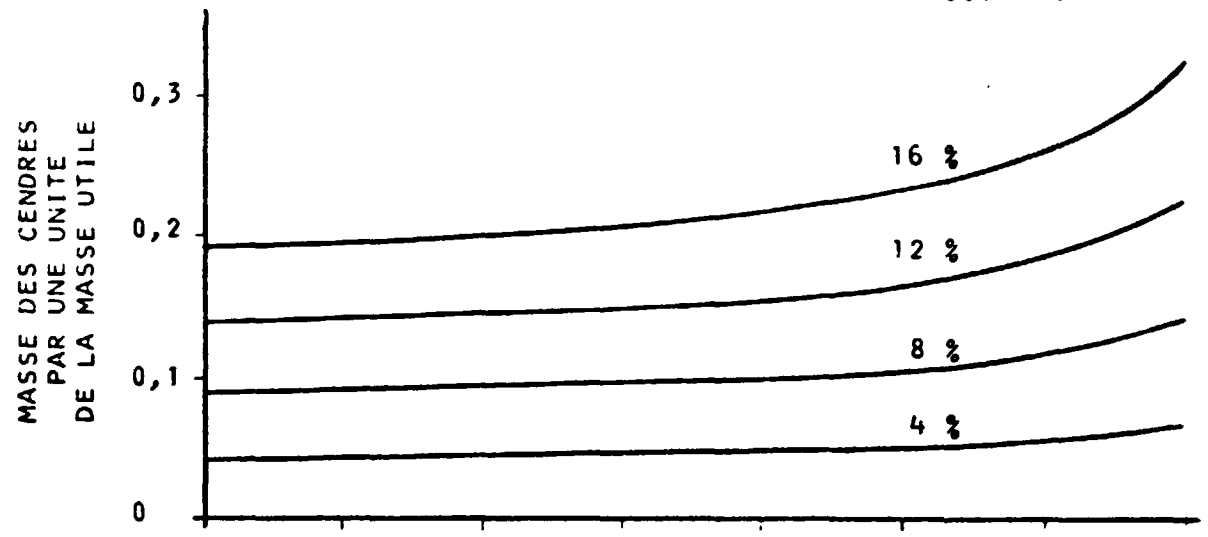
La faisabilité de la gazéification de la tourbe par le procédé Koppers-Totzek peut être considérée comme prouvée par ces expériences, mais l'économie serait sérieusement compromise, si la fabrication des briquettes était impérative. L'élimination de cet obstacle nécessite des travaux de développement en vue de la production de la tourbe séchée et pulvérisée sans briquetage intermédiaire.

Le besoin de tourbe avec 14 % d'humidité et 8 % de cendres dans la matière sèche se monte à 2,5 t par tonne d'ammoniac. Les variations de ce besoin en fonction de l'humidité et de la fraction des cendres ressortent de la Fig.2.2.1.1.1. Il est évident que le séchage thermique artificiel ne peut être envisagé qu'après avoir séché la tourbe à l'air. Le besoin de tourbe avec 30 % d'humidité et la même teneur de cendres comme ci-dessus se monte à 3,3 t par tonne d'ammoniac.

Les réserves de tourbe dans les marais de l'Akanyaru sont suffisantes pour la production des engrais azotés pour toute la région en considération pendant des siècles, même si seulement une fraction de ces réserves serait utilisée pour ce but.

Une usine d'ammoniac basée sur la tourbe fournirait un débit suffisant de dioxyde de carbon pour transformer tout l'ammoniac en urée.

FRACTION DES CENDRES  
DANS LA MASSE SECHE



MASSE DE LA TOURBE BRUTE  
NECESSAIRE POUR OBTENIR UNE UNITE DE LA MASSE UTILE

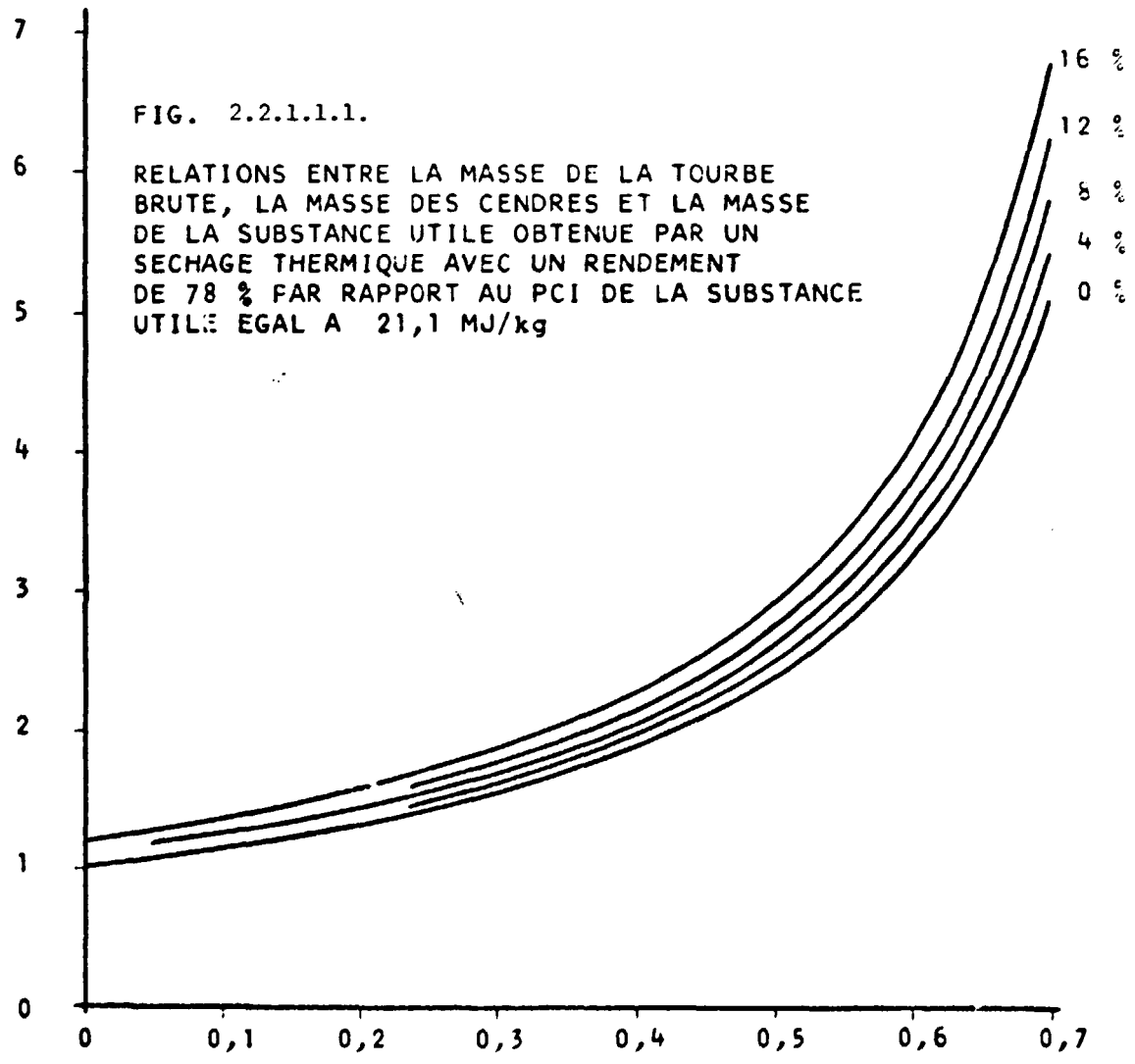


FIG. 2.2.1.1.1.

RELATIONS ENTRE LA MASSE DE LA TOURBE BRUTE, LA MASSE DES CENDRES ET LA MASSE DE LA SUBSTANCE UTILE OBTENUE PAR UN SECHAGE THERMIQUE AVEC UN RENDEMENT DE 78 % FAR RAPPORT AU PCI DE LA SUBSTANCE UTILE EGAL A 21,1 MJ/kg

FRACTION DE L'EAU DANS LA TOURBE BRUTE



### Gaz naturel

L'ammoniac peut être produit d'une manière la plus facile et en général la plus économique si le gaz naturel est disponible à un prix acceptable. La plupart des usines modernes d'ammoniac, construites au cours des dernières décades, est basée sur le gaz naturel.

Le besoin du gaz naturel se monte à  $970 \text{ Nm}^3$  du méthane par tonne d'ammoniac. Deux tiers de cette quantité sont nécessaires comme matière première, tandis que le reste comme combustible pour le four de reformage.

Dans la région en considération, il existe un grand dépôt de méthane dissous dans l'eau du lac Kivu. Ce dépôt unique a été soigneusement exploré depuis des dizaines d'années<sup>38-49</sup>. Selon une des dernières publications<sup>49</sup>, la quantité du méthane dissous dans tout le bassin du lac se monte à  $63 \times 10^9 \text{ Nm}^3$ , dont une quantité de  $50 \times 10^9 \text{ Nm}^3$  est susceptible pour l'extraction. Il ressort que le dépôt du méthane dans le lac Kivu est suffisant pour la production des engrais azotés pour toute la région en considération et pour des centaines d'années d'avenir. Cette constatation reste valable même si la consommation future des engrais augmenterait au-delà des estimations de la présente étude et si les quantités similaires du gaz seraient également utilisées pour des autres projets importants.

L'origine du gaz dans le lac Kivu a fait également l'objet de recherches profondes. Selon les dernières publications<sup>43-47</sup>, le gaz provient surtout de la décomposition des matières organiques qui tombent d'une manière continue au fond du lac. Le phénomène unique de la conservation du dépôt de gaz est expliqué par une stratification stable des couches de l'eau dans le lac. Les auteurs de la présente étude considèrent cette théorie comme ne pas encore entièrement prouvée. Il est bien possible que la majeure partie du gaz provienne

des gisements en profondeur de la terre. Dans ce cas, il est également possible que de tels gisements peuvent être trouvés non seulement à proximité du lac Kivu, mais aussi dans les autres endroits de la branche occidentale de la fossé de l'Afrique orientale. Par la suite, une certaine exploration peut être recommandée dans la région en vue de recherches des gisements souterrains des hydrocarbures. Une telle exploration nécessite toutefois en général des moyens financiers considérables et ne peut être envisagée qu'à long terme. La présente étude est par conséquent basée sur le dépôt du méthane dans le lac Kivu qui est largement suffisant pour les besoins en considération.

Le gaz dans le lac Kivu est composé non seulement de méthane, mais aussi d'un pourcentage considérable de dioxyde de carbon ainsi que d'un certain pourcentage d'azote. A une profondeur de 320 m, les quantités du gaz dissous dans l'eau du bassin principal sont comme suit:

CH <sub>4</sub>	0,33	Nm <sup>3</sup> /m <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O(L)
CO <sub>2</sub>	1,70	Nm <sup>3</sup> /m <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O(L)
N <sub>2</sub>	0,009	Nm <sup>3</sup> /m <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O(L)
<hr/>			
Total	2,04	Nm <sup>3</sup> /m <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O(L)

Une petite installation d'extraction du gaz du lac Kivu a été construite en 1962 au Cap Rubona près de Gisenyi (Rwanda) par l'Union Chimique Belge. Cette station a fonctionné avec certaines interruptions pendant 15 ans. Actuellement certains efforts sont en cours pour la reconstruire.

La station en question a été équipée par deux tuyauteries, chacune d'un diamètre de 300 mm et d'une longueur de 850 m, plongées à une profondeur de 300 m. Le mélange d'eau avec le gaz a été entraîné par l'autopompage, le démarrage duquel a été effectué par l'injection d'air comprimé. Au bord du lac l'eau a été séparée du gaz,

ce dernier a été lavé en deux étages par l'eau de surface du lac à la pression atmosphérique, ensuite le gaz a été comprimé jusqu'à une pression de 5 bar et envoyé à la brasserie de Gisenyi pour être utilisé comme combustible des chaudières. L'écoulement de l'eau de lavage a été entraîné par le gaz, lequel a été comprimé en trois étages. Tous les compresseurs ont été entraînés par un moteur Diesel à travers une transmission mécanique.

Le débit du gaz en aval du lavage se montait à  $200 \text{ Nm}^3/\text{h}$ . Il était composé essentiellement de 70 % de méthane et 30 % de dioxyde de carbon.

La station d'extraction décrite ci-dessus a démontré la possibilité d'une extraction du gaz du lac Kivu à l'échelle semi-industrielle. Toutefois, selon l'opinion des auteurs de la présente étude, elle ne pourra pas servir pour base de construction des stations futures.

Certaines questions importantes relatives à l'extraction du gaz à une grande échelle ont été traitées par des études plus récentes. Les auteurs de la présente étude considèrent que la station d'extraction devra flottée à la surface du lac à l'endroit où sa profondeur n'est pas inférieure à 350 m. Le schéma de la station proposée est représenté par la figure 2.2.1.1.2. Le tuyau d'extraction de l'eau sera plongé verticalement jusqu'à une profondeur de 320 m. Comme dans la station de Cap Rubona l'eau montera par l'autopompage. Toutefois, le dioxyde de carbon sera utilisé au lieu de l'air pour le démarrage afin d'éviter tout danger d'une formation d'un mélange explosif. Le tuyau vertical d'extraction permettra une vitesse plus élevée que celui utilisé au Cap Rubona. La pression du gaz en aval du séparateur pourra être également supérieure à la pression atmosphérique. La séparation du dioxyde de carbon pourra être effectuée toujours par lavage à eau, même si cette méthode nécessite plus d'énergie que des autres méthodes. D'autre part, l'installation de lavage à eau est simple et peut être facilement placée sur une plate-forme flottante. Néanmoins, le système proposé sera différent de celui au Cap Rubona.

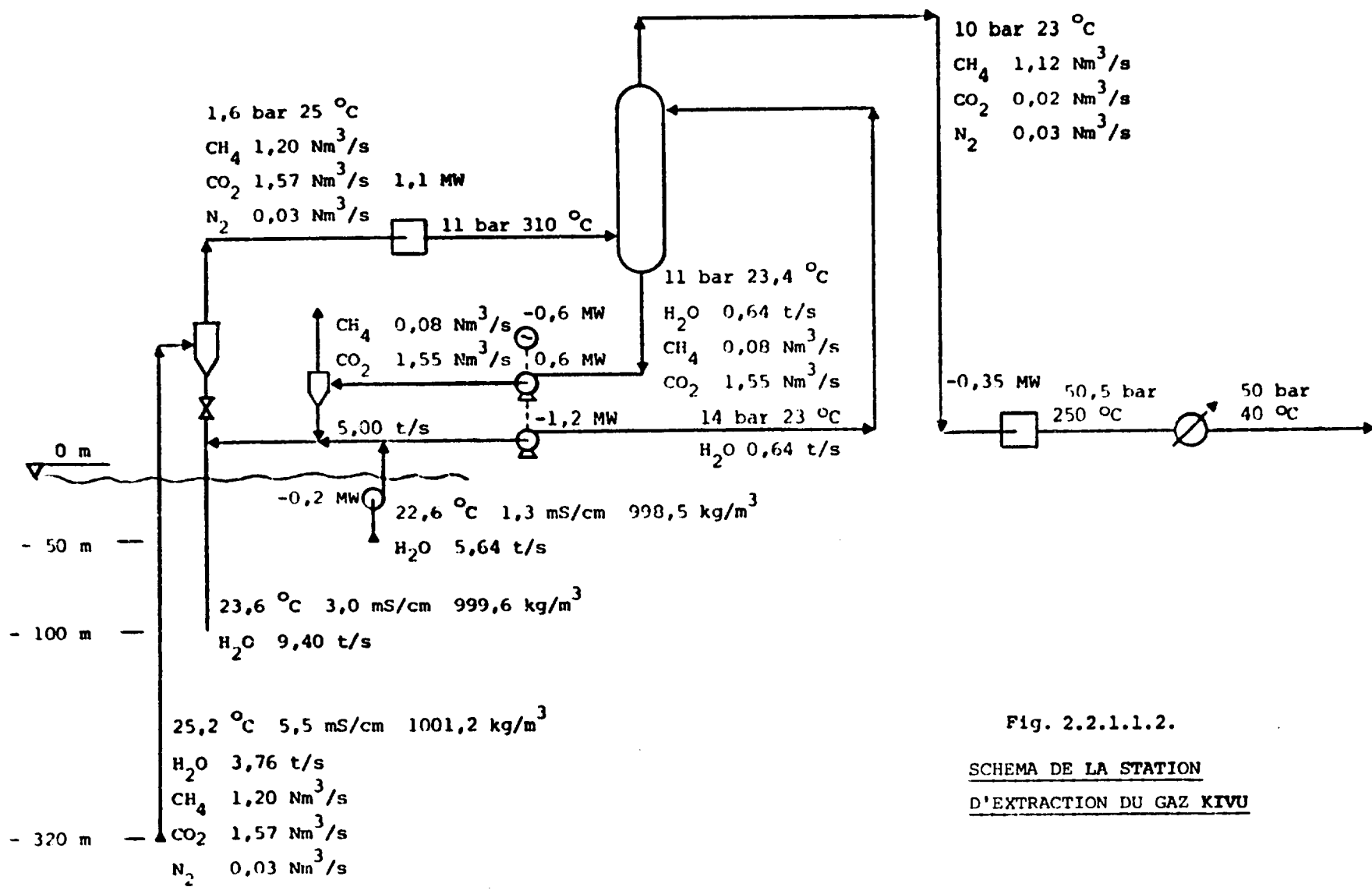


Fig. 2.2.1.1.2.

SCHEMA DE LA STATION  
D'EXTRACTION DU GAZ KIVU

En particulier, le lavage sera effectué à une pression d'environ 10 bar dans une colonne à contre-courant remplie par des anneaux Raschig. En aval de la colonne, le gaz sera composé essentiellement de méthane; la teneur de dioxyde de carbone et d'azote sera inférieure à 5 %.

L'eau de lavage sera aspirée à une profondeur de 50 m, à laquelle la température est stable et atteint un minimum. Le débit d'eau aspiré à cette profondeur sera supérieur à ce qui est nécessaire pour le lavage. La différence sera mélangée avec l'eau en aval de la colonne et avec l'eau en aval du séparateur du gaz. Ce mélange sera retourné au lac à une profondeur de 100 m où la densité de l'eau est similaire à celle du mélange rejeté.

Le pompage de l'eau de lavage nécessite une puissance considérable. Une partie de cette dernière sera toutefois récupérée par une turbine hydraulique, tandis que la différence devra être apportée par un moteur électrique.

Le gaz en aval de la colonne sera comprimé jusqu'à une pression de 50 bar et refroidi par l'eau jusqu'à une température ambiante avant d'être envoyé à la conduite à distance pour alimenter l'usine d'ammoniac.

La plate-forme flottante aura un poids de quelques centaines de tonnes. Elle sera construite en utilisant les expériences des plate-formes similaires mais beaucoup plus grandes utilisées pour l'extraction des hydrocarbures de la mer du nord.

Une usine d'ammoniac basée sur le méthane fournirait un débit de dioxyde de carbone, suffisant pour transformer 3/4 de l'ammoniac en urée. Si par contre plus d'ammoniac devrait être utilisé pour la synthèse de l'urée, il conviendrait de réduire le degré d'épuration du gaz du lac Kivu.

### Energie électrique

Les anciennes usines d'ammoniac, basées sur le charbon, ont consommé beaucoup d'énergie électrique, surtout pour l'entraînement des compresseurs. Dans les usines récentes, basées sur le gaz naturel ou le naphta, les besoins d'énergie d'entraînement ont été considérablement diminués grâce à l'augmentation de la pression de reformage et grâce aux autres améliorations du procédé. En plus, la majeure partie, sinon la totalité de cette énergie, est obtenue dans les nouvelles usines à partir de la récupération de l'énergie thermique du procédé, qui est utilisée comme une source de chaleur pour un cycle de vapeur à haute pression <sup>50-51</sup>. Cette vapeur est utilisée pour des turbines qui entraînent directement les grands compresseurs et souvent aussi un alternateur électrique, fournissant cette énergie pour de petits auxiliaires.

Les grandes usines d'ammoniac basées sur le gaz naturel ou le naphta, sont devenues donc plus ou moins autonomes au point de vue de l'énergie électrique. Néanmoins, elles sont, en général, connectées au réseau électrique extérieur qui facilite l'équilibrage des différences dans leur bilan d'énergie interne aux différentes conditions de fonctionnement, surtout pendant le démarrage.

Le bilan d'énergie d'une usine basée sur un combustible solide, en particulier sur la tourbe, est différent. Une gazéification de tels combustibles à une pression élevée n'est pas impossible. Comme dans le cas de reformage, l'augmentation de la pression de gazéification contribuerait à une économie de l'énergie d'entraînement des compresseurs. Toutefois, cette économie ne pourrait pas justifier les inconvénients et les incertitudes d'une gazéification pressurisée, un tel procédé étant loin d'une mise au point à l'échelle industrielle.

La gazéification des combustibles solides en vue de la production de gaz de synthèse d'ammoniac ne peut pas être effectuée par l'air

qui porte trop d'azote pour ce but. Une séparation cryogénique des composants d'air nécessite de l'énergie pour l'entraînement du compresseur d'air ainsi que pour une compression subséquente de la fraction d'azote utilisée pour la synthèse.

Au moins une partie de l'énergie mécanique pourrait être obtenue par une récupération de l'énergie thermique provenant du procédé, comme dans les grandes usines modernes. Mais l'usine en considération sera trop petite pour utiliser les compresseurs centrifuges et justifier un cycle de vapeur haute pression. Une certaine puissance mécanique pourra être obtenue par un cycle de vapeur moyenne pression, mais la majeure partie de cette puissance devra être fournie de l'extérieur. La production d'ammoniac sur la base de la tourbe nécessitera 1600 kWh de l'énergie électrique extérieure par tonne d'ammoniac.

Bien entendu, l'énergie mécanique ou électrique spécifiée ci-dessus, pourrait être obtenue par une combustion de la tourbe (en sus à ce qui est nécessaire pour la gazéification) dans une centrale thermique à vapeur, située à proximité de l'usine d'ammoniac. Toutefois, à l'endroit en considération, la puissance électrique nécessaire pourra être obtenue d'une manière plus facile et plus économique à partir des ressources hydroélectriques.

Une usine d'ammoniac basée sur le gaz du lac Kivu pourra profiter de plusieurs éléments de la technologie développée pour de grandes usines. En particulier, le reformage sera préférablement effectué à une pression similaire comme dans ces dernières usines, à savoir environ 30 bar, et non à une basse pression comme dans les anciennes petites usines. Les autres opérations du procédé chimique seront également similaires aux mêmes opérations dans les usines modernes. Par contre, comme dans le cas de la tourbe, l'usine en considération sera trop petite pour utiliser les compresseurs centrifuges et un cycle de vapeur à haute pression. Par conséquence, elle ne sera

pas autonome au point de vue de l'énergie électrique et nécessitera 600 kWh de cette dernière par tonne d'ammoniac.

Une production d'énergie mécanique ou électrique par combustion du gaz (en sus à ce qui est nécessaire comme matière de base et combustible de reformage) serait possible, mais ne peut pas être recommandée pour les mêmes raisons que dans le cas de la tourbe.

L'ammoniac peut également être produit par l'énergie électrique sans autres matières de base outre l'eau et l'air ambiant. Il s'agit d'un procédé utilisant l'électrolyse de l'eau pour la production de l'hydrogène et la séparation cryogénique de l'air pour la production d'azote. La consommation d'énergie électrique pour ces procédés, ainsi que pour l'entraînement des autres compresseurs se monte à 10 000 kWh par tonne d'ammoniac. Quelques petites usines utilisant ce procédé ont été construites dans le passé aux endroits où l'énergie électrique est disponible à un prix très bas. Mais le procédé en considération est actuellement loin hors de compétition, non seulement à cause de la consommation très élevée d'énergie électrique, mais aussi à cause des investissements sensiblement supérieurs à ceux nécessaires pour une usine basée sur le gaz naturel ou même sur la tourbe. Une exception de cette constatation ne peut être faite que pour de très petites capacités, sensiblement au-dessous de ce qui est considéré dans la présente étude.

La République du Burundi utilise actuellement une puissance électrique maximale de 8 MW, la consommation annuelle étant 40 GWh. Le taux de la croissance annuelle est de 12 %. La majeure partie de l'énergie électrique provient de la centrale hydroélectrique à Bukavu (Zaïre). Deux petites centrales d'une puissance totale de 2 MW ont été récemment construites à Gitega. Une centrale de 8 MW est en cours de construction à Mugere; la mise en service est prévue pour 1981.



Le développement possible du potentiel hydroélectrique du Burundi ainsi que du bassin de la rivière Kagera hors de Burundi, a été étudié <sup>52,53</sup> en 1976. Un résumé des projets de cette étude figure dans le tableau 2.2.1.1.1. La puissance constante possible (disponible même dans la période sèche) des trois premiers projets, qui peuvent être réalisés au prix spécifique moyen de 2500 \$/kW (1976), se monte à 37 MW. Un prix moyen de l'énergie électrique, fournie à une puissance constante, de 35 mills \$/kWh (toujours 1976) a été estimé aux omnibus des centrales. Une actualisation jusqu'à 1980 porte ce prix à 50 mills \$/kWh. A Bujumbura, le prix sera environ 20 % supérieur, dont 60 mills \$/kWh ou 5,6 FBU/kWh (93 FBU/\$) en tenant compte des pertes et des frais de transmission. Actuellement, l'énergie constante est distribuée à Bujumbura à moitié de ce prix. Ce niveau pourrait être conservé pour l'énergie provenant des projets plus importants, figurant dans le tableau 2.2.1.1.1. hors du Burundi.

Il ressort du tableau 2.2.1.1.1. que la région en considération dispose d'un certain potentiel de développement hydroélectrique. Ce potentiel est toutefois modeste par rapport à la population et sera certainement épuisé au cours du développement de la région. Une usine d'ammoniac basée sur le gaz naturel ou même sur la tourbe ne nécessitera qu'une faible fraction de ce potentiel. D'autre part, il serait imprudent de bloquer une partie significative du potentiel hydroélectrique de la région pour la production d'ammoniac par électrolyse d'eau, même si ce procédé serait compétitif, ce qui n'est pas le cas. Ce procédé est exclu des considérations qui suivent.

La production d'urée à partir d'ammoniac nécessitera un certain supplément d'énergie électrique, à savoir 140 kWh par tonne d'urée.

Tableau 2.2.1.1.1.

PROJETS HYDROELECTRIQUES SELON ÉTUDE ELECTROWATT-

Projet

Etude sectorielle.

Potentiel hydroélectrique du Burundi

Gitega, barrage supérieur

Barrage de Murongwe

Barrage de Mumwendo

Barrages de dérivation R3, R4, R5, L6

Projets d'endiguement

Projets dans les régions d'Imbo et de Mosso

Total

Kagera River Basin Development, Phase II

Rusumo Falls Dam and Power Station

Kishanda Valley Project (5)

Kakono West High Dam Alternative (5)

Total

---

(1) A la base de l'hydrologie 1940 - 1973

(2) Niveau de prix 1975 - 76

(3) Rapporté à la puissance constante

(4) Détails de calcul inconnus, mais environ 12

(5) Avec débit réglé par Rusumo Falls

NORCONSULT, 1976

Puissance		Energie		Coût (2)		
instal- léc	cons- tante(1)	cons- tante(1)	secon- daire	Investissement Total	Spéc.(3)	Energie (4)
MW	MW	GWh/a	GWh/a	M\$	\$/kW	mills/kWh
24	13,3	117	64	30,5	2293	31
12	5,5	48		13,8	2509	34
20	18,0	158		47,2	2622	38
	2,5	22				10 à 15
	3,8	33				75 à 100
	19,7	172		105	5330	65 à 122
	62,8	550				46 à 65
100	59,3	520	64	52,0	877	12,0
180	117,2	1026	99	112,5	960	13,7
40	29,6	259,4	41,8	40,5	1368	19,0
320	206,1	1805	205	205	995	14,0

% du capital est chargé sur l'énergie annuelle constante

2.2.1.2. Evaluation des chances de baser le projet de la production des engrais azotés sur l'utilisation de la tourbe ou du gaz naturel

Comme décrit dans le chapitre précédent, les ressources de la tourbe et du gaz naturel dans la région sont suffisantes pour ne pas limiter le choix parmi ces deux matières de base. Pour comparer l'intérêt de baser le projet sur une de ces matières, il convient de rappeler d'abord l'état de la technologie disponible dans ces deux cas.

La tourbe est exploitée en plusieurs pays à l'échelle industrielle, mais selon les études (incomplètes) disponibles jusqu'à ce jour, aucune de ces méthodes ne peut être appliquée au Burundi. Pour l'usage en question, la tourbe devrait être gazéifiée. Il y a peu de doutes sur la faisabilité de cette opération, mais elle n'a pas encore été prouvée à l'échelle industrielle. Aucune usine d'ammoniac basée sur de la tourbe n'est encore connue. Par contre, les opérations en aval de la gazéification sont presque identiques à celles dans le cas de l'utilisation de charbon bitumineux comme matière de base. Le nombre d'usines d'ammoniac basées sur du charbon est faible et la technologie y relative est onéreuse, mais connue.

La faisabilité d'extraction du gaz du lac Kivu a été prouvée à une petite échelle, même si plusieurs particularités de la méthode utilisée ne peuvent pas être considérées comme optimales pour une extraction du débit sensiblement plus grand, nécessaire pour le cas en considération. Une méthode d'extraction devra donc être développée sur la base des technologies qui traitent des problèmes similaires. Les risques resteront modestes, car l'investissement nécessaire pour l'extraction du gaz sera modeste par rapport aux investissements nécessaires pour la construction de l'usine de production des engrais azotés.

Le gaz du lac Kivu contient une grande fraction de dioxyde de carbone qui pourra toutefois être séparée facilement par plusieurs méthodes bien connues.

La technologie de la fabrication d'ammoniac sur la base du gaz naturel est la plus répandue et bien développée pour de grandes usines modernes. Elle devra toutefois être adaptée à l'usine en question, qui sera sensiblement plus petite qu'habituellement. Une telle adaptation ne porte pas de risques essentiels, mais nécessite des études plus profondes qu'au cas de l'implantation d'une usine plus ou moins identique aux usines habituelles.

L'économie de la fabrication d'ammoniac sur la base du gaz naturel est beaucoup plus favorable que sur la base de la tourbe. Le rapport des investissements dans ces deux cas ne sera guère inférieur à celui au cas des comparaisons connues entre le charbone et le gaz naturel <sup>13,26,27,28,31</sup>. La disponibilité d'une usine basée sur la tourbe serait inférieure à celle basée sur le gaz naturel. En conséquence, la capacité nominale journalière dans le premier cas devrait être supérieure à celle du deuxième cas, afin d'obtenir la même production annuelle. Le rapport des investissements pour les deux solutions en considération serait supérieur à deux en défaveur de la tourbe.

Le rapport des frais d'exploitation va dans le même sens. En admettant que le prix de la tourbe estimé dans la référence <sup>8</sup> et mentionné dans le chapitre précédent est correct et que cette tourbe pourra être utilisée pour la gazéification sans un briquetage préalable, les dépenses pour cette matière de base se monteront à 86 \$ (1980) par tonne d'ammoniac. Par contre, les dépenses pour une extraction épuration, compression et le transport du gaz du lac Kivu, composées essentiellement de l'annuité sur les investissements y relatifs et des frais d'énergie nécessaires pour ce but, n'atteindront qu'une fraction de ce chiffre (voir plus loin le tableau 1.2.5.1.). L'usine d'ammoniac basée sur la tourbe nécessiterait deux à trois fois plus de personnel qu'au cas basé sur le gaz naturel.

Tout compte fait, l'ammoniac produit sur la base de la tourbe serait au moins deux fois plus cher que sur la base du gaz naturel. La sécurité du succès du projet est également sensiblement supérieure dans ce dernier cas. Il ressort donc une forte recommandation de choisir le gaz naturel et non pas la tourbe pour la production d'ammoniac dans la région en considération.

L'extraction du gaz du lac Kivu, la surface duquel est partagée parmi Rwanda et Zaïre, nécessite un arrangement sur ce sujet parmi les pays de la région. Un tel arrangement devrait être conclu avant l'avancement du projet et devrait fixer toutes les conditions techniques, économiques et légales pour une période multiannuelle de telle façon afin d'éviter toutes les possibilités d'échecs des négociations futures.

### 2.2.2. Produits Phosphatés

Tandis qu'il est reconnu que le graben de la Vallée Africaine contient de nombreuses occurrences de dépôts ignés de roches phosphatées (par exemple : les intrusions de la carbonite), en comparaison, les ressources en phosphates du Burundi sont très peu connues. Les Conseillers ont posé des questions au personnel de l'UNDP/Ministère de l'Energie et des Mines, et ils ont également examiné des rapports concernant ce pays. En sus, des échantillons furent recueillis et analysés, dans le but d'obtenir des informations quantitatives et qualitatives en nombres suffisants pour leur permettre d'effectuer une évaluation logique quant à la disponibilité et la convenance des réserves de phosphate, qui seraient employées dans la manufacture d'engrais phosphatés.

#### Investigations Préliminaires Relatives aux Ressources de Phosphate

De ces investigations, il semblerait que le seul dépôt important - certainement, le seul dépôt qui ait été sérieusement examiné - serait le dépôt carbonatitique de Matongo-Bandaga (à 70 km par voie routière de Bujumbura). Le sondage de ce dépôt avait été entrepris par l'UNDP/Ministère de l'Energie et des Mines; une tranchée d'exploration avait été creusée et un Rapport sur ces Recherches avait ensuite été soumis.<sup>1</sup>

Après l'examen de ce Rapport, le caractère de la roche phosphatée n'a pas pu être déterminé, en particulier : la forme principale du minerai  $P_2O_5$  (est-elle apatite, wavellite, ou comment ?) pas plus que le titre précis et la nature des impuretés - fer, aluminium et autres. Des tests qu'ils purent entreprendre dans les laboratoires du Ministère des Mines du Burundi et autres lieux, les Conseillers purent vérifier que la teneur  $P_2O_5$  de certaines parties des carottes-échantillons sondées était attrayante, mais ils n'ont pas pu vérifier s'il y avait lieu de témoigner d'une tendance optimiste similaire, pour les échantillons recueillis de la tranchée d'exploration (ces échantillons furent recueillis par le géologue des Conseillers, sous la direction d'un ingénieur des mines de l'UNDP). En conséquence, les Conseillers ont décidé de sous-traiter en Angleterre, de faire une analyse plus extensive des échantillons recueillis, aussi bien de la tranchée d'exploration que des carottes-échantillons du sondage, afin d'identifier les caractéristiques minéralogiques principales (ces travaux ont inclus : une sonde-électron., et une analyse fluorescente rayons-X, afin d'avoir quelques idées sur l'étendue de terre-rare et métaux lourds).

1

Rapport de l'Etude BDI/77/03 - UNDP -

Les Conseillers ont également effectué des calculs de probabilité, en se basant sur les informations contenues dans les carnets de sondages du Rapport de l'UNDP, confirmant que l'évaluation d'un gisement contenant 5 millions (estimés) de tonnes de minerais phosphatés, avec une moyenne de 13% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, était tout à fait raisonnable - bien que l'on devrait accepter qu'une partie significative de ce dépôt soit sous une forme non-apatite (surtout: aluminium et fer phosphaté). Des informations à leur disposition, les Conseillers ont formé l'opinion que le minerai phosphaté primordial, autre qu'apatite, était l'aluminium phosphaté et qu'il pourrait représenter n'importe lequel pourcentage, entre 20 et 60 pour cent, de ces 5 millions de tonnes estimées. Les Conseillers partagent également l'opinion qu'il est fort possible que d'autres minéralisations de phosphate existent dans la région, et, également, que le gisement de Matongo-Bandaga pourrait avoir plus d'importance que les indications du Rapport des Recherches ne le supposent (les lignes de démarcation ne sont pas encore pleinement définies). Un Programme ultérieur d'exploration géologique importante sera nécessaire, afin de vérifier l'une ou l'autre des théories avancées.

Selon l'évaluation du Bureau Conseil, il est clair que le rapport CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et celui des niveaux d'impuretés d'anions associés au phosphate Ca/Al/Fe variaient considérablement à travers le gisement. La probabilité que le phosphate se présenterait sous forme d'apatite serait globalement de 35%, s'élevant à plus de 50% dans les couches plus profondes il a de même été noté que la présence d'une nappe d'eau souterraine provenant du lit de la rivière Inamvumu être prise en considération dans tout projet d'exploitation minière.



### Resultats Analytiques

Le Tableau 2.2.2.1.1. offre un résumé des échantillons recueillis et des tests effectués. Les résultats de ces tests apparaissent aux tableaux 2.2.2.1.2., 2.2.2.1.3., 2.2.2.1.4., et 2.2.1.5.

Du Tableau 2.2.2.1.5., on observera que l'échantillon assez volumineux (25 kg) obtenu du sondage des carottes-témoins, possède un rapport  $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  de '1.020' qui correspond bien au rapport théorique, pour la fluorapatite, de 0,935; un des échantillons-témoins de la tranchée (témoin No. 4) était aussi encourageant à cet égard ( $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$  : 0,942). Les autres carottes-témoins de la tranchée avaient un rapport assez pauvre, comme on pourra le remarquer des analyses, contenant du Fer en impureté principale et des quantités significatives de silice.

Les lourds concentrés de liqueur des témoins 1, 4, 5 et 6 contenaient tous plus de 60% d'apatite. Les matières organiques-magnésium, silice et autres impuretés - montrées dans les analyses ne représentent pas un problème sérieux. L'enrichissement de phosphates de fer et d'aluminium présentera certains problèmes. Les résultats des balayages fluorescents rayons-X au tableau 2.2.2.1.3. montrent une grande variété de métaux lourds, en particulier les Niobium et Caesium. Il serait possible que d'autres métaux lourds précieux auraient une extrême valeur pour le programme d'exploitation minière de ce gisement.

Des résultats obtenus aux fins de cette Etude, il semblerait que le gisement contient de sérieuses quantités d'apatite, qui pourraient être traitées pour la production d'engrais phosphatés en utilisant les méthodes conventionnelles (acidulation); les impuretés phosphatées principales contenues dans les échantillons étaient des phosphates ferreux plutôt que des phosphates d'aluminium (les concentrés de liqueur lourde ont exposé un rapport fer/aluminium situé entre 6:1 et 12:1).

**Tableau 2.2.2.1.1.  
SOMMAIRE DES ECHANTILLONS-TEMOINS RECEUILLIS AU BURUNDI**

Numéro l'échantillon	Moyen d'extraction utilisé	Poids approx.	Tests effectués au Burundi	Résultats	Tests effectués en Angleterre	Résultats principaux
1	échantillons de sondage on vrac, sélectionnés par UNDP après spécifications verbales des Conseillers; légèrement au-dessous de la moyenne P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	25 kg			échantillons broyés au cylindre jusque'à 90-95 % moins 250 um Examen microscopique, analyse par sonde élect. OR Analyse de la liquer lourde en utilisant des mélanges méthyle-iodide-méthyle orthophosphate à 2.7, 2.95, 3.3 g/ml Analyses chimiques des entités principales fluorescence rayons-X pour les métaux lourds	35 à 40% d'apatite; l'apatite étant le minéral phosphaté principal. 80% Mica Brun avec phosphaté-aluminium, le phosphaté étant le minéral principal
2*	échantillons de tranchee recueillis par le géologue des Conseillers; légèrement au-dessous de la moyenne P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	50/60 gr.				Felspar, Mica, et Licaumite étant les composés eprinc. aux Phosphate présent en qualité de composé mineur aussi bien en apatite qu'en alumin. phosphaté
3*	ditto	110 gr.				Mica, phosphate étant le composé mineur présent en apatite et phosphate-calcium faible densité
4*	ditto	300 gr.				80-90% apatite
5	échantillon de forage du noyau S10; plus faible CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (0,32)	200 gr.	Vérification du P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> Broyage; Séchage Lixiviation en Bronoforme Separation Examen visuel	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> confirme par tests phospho-molybdate (5-10%) Inconcluant: toute l'apatite serait dans les 'puisards' mais l'examen visuel n'a pas identifié l'apatite. Un mica lourd était présent et les separations étaient probablement incomplètes	'Puisards' seulement	
6	échantillon de forage du noyau S10; bon CaO/P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (1-31)	300 gr.				

\* L'Un de ces échantillons était, en fait, un affleurement sur une route voisine et on a remarqué que c'était 'le meilleur de l'apatite' content 22% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Tableau 2.2.2.1.2.

## EXAMEN MINERALOGIQUE.

<u>Echantillon</u>	<u>Phase Principale</u>	<u>%</u>	<u>Constituants Inférieurs</u>	<u>Mineral phosphaté Principal</u>	<u>Métaux Lourds</u>	<u>% Apatite</u>
1. échantillon d'un sondage en vrac * 25 kg	Apatite	35-40	Silicate Potassium Aluminium; Mica (Fe Al Si K Mg); traces minimes de pyrite, quartz	Apatite		35-40
2. échantillon de tranchée 1 55 g	Mica brun (biotite)	80	Aluminium Phosphate Fer Apatite (minimes)	Alu-Phos.	Niobium rutilé	2
3. échantillon de tranchée 2 110 g	Felspar Mica Limonite		Aluminium phosphate Fer Phosphate Apatite	Alu-Phos. Fer Phos. Apatite, phosphore associé à Limonite		2
4. échantillon de tranchée 3 300 g	Mica		Felspar Apatite Calcium Phosphate Pyrites alumino silicates	Apatite faible densité. Calc.Phos. (associé aux silicates alumino)	Niobium rutilé	10-15
5. Puisard 'A' 595 + 355 m (non-magn.)	Apatite	80-90	Limonite rutilé	Apatite		80-90
6. Puisard 'B' 595 + 355 m (non-mag,)	Apatite	60%	Mica Oxydes Manganèse Limonite	Apatite	Cerium	60

\*Etiqueté : 16-255 S8  
 28-94 S1  
 97-107 S1  
 13-32 S2  
 62-121 S2  
 35-47 S9  
 47-57 S9  
 96.5-110.0 S10

Tableau 2.2.2.1.3.

ANALYSES DE TETE DES ECHANTILLONS

<u>N° de l'échantillon</u>	<u>Analyse - Titre %</u>		<u>Balayages Rayons-X-Fluor.</u>		
	<u>P.O. -2-5-</u>	<u>Acides Insolubles</u>	<u>Principaux</u>	<u>Inférieurs</u>	<u>Traces</u>
1.	14.7	27.0	Fe	Mn, Sr, Ba	Ti, Cr, Ni, Cu, Zn, Pb, Y, Zr, Nb, Ag, Sn, Sb, La, Ce.
2.	2.38	26.1	Mn, Fe	Ba	Ti, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, Sr, Y, Zr, Nb, Sn, Ce.
3.	10.5	33.8	Fe	Mn, Sr, Nb, Ba	Ti, Cr, Ni, Cu, Zn, Pb, Y, Zr, Sn, La, Ce.
4.	7.8	37.7	Fe	Nb, Ba	Ti, Cr, Mn, Ni, Cu, Zn, Pb, Th, Sr, Zr, Sn, La, Ce.
5.	) Concentrés des 'puisards' d'une séparation bromoforme sur le terrain		Fe	Sr, Mn, Ba, Nb, Ce	Ti, Cr, Cu, Ni, Zn, Th, Y, Zn, La.
6.	)		Fe	Mn, Sr, Ba	Ti, Cr, Ni, Cu, Zn, Pb, Y, Nb, Sn, La, Ce.

Tableau 2.2.2.1.A.

ANALYSE MINÉRALOGIQUE DES ÉCHANTILLONS

Numéro de l'échantillon	1	2	3	4	5	6
Minerai						
Apatite	XXX	X	XX	XX	XXX	XXX
Phosphate - Al & Fe		XX	XX	X		
Mica	XX	XXX	XXX	XXX		XX
Oxydes de Fe (Limonite)	XX		XXX	X	XX	XX
Oxydes Mn		XX				XX
Felspar	XXX		XXX	XX		
Rutile		tr.		tr.	tr.	
Quartz	X		X			
Pyrite	X	tr.		tr.		
Magnétite	tr					
Gorceixite						?X
Carbonate	tr					
Zircon		tr.				
Fluorite					X	

XXX représente 20%  
 XX représente 5 à 20%  
 X représente 0.5 à 5%  
 tr représente 0.5%

Tableau 2.2.2.1.5.

ANALYSES DE TETE DES ECHANTILLONS ET DES CONCENTRES LIQUIDES LOURDS

Mineral N°	<u>Essai, Titre %</u>										
	<u>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></u>	<u>Ca</u>	<u>Mg</u>	<u>Fe</u>	<u>Al</u>	<u>SiO<sub>2</sub></u>	<u>Acides Insolubles</u>	<u>LOI</u>	<u>CO<sub>3</sub></u>	<u>Matières Org.</u>	<u>Minerais Princip<sup>x</sup></u>
1.1837A	14.7	13.7	0.93	14.1	4.0	21.2	27.0	1.7	4.9	0.49	
2.1837BT1	2.38	0.75	2.5	20.1	6.4	25.0	26.1	4.2	0.55	n.d.	
3.1837BT2	10.5	4.2	0.12	18.1	7.7	29.0	33.8	2.4	2.3	0.06	
4.1837BT3	7.8	7.1	1.7	7.9	9.3	35.2	37.7	4.3	1.6	0.09	
1.	34.4	35.1	0.34	4.0	0.72	3.43	2.7	0.20	2.1	0.15	Apatite, Mica Inf. <sup>r</sup>
2. 'puisards' à 2.95-3.3. g/ml	3.0	1.33	1.51	25.3	3.9	14.9	15.5	2.1	3.3	0.03	Mica, Apatite Inf. <sup>re</sup>
3.	22.5	17.3	0.02	23.2	2.0	3.33	3.2	1.4	n.d.	0.21	Apatite, Limonite
4.	30.9	29.1	0.17	7.3	1.2	n.d.	8.8	n.d.	n.d.	n.d.	Apatite, Limonite Inf Silicate.

Les échantillons 5 & 6 sont 'n.d.' (non-déterminés) : manque d'échantillonnage en qté suffisante

2.2.2.1. Plan d'Exploitation Phosphatiere et d'Enrichissement

Aux fins de cette étude, il a été nécessaire d'élaborer un plan général d'exploitation minière et d'enrichissement.

Ce plan est basé sur la supposition que les réserves sont de l'ordre 5 millions de tonnes par an de minerai, avec une moyenne de 13% de P2O5 sous forme d'apatite. Afin de produire 60,000 t.p.a. de P2O5 d'engrais phosphates, il est supposé que le taux d'extraction du minerai serait de 1 600 t.p.j. (2 000 t.p.j. nominellement), autrement dit 480 000 t.p.a. par l'intermédiaire de 3 seraient nécessaires (supposant un rapport minerai/ concentrés-nominellement 75% de BPL - de 7.5:1).

Au rythme d'exploitation minière de 480 000 t.p.a. du minerai, le gisement tel que défini a présent serait épuisé en 10 ans.

Sur les base des données géologiques disponibles, il est suppose qu'une mine souterraine a une profondeur de 220-250 metres serait nécessaire. Le gisement se trouve des deux côtes du fleure, et l'on peut intrevoir des problèmes considerables dûs à l'infiltration des eaux sousterraines.

Sur la basé des analyses du minerai de phosphates, il à été demontre que les minairales impurités sont sous forme de phosphates de fer et d'aluminium, dont un maximum possible devait être éliminé par flottation et lavage. Il est prende qu'une partie seulement de ces Fe/Al pourraient être relires, et selon la faille minerale cette operation serait onereuse.

L'on peut donc conclure que comparé à la majorite des autres exploitations de mines de phosphates, ce plan d'exploitation miniere/enrichissement se caracterise par un gisement de petite taine contenant un minerai de base teneai, ou d'une courte durée d'exploitation.

L'ensemble de ces éléments représente une production de faible rentabilité. Se basant sur ces suppositions, le Bureau Conseil a élaboré des coûts nominaux, dont les principales conclusions sont données dans le tableau suivant:

	<u>Coût par tonne de minerai traité</u>		<u>Coût nominal par tonne de concentré à 75% BPL<sup>1</sup></u>	
	<u>F.Bu.</u>	<u>US \$</u>	<u>F.Bu.</u>	<u>US \$</u>
Exploitation minière	3,275	36,39	24,563	272,9
Enrichissement (lavage et flottation)	3,300	36,37	24,750	275,0
Total	6,575	73,06	49,313	547,95

L'élaboration complète des coûts est donnée dans l'Appendice 1.

Il devrait être noté ici que bien que les coûts soient élevés (les coûts de traitement du minerai sont environ le double de ceux des autres mines souterraines), l'étude ultérieure du gisement pourrait révéler un gisement plus étendu, et conduire à une évaluation supérieure de la teneur moyenne en P2O5 du gisement; ce sont ces facteurs qui expliquent les coûts élevés calculés pour le concentré.

De plus, se tel qu'il en pour nombre de gisements carbonatés, l'existence de quantités suffisantes de métaux lourds aurait pu ajouter un élément important aux perspectives économiques de la mine. Le Bureau Conseil a établi l'existence de petites quantités ou des traces d'une large somme de métaux, mais il n'a pas été possible d'en déduire des conclusions dans ce rapport.

<sup>1</sup> Sur la base de la supposition que 7,5 tonnes de minerai sont requises pour produire une tonne nominale de concentré à 75% de BPL. Cette supposition est basée sur les recherches mêmes du Bureau Conseil et sur le rapport RP/BDI/77/03 de l'UNDP.



### 2.2.3. Matières Brutes Sulfureuses

Il est possible de traiter le phosphate de roche de diverses façons afin d'en exploiter la teneur P205 et de l'utiliser dans les engrais mais, de loin, la méthode la plus simple consiste à réactiver la roche à l'acide sulfurique, afin d'obtenir un acide phosphatique comme intermédiaire pour la production des engrais phosphatés solides.

Cette Etude doit donc considérer les perspectives du sulfure, des matières brutes sulfureuses et de l'acide sulfurique par rapport à un développement des engrais phosphatés, dont le siège serait au Burundi. L'importance d'un développement des engrais phosphatés (acide phosphorique) envisagée dans cette Etude (80 t/jour jusqu'à 200 t/jour équivalent P205) nécessiterait une fourniture de 20 000 à 60 000 t/an de sulfure, ou de son équivalent.

Il n'existe pas de gisements connus de sulfure indigène, n'importe où que ce soit au Burundi et pays avoisinants. Bien que l'étude géologique n'ait point spécifiquement révélé de sérieuses occurrences de minerais sulfurés au Burundi, il est reconnu que divers minéraux sulfurés (cuivre, cobalt, pyrites, etc...) sont présents en larges quantités dans les pays voisins : Zaire, Zambia, Zimbabwé et Uganda; des présences de sulfure sont également connues en Tanzanie.

Aux niveaux des prix courants, le coût du sulfure délivré dans un port de l'Afrique Orientale est dans la région de \$ 180 jusqu'à \$ 200 la tonne. On aura remarqué, dans une des sections antérieures de ce Rapport, que le prix actuel de transport des solides en vrac des ports côtiers jusqu'au Burundi est de l'ordre de \$ 70 à \$ 180 la tonne, dépendant de la route, élevant ainsi le prix des marchandises délivrées à \$ 270 - \$ 360 la tonne S. En accordant une marge pour le prix du traitement, cela donne un coût notionnel de production de l'acide sulfurique situé dans les environs de \$ 120 à \$ 150 la tonne de H2SO4 (équivalent du coût de l'acide à \$ 270 jusqu'à \$ 360 la tonne de P205). Suivant la matière brute sélectionnée pour la production ammoniacale, on a, similairement, estimé que l'acide nitrique pourrait être produit au Burundi pour \$ 60 à \$ 100/tonne de HNO3 (\$ 80 à \$ 130 la tonne, acidulation, l'équivalent de H2SO4). (Ajouté au simple désavantage de prix, il y a aussi le fait que l'obtention des matériaux sulfureux bruts provenant de l'extérieur du pays, impliquerait des exportations continues de devises étrangères, à des cours déterminés par l'emplacement du Marché et, de là, hors du contrôle du Gouvernement du Burundi).

L'option suivante consiste à considérer la perspective d'obtenir des fournitures suffisantes, soit de pyrites, soit d'acide sulfurique provenant des pays limitrophes, pays riches en sulfure.

Le Tableau 2.2.3.1. montre la production courante d'acide sulfurique, produit par les trois pays limitrophes. Au Zaïre, l'acide sulfurique est obtenu aussi bien des traitements de fusion que des importations de sulfure, car la production des fonderies seules est insuffisante pour satisfaire les demandes locales. En Zambie, presque tout l'ensemble 'acide sulfurique' provient des fonderies (cuivre et cobalt), en y ajoutant une petite quantité provenant des pyrites (résidus stériles des mines); fondamentalement, presque toute la production est éventuellement absorbée par le traitement du cuivre. En Zimbabwe, l'acide sulfurique est manufacturé aussi bien des pyrites que du soufre importé. On espère que le Zaïre et la Zambie pourront fournir des pyrites sous forme de résidus stériles des mines, si cette opération se montrait viable.

Les perspectives d'avoir des fournitures situées entre 100 000 et 200 000 tonnes d'acide sulfurique arrivant au Burundi de ses pays voisins sont très éloignées, puisque ces pays arrivent seulement à satisfaire leurs propres demandes en important du soufre. En sus, les coûts de transport impliqués pour délivrer l'acide sulfurique (contenant seulement 33% d'un équivalent-sulfure) seraient très élevés, si l'on considère les grandes distances à parcourir (mettons : entre 1000 et 3000 km) - le coût la tonne serait plus élevé que celui du sulfure solide.

Puisque de larges quantités de résidus de pyrites sont éliminées dans les opérations minières au Zaïre et en Zambie, et que la totalité, à part des fractions minimales, est utilisée pour produire de l'acide sulfurique, nous pouvons présumer qu'une certaine espérance demeure quand même, et que ces pyrites pourraient être délivrées au Burundi pour servir de stock d'alimentation de l'acide sulfurique. Mais là encore : les coûts de transport représentent le handicap principal. Les résidus stériles miniers ne contiendront, probablement, pas plus de 40% d'équivalent-sulfure et, de là, le coût de transport par tonne d'équivalent-sulfure, au kilomètre, serait 2fois $\frac{1}{2}$  celui du sulfure (qui, nous l'avons vu, est à \$ 70 la tonne sur 1600 km par l'intermédiaire des chemins de fer tanzaniens).

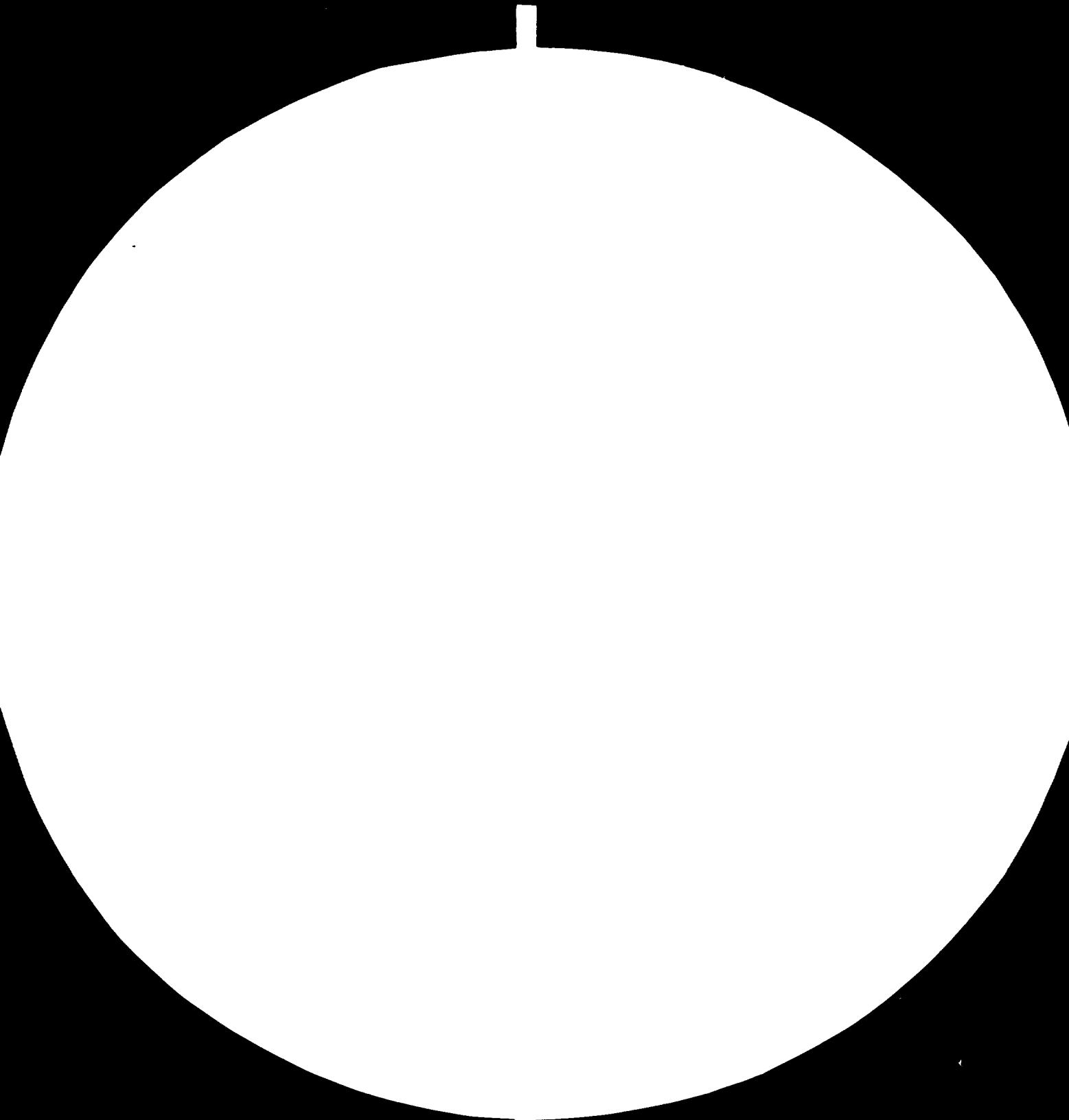
Les Conseillers partagent donc l'opinion - tenant compte des coûts continuels des Echanges pour acheter la matière brute sulfureuse, - que le Projet aurait plus de chance d'aboutir si l'on considérait l'utilisation d'un agent d'acidification disponible dans son pays natal du Burundi, c'est-à-dire : un acide nitrique de l'Ammoniac.

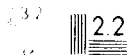
Tableau 2.2.3.1.

PRODUCTION COURANTE DE L'ACIDE SULFURIQUE DANS LES PAYS LIMITROPHES DU  
BURUNDI

<u>Pays</u>	<u>H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> provenant de sulfatés</u>	<u>H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> provenant du soufre</u>	<u>Observations</u>
Zaire	140 000 t.	55 000 t.	Fonderies de Cuivre
Zambie	250 000 t.	—	
Zimbabwe	50 000 t.	50 000 t.	







Microcopy Resolution Test Chart (NBS 1963-A)

U.S. GOVERNMENT PRINTING OFFICE: 1963 O 540091

### 2.3 Produits en Aval (N et P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

Il est très difficile, dans ce Rapport, de traiter séparément la question du choix, des nécessités d'azote en aval et des nécessités de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> en aval. Les possibilités de traitement des roches phosphatées et les perspectives d'approvisionnement en matières brutes sulfureuses sont telles, que les décisions concernant la meilleure manière d'exploiter le phosphate auront une influence décisive, très importante, sur le choix de l'azote en aval.

#### 2.3.1. Produits Phosphatés en Aval - Exploitations des Roches Phosphatées

Des investigations entreprises par les Conseillers, on a découvert que le gisement de phosphate de Matongo-Bandaga contenait de l'apatite à titre de minéral phosphaté primaire, mais avec des impuretés phosphatées substantielles sous forme de fer et, à un degré moindre, sous forme d'aluminium phosphaté.

Il n'y a aucune évidence, jusqu'à présent, qui laisserait supposer que le gisement contient des quantités consolidées d'aluminium phosphaté (wavellite), donc, la perspective du traitement du minerai, ou d'une partie du minerai, par calcination, selon le procédé sénégalais Thies peut être pratiquement éliminée. D'après l'expérience des Conseillers, les phosphates fer/aluminium de l'Ile Christmas ont aussi été traités de façon similaire.

L'énergie hydro-carbure est relativement coûteuse au Burundi et, de là, tout autre moyen de traitement thermique ne devrait être considéré qu'en l'absence de toute autre perspective.

D'après les investigations courantes des Conseillers, il serait préférable de considérer le minerai à titre de minerai qui contient de l'apatite et autres impuretés éliminées du phosphate, par exemple, par flottation; il est nécessaire de faire remarquer, à ce sujet, que les tests de flottation sont hors de la visée du projet courant, et jusqu'au jour où ces tests auront été performés sur un échantillon vraiment représentatif du minerai, il serait dangereux de spéculer sur le genre de concentré phosphaté qui pourrait être obtenu par le bienfait du procédé. Toutefois, et dans le but d'établir des évaluations économiques fondamentales relatives à ce projet, et exigées aux fins de cette Etude, nous avons développé l'ébauche d'une installation minière et d'un Plan de 'Bienfaisance' (Voir Section 3).

Supposons que notre impression actuelle soit confirmée au cours des investigations à l'avenir : il est fort probable que le concentré obtenu, quel qu'il soit, serait traité le plus favorablement par une acidification quelle qu'elle soit.

Les options seraient les suivantes :

- Une attaque par l'acide sulfurique, suivie d'une production de triple-superphosphates, phosphate d'ammoniaque, etc...
- Une attaque par l'acide nitrique, qui produirait un 'genre' de produit, c'est-à-dire : un engrais complexe et nitro-phosphaté.

Il semblerait que, pour des raisons logistiques, la perspective de fournir du sulfure ou de l'acide sulfurique au Burundi, dans le but d'acidifier les roches phosphatées, présenterait de sérieux désavantages. Une attaque par l'acide nitrique aurait l'avantage de satisfaire toutes les exigences requises d'un agent d'acidification et elles pourraient être satisfaites par la production ammoniacale au Burundi même. Toutefois, le rapport 'naturel'  $N:P_2O_5$  d'un régime de réaction nitriphosphaté est de 2:1 ( $N:P_2O_5$ )<sup>2/5</sup> alors que nous avons déjà observé que les demandes agronomiques burundiennes (pour toutes ses récoltes) étaient, grosso modo, situées à l'opposé (il semblerait cependant opportun de mentionner ici que les exigences agronomiques des cultures d'exportation et autres cultures qui seraient, vraisemblablement, les premières candidates du Programme de Fertilisation, seraient de l'ordre 2:1 -  $N : P_2O_5$ ).

### 2.3.2. Possibilités d'une Acidification Nitrique - Réduction du Rapport

$\frac{N:P_2O_5}{2-5}$

Une description des Procédés Nitrophosphatés est donnée à l'Annexe 4.

Un modèle régulier Odda (exemple : Nork Hydro) d'une route nitro-phosphatée donne un rapport  $N:P_2O_5$  d'environ 2 : 1; tout compromis, par exemple : la production d'une formule 1:1:1 de composés d'engrais, serait possible avec la génération des quantités d'ammoniaque-azote (à utiliser comme apprêt supérieur, par exemple). Le rapport général  $N : P_2O_5$  reste constant à 2 : 1.



Un autre moyen de réduction du rapport N:P205 à 1:1, ou au-dessous, consisterait à utiliser en supplément de l'acide phosphorique, de l'acide sulfurique, de l'acide carbonique et du sulfate d'ammoniaque, ou du sulfate de potassium avec de l'acide nitrique. Les trois premières de ces options ont bien fait leurs preuves, mais elles sont maintenant 'démodées' - La technologie 'PEC' (Produits et Engrais Chimiques); les deux dernières se situent dans les limites d'une technologie plus récente. L'adjonction du sulfate d'ammoniaque aux systèmes nitro-phosphatés a été établie sur le plan commercial par UKF/Stamicarbon, bien que, d'après les connaissances des Conseillers, l'usage du sulfate de potassium en capacité d'agent de réduction du rapport N : P205 n'a pas encore été pleinement mis à l'épreuve.<sup>1</sup>

A moins qu'un programme indépendant ne soit lancé au Burundi pour l'établissement de facilités de production de l'acide sulfurique pour d'autres procédés industriels (facilités qui, jusqu'à présent, n'ont pas été envisagées, tout au moins à la connaissance des Conseillers), l'utilisation de l'acide phosphorique, de l'acide sulfurique et du sulfate d'ammoniaque (qui aurait été dérivé de l'ammoniac et de l'acide sulfurique) peut être écartée, étant donné les motifs déjà expliqués.

Un régime azotique de nitro-phosphatés, c'est-à-dire : l'utilisation de l'acide carbonique et de l'acide nitrique pour former l'agent d'acidification, pourrait être envisagé, puisque si le projet est fondé sur l'emploi du gaz naturel (ou, peut-être, de la tourbe), l'acide de carbone deviendrait disponible comme produit dérivé; l'une des caractéristiques du processus 'Carbonitrique' est la très faible solubilité dans l'eau du P205 (même '0'); cela ne poserait peut-être pas de problème agronomique, étant donné l'acidité des terres du Burundi. A la connaissance des Conseillers, les systèmes carbonitriques du type 'PEC' n'ont jamais été employés de façon très étendue et ils ont été amplement déphasés en Europe au profit d'une technologie basée sur le phosphate d'ammoniaque; une installation, avec inclusion d'un traitement carbonitrique est toujours opérationnelle en Yougoslavie.

1 : voir également : Phosphorus & Potassium N°39 Janv/fév. 1968, pages 18 à 23.  
Phosphorus & Potassium N°40 Mars/avril 1969, pages 29 à 36.

Couramment, le Burundi importe pratiquement toute sa potasse, sous forme de sulfate, et il existe donc de bonnes perspectives de voir ce matériau utilisé comme stock d'apport dans une précipitation sulfurée d'un système Nitro-Phosphate. On a revendiqué qu'un rapport 17:34:17 pouvait être obtenu avec une précipitation de sulfate de potassium, mais cette revendication n'a pas encore été démontrée sur le plan commercial. La possibilité d'utiliser le sulfate de potassium conjointement avec l'acide carbonique - afin de réduire le rapport N : P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - vaut aussi la peine d'être examinée.

Un autre projet, qui produirait un matériau de faible titre, avec un rapport de N : P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de 1 : 2 directement, consisterait à effectuer un matériau du 'type superphosphate seul et azotique' (utilisant l'acide nitrique au lieu de l'acide sulfurique pour l'acidification, processus qui est étroitement apparenté à la vieille technologie de Lonza AG) avec, ou sans, adjonction de sulfate de potassium.

La recommandation des Conseillers serait, donc, de fonder le projet sur une sorte de 'route' nitro-phosphatée; Le tableau 2.3.2.1. donne des données spécifiques concernant la consommation pour divers régimes réalisables, y compris la route notionnelle du sulfate carbonitrique/potassium et les formulations 'superphosphate-azotique'. On devrait noter qu'un grand nombre de ces options donne un produit dont le titre est relativement faible, dans lequel tout le calcium s'y présente (sous forme de sulfate de calcium, phosphate de dicalcium, etc...), puisqu'il ne pouvait pas en être séparé par filtration. En sus, étant donné que le phosphate serait, principalement, sous forme de Bicalcium de Phosphate, la solubilité à l'eau serait très faible, ou même zéro. Ce phénomène ne présenterait pas nécessairement d'inconvénient au Burundi, où le bicalcium de phosphate a été importé pendant plusieurs années sous forme d'engrais phosphaté pour les sols de nature acide (pH 4 - 5 dans certaines régions).

Dans le but d'améliorer le minerai phosphaté et de l'élever à un degré d'acidification, il se pourrait que des quantités relativement importantes de fer (et d'aluminium) seront séparées et qu'elles pourraient, peut-être, être traitées d'une certaine manière afin de produire un seul engrais nutritif et phosphaté; à ce stade, toutefois, et faute d'informations relatives aux caractéristiques de flottation du minerai représentatif, on doit se contenter de considérer ces possibilités comme étant de pures spéculations.

Au cours de nombreuses années, on a accepté que l'emploi d'un phosphate de roche, soit en supplément de P2O5 d'une production composée, soit comme simple substance nutritive, représentait une pratique raisonnable en ce qui concerne les sols à haute-acidité (pH du sol au Burundi se situant entre 4 et 5 dans de nombreuses régions du pays)<sup>1</sup> - de nombreuses preuves sont mentionnées dans les écrits à ce sujet, de l'application réussie de certains types de phosphate de roche (-200 de mailles, en poudre ou en granulés) sur des sols dont le pH se situe entre 5 et 6.<sup>2-3</sup> L'adjonction de la roche broyée a un effet de chaulage en sus d'un enrichissement à long-terme du P2O5 du sol. La convenance du phosphate de roche pour des applications en qualité de granulés de roche dépend de sa réactivation (des roches hautement réactives, par exemple : les nord-africaines, conviennent le mieux, tandis que les roches ignées, par ex. Kola, conviennent le moins). Le phosphate burundien est du type igné, mais nous possédons peu de connaissances, jusqu'à présent, quant à sa réactivité; dans l'éventualité où il se révélerait relativement non-réactif, une acidification 'partielle' serait une des possibilités pour y remédier.

On sait qu'il existe des dépôts de tourbe relativement importants au Burundi, et un certain nombre d'Exposés ont été écrits sur l'utilisation avantageuse de la tourbe en qualité d'agent d'amélioration pour les terres à composé simple, communes dans les régions tropicales et semi-tropicales;<sup>4</sup> au Burundi, une utilisation combinée de formulations tourbe/chaux est aussi en cours d'étude, par le 'Programme Tourbe'. En vue de l'effet de chaulage du phosphate extrait des roches, l'usage de formulations tourbe/phosphate de roche serait avantageux.

1 ; Dept. de l'Industrie, Burundi.

2 : Divers écrits 'Seminar on Ground Phosphate Rock for Direct Application, International Fertilizer Development Centre/Israel. Fertilizer Research Centre Haifa Israel March 1978.

3 : Phosphorus & Potassium N°68 Nov/Dec 1973 pages 19 à 23

4 : Peat Granulate and Sub-tropical Soils, Professor Dr. Gerd Luttig International Peat Symposium 1980 Minnesota, USA.

**Tableau 2.3.2.1:  
CHIFFRES DE CONSOMMATION REPRESENTATIFS, POUR LES DIVERSES ROUTES NITRO-  
PHOSPHATES ET LES TENEURS**

	1	2	3	4*	5*	6*	7*	8*
Type du Processus	Précipitation Sulfate d'ammoniaque (USS Agri)	Odda Convention- nelle (Norsk Hydro)	Carbo- Azotique (PEC)	Adjonction de Sulfate de Potassium (PEC)	Adjonction Combinaison Carbo-azotique Sulfate de Potassium	Adjonction Combinaison Carbonitrique Sulfate de Potassium	Superphosphate azoté 9:16:0 31	
Titre du Produit N:P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> :K <sub>2</sub> O	17:17:17	16:16:18	16:14:0	11:12:12	14:12:6	9:12:12		8:14:6
Titre du phosphate de Roche, % P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	31	39	33	33	31	31		
<b>Consommation par t. de produit:</b>								
Phosphate de roche	0.61	0.42	0.428	0.364	0.366	0.395	0.53	0.46
Acide Nitrique 100%	0.73	0.69	0.393	0.347	0.386	0.289	0.47	0.41
Amoniaque, 100%	0.25	0.23	0.099	0.047	0.073	0.33		
Acide carbonique	0.28	0.15	0.073		0.053	0.029		
Gypse (preparation)	0.11							
Chlorure de potassium 62-63% K <sub>2</sub> O	0.27	0.30						
Sulfate de potassium 50% K <sub>2</sub> O				0.243	0.114	0.245		0.12
Enrobage	0.02		0.01					
<b>Credit</b>								
Nitrate d'Ammoniaque	0.50	0.49						
Calcium de carbonate	0.71	0.33						
<b>Utilities (typiques)</b>								
Vapeur, tonnes	0.5-1.0							
Puissance/KwH	50-70							
Fuel, tonnes	0.05-0.10							
Eaux du processus (Préparations) m.gal.0.5								

\* Ces variations font présumer que le sulfate de calcium restera dans le produit (en simple superphosphate) puisque, avec la magma de réaction produit, il est peu probable qu'il pourrait en être extrait.

Toutes les options, 3, 4, 5, 7 et 8 'Zéro' de solubilité-eau du P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, (dicalcium de phosphate présent dans tous les cas)

Les Conseillers offrent la considération suivante : un système de réaction nitrophosphaté, avec facilités de granulation à l'aide d'une cuve-cylindre ou d'un tambour, qui permettraient la production d'un certain nombre de formulations, que nous avons déjà examinées.

### 2.3.3. Produits Azotés en Aval

Il existe deux méthodes fondamentales, en ce qui concerne l'approche de la question : "Rapport N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>"; la première, consiste à essayer des tentatives similaires à celles que nous avons déjà exposées, afin de produire 'quelque chose' se rapprochant du produit 1:2 - N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, et en ligne avec l'ensemble des exigences agronomiques; l'autre consiste à reconnaître l'exemple historique de l'utilisation des engrais (environ 2:1 N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, résultant des applications sur des récoltes de primarité), puis, opter pour une technologie-standard des nitro-phosphatés, qui a bien fait ses preuves, fournissant des formulations 1:1:0, 1:1:1, 1.5:1:0.5, avec le co-produit - nitrate d'ammoniaque - disponible pour l'apprêt supérieur.

Le Tableau 2.3.3.1. donne le fractionnement des spécifications de capacité pour le projet intégral, qui tient également compte de la flexibilité du choix des formulations définitives N:P.

### 2.3.4. Production d'Engrais Complexes

Lorsqu'il aura été spécifié que les engrais phosphatés sont le produit d'une technologie 'Nitrophosphate', il s'ensuivra que des facilités d'azotage devront, elles aussi, être spécifiées, afin de fournir l'ammoniaque, l'acide nitrique et le nitrate d'ammoniaque. La capacité de l'acide nitrique est celle exigée pour une acidification nitrophosphatée : dépendant du régime de réaction dans le système des Nitrophosphates (où le nitrate d'ammoniaque pourrait jouer le rôle d'un produit associé - 'co-produit' - engendré par la double-décomposition du Nitrate de calcium); il ne serait peut-être pas nécessaire de produire le nitrate d'ammoniaque en neutralisant directement, quoique, par mesure de sécurité, un neutralisant/circuit de liqueur/AN devraient être incorporés dans le système.

Tableau 2.3.3.1.

FRACTIONNEMENT DES SPECIFICATIONS DE CAPACITE PROPOSEES POUR  
L'ENSEMBLE DU PROJET

<u>PRODUIT</u>	<u>tonnes/jour</u>	<u>tonnes/an</u>
Ammoniaque	100	25 à 30 000
Acide Nitrique (100% HNO <sub>3</sub> )	400	100 à 250 000
Nitrate d'Ammoniaque (Neutralisation dans le cas 33.5% N d'une production non-associée)	200	50 à 60 000
Engrais complèxes/ (50-30% de nutritifs, ternaires) Granulation ou	600-800 t/j 400-500 t/j	100 à 200 000 t/an
Formulations suggérées de produits: 15:10:5 ) 17:17:17 Nitro-Phosphate 9:12:12 )		
0:9:0	granulés de roche-magasin	
0:24:0	granulés de tourbe/roche-magasin	
5:22:0	acidulés partiels de roche-magasin	
0:20:10	roche-magasin + potasse	
Tonnage de roches-magasin pour les nitrophosphates		25 à 30 000 t/an
pour les formulations de roches-magasin		25 à 30 000 t/an

#### 2.4. Détermination de l'Emplacement du Projet

Idéalement, en vue de l'étroite intégration entre les projets Azote et Phosphate, d'après les formulations de cette Etude, le projet intégral devrait être situé au même endroit. Des facteurs divers favorisent des emplacements variés et leur résumé est le suivant :

##### 2.4.1. Complexe Azote

- (i) Les considérations concernant la construction de l'installation (c'est-à-dire : facilités de livraison des équipements), la disponibilité de volumes d'eau relativement importants et les déjections des effluents du liquide traité : tous ces facteurs favorisent une installation implantée à Bujumbura.
- (ii) Les considérations concernant la source des matières brutes favorisent les lieux suivants :
 

Gaz naturel du Kivu	- plaine du Ruzizi/Bujumbura
Tourbe	- Régions des dépôts de tourbe - N-E du Burundi
Puissance hydro-électrique	- Région de Gitega
- (iii) Les considérations concernant la livraison du produit favorisent Bujumbura, car :
  - (a) Bujumbura est déjà un centre de distribution implanté au Burundi; aucune distance n'est au-delà de 300 km.
  - (b) Considérant la possibilité d'établir un projet relatif à une consommation régionale dans le Pays des Grands Lacs, Bujumbura est un port établi, sur le Lac Tanganyika, qui serait utilisé pour les transports peu coûteux vers le Zaïre.

#### 2.4.1.1. Localisation recommandée de l'usine

Le choix de la localisation de l'usine devra être dirigé surtout par une optimisation des frais de transport des matières premières et des engrais dans la région en considération.

Les frais de transport routier au Burundi se montent actuellement à 22 FBU/tkm ou 0,24 \$/tkm. D'autre part, le transport du gaz naturel par un kilomètre du conduit coûtera initialement 0,090 \$ par tonne d'ammoniac ou 0,051 \$ par tonne d'urée. Comme déjà mentionné, ces derniers frais seront encore diminués à moitié dès que la capacité totale du conduit sera utilisée. Les frais de transport du gaz naturel seront donc presque cinq à dix fois inférieurs aux frais de transport de l'urée. Il ressort que les frais de transport routier des engrais seront prédominants pour le cas de la fabrication d'ammoniac sur la base du gaz naturel. La même constatation resterait valable pour une usine basée sur l'électrolyse d'eau, tandis que la conclusion serait renversée pour une usine basée sur la tourbe, car il faudrait transporter 1,9 tonnes de tourbe séchée à l'air pour une tonne d'urée.

La prochaine question est liée au territoire sur lequel les engrais pourront être distribués d'une manière économique par le transport routier à partir d'une seule usine d'ammoniac. Il faut rappeler que la capacité de cette usine, estimée dans le chapitre 2.3.3. pour toute la région, est dix fois inférieure à la capacité habituelle des usines construites au cours des dernières décades. A cause de cette taille modeste, le prix de revient des engrais provenant d'une seule usine en considération sera déjà sensiblement supérieur au prix sur le marché mondial aux endroits accessibles par le transport maritime.

Une subdivision de la capacité en considération parmi deux usines conduirait à une augmentation du prix de revient de l'urée au départ



de chaque usine. Un examen de la question montre que cette augmentation serait plusieurs fois supérieure à l'économie possible grâce à une diminution éventuelle des distances de transport à travers du territoire en considération.

Le territoire pouvant être alimenté d'une manière économique par des engrais peut être étendu largement, sans provoquer des frais excessifs de transport, si l'usine sera située au bord d'un grand lac, accessible pour la navigation. Une localisation de l'usine au bord d'un grand lac permettra également d'utiliser son eau pour les besoins de refroidissement en circuit ouvert, ce qui contribuera à une diminution des investissements et des frais d'exploitation par rapport à un cycle fermé de réfrigération. Le lac Tanganyika avec ses ports se prête d'une manière excellente pour ce but. Par cette voie, les engrais provenant d'une seule usine pourront être distribués à un prix modeste à travers d'un vaste territoire bien éloigné des océans.

Au bord du lac Tanganyika, le quartier industriel de Bujumbura offre plusieurs avantages pour la localisation d'une usine d'engrais azotés, à savoir:

- Proximité de la source du gaz du lac Kivu
- Proximité du port d'une capacité suffisante
- Disponibilité d'un aéroport international
- Disponibilité de certaines infrastructures, comme  
alimentation en eau des puits (pour l'eau d'appoint du procédé),  
alimentation en énergie électrique, certains services  
techniques, etc.

Le gaz du lac Kivu pourra être retiré à l'endroit le plus méridional de la partie profonde du bassin central, à savoir à une latitude sud de  $2^{\circ}13'$  et une longitude est de  $29^{\circ}08'$ . Cet endroit est situé à proximité de l'île Ijwi qui pourra être traversé par le conduit du gaz. Cette route semble préférable par rapport à une route au bord est du lac qui a une structure complexe. Un tracé possible du conduit entier

est représenté dans la fig.2.4.1.1.1. et décrit dans le tableau 2.4.1.1.1. Le tracé exact devra être étudié plus précisément, mais la distance ne dépassera guère 200 km.

L'usine d'engrais nécessitera certains éléments d'équipement dont les dimensions et les poids unitaires pourront dépasser les possibilités de transport par le chemin de fer via Dar Es Salaam et Kigoma et aussi celles d'un transport routier à partir du port de Mombasa. Le transport aérien pourra, cas échéant, surmonter ces limites d'une manière plus favorable que la subdivision des appareils pour un assemblage local. La piste de Bujumbura est adéquate pour permettre l'atterrissage de grands avions de transport.

Une usine basée sur l'électrolyse d'eau pourrait être localisée au même endroit à Bujumbura, tandis qu'une usine basée sur la tourbe devrait être localisée à côté des marais.

L'usine d'ammoniac basée sur le gaz naturel produira peu de rejets. L'eau condensée du procédé sera contaminée par une certaine teneur d'ammoniac, de dioxyde de carbone, de méthanol, d'autres matières organiques ainsi que par des traces de métaux, provenant des catalyseurs. Cette eau est habituellement rejetée, car son traitement serait en général plus coûteux qu'une déminéralisation de l'eau brute, qui est d'une bonne qualité à Bujumbura.

Un nombre de procédés a été proposé au cours des dernières années en vue d'une réduction de la pollution d'environnement par les contaminants ci-dessus<sup>30</sup>. Pour l'usine en considération, il ne semble pas nécessaire d'utiliser aucun de ces procédés. L'eau condensée en question pourra d'abord être diluée environ 400 fois dans l'eau de réfrigération et ensuite dans le vaste volume du lac Tanganyika.

Les rejets chimiques de l'installation de déminéralisation de l'eau seront neutralisés avant d'être rejetés à l'égout. Les produits de combustion du gaz naturel ne porteront pas des concentrations excessives des polluants d'atmosphère.

Tableau 2.4.1.1.

Tracé possible du conduit du gaz

Station flottante d'extraction à  $2^{\circ}13' S$ ,  $29^{\circ}08' E$ , 1460 m s.m.

↓	Conduit flottant	4 km
↓	Bord de l'Ile Ijwi à la même latitude	
↓	A travers de l'Ile Ijwi	16 km
↓	Bord de l'Ile Ijwi devant Nyamirundi	
↓	Conduit flottant	2 km
↓	Nyamirundi	
↓	Selon la route via Shanghi et Bushenge	25 km
↓	Shagasha	
↓	Selon la route	15 km
↓	Cyangugu	
↓	Selon la route au bord du lac Kivu	5 km
↓	Bukavu	
↓	Selon la route	34 km
↓	Bugarama	
↓	Selon la route dans la vallée du Ruzizi	4 km
↓	Rutemba	
↓	Selon la Route Nationale 5	80 km
↓	Bujumbura	
	$3^{\circ}22' S$ , $29^{\circ}21' E$ , 780 m s.m.	
	Total	185 km

Distance aérienne: 130 km

Différence des niveaux: 680 m

Une usine basée sur la tourbe devrait pouvoir disposer de 6 000 à 10 000 tonnes de cendres par an. Une usine basée sur l'électrolyse d'eau ne produirait presque aucun rejet polluant. Elle pourrait par contre fournir 50 000 tonnes d'oxygène par an, si ce dernier pouvait être utilisé au voisinage pour un but quelconque.

2.4.2. Complexe Phosphate

- (i) La mine doit être établie à Matongo-Bandaga, au nord-est de Bujumbura.
- (ii) Le processus d'amélioration des roches phosphatées pourrait, logiquement, être effectué et établi à la mine même, ou des facilités de production d'engrais phosphatés devraient être implantées. Ce processus d'amélioration consomme, relativement, de grands volumes d'eau, ce qui favorise Bujumbura.
- (iii) Les considérations concernant la construction de l'installation (c'est-à-dire : facilité de livraison des équipements), la disponibilité de l'eau et les déjections des effluents du liquide traité, tous ces facteurs favorisent l'érection de l'installation à Bujumbura. Puisque plusieurs des produits nitrés suggérés n'engendrent pas de volumes significatifs de déchets solides (par ex: sulfate de calcium) il n'y aurait pas de problèmes quant à l'enlèvement d'une matière de cette nature. Le produit secondaire le plus probable serait le carbonate de calcium, dont on pourrait disposer sous forme de produit agricole.
- (iv) Les considérations relatives à la source d'ammoniaque et d'acide nitrique favorisent un lieu d'implantation du complexe azote.
- (v) Les considérations relatives à la livraison du produit favorisent Bujumbura.

Après avoir considéré tous ces facteurs et après examen, Bujumbura émerge comme étant l'emplacement le plus avantageux pour le Projet Intégral.-

3. EVALUATION DU PROJET

3. EVALUATION DU PROJET

3.1. Calculs Economiques

3.1.1. Introduction

Le Bureau Conseil a introduit un certain nombre de suppositions relatives aux calculs économiques, et ce sur la base du plan de production d'engrais ci-devant recommande pour le Burundi et la région environnante. Ces calculs comprennent des estimations des coûts de production des matières premières des engrais, des produits intermédiaires et des produits finis au taux courant; l'analyse du cash flow de l'investissement global relatif à trois composés suggérés et l'effet des capacités d'usines sur le cash flow de l'investissement global.

Le plan de production de base est celui recommandé pour couvrir les besoins totaux de la Région du Grand Lac. Le plan comprend une mine et des installations d'enrichissement/lavage produisant 480,000 t.p.a. de minerais, et des usines pour la production de 30,000 t.p.a. d'ammoniac, 120,000 t.p.a. d'acide nitrique, et d'engrais complexes soit 240,000 t.p.a. du 9:12:12 ou 180,000 t.p.a. du 17:17:17 y compris 90,000 t.p.a. de nitrate d'ammonium sous-produit.

Il est prévu que la production de l'usine que l'on propose pourrait fournir trois différents produits à volonté et selon les exigences des besoins en engrais. Ceci est désigné comme suit:

Projet 1: Production du complexe 9:12:12 uniquement

Projet 2: Production du complexe 17:17:17 (et utilisation du nitrate d'ammonium sous-produit

Projet 3: Production du nitrate d'ammonium uniquement.

3.1.2. Evaluation des Coûts d'Exploitation Courants

Les calculs des coûts d'exploitation du minerai de phosphate et d'ammoniac sont donnés plus amplement dans l'Appendice 1 et Section 3.1. respectivement.

Le Bureau Conseil a calculé le coût d'exploitation du minerai de phosphate à partir des gisements phosphatiers de Matongo-Bandaga (Section 2.2.2.1.) de l'ammoniac à partir du gaz naturel du Lac Kivu, de l'acide nitrique, du nitrate d'ammonium et des engrais complexes au Burundi. Ainsi que précisé ci-devant dans le rapport, le coût d'exploitation du minerai de phosphate dépend de la teneur en P2O5 des gisements. Le Bureau Conseil a donc inclus un coût "meilleure probabilité" de \$250 par tonne de phosphate dans les estimations des coûts d'exploitation. Ces coûts sont basés sur les cours en vigueur fin 1980.

Les coûts d'investissement pour chaque usine sont donnés en détails dans le tableau suivant, et sont basés sur des données dont dispose le Bureau Conseil. De même, les consommations unitaires des différents procédés sont dérivés des mêmes sources.

Le coût unitaire des fournitures dans les cas où ceci fut possible, a été donné par différentes sources au Burundi, autrement, il est basé sur des données dont dispose le Bureau Conseil. Un résumé des coûts unitaires est donné.

Les coûts d'exploitation ont été calculés pour un taux de production de 300 jours par an. Les frais d'entretiens et d'assurances ont été estimés être le 5% de l'investissement total annuel. Les usines se déprécient sur une durée de 15%, et les taux d'intérêt sont basés sur un emprunt à 100%, remboursable en 10 ans à 10% par an. Les commercialisation/ventes sont estimées être le 5% du sous-total de tous les coûts d'exploitation, et sont incluses pour couvrir les coûts de commercialisation des produits finis uniquement, i.e. non des produits intermédiaires. Ces coûts sont



distincts des coûts administratifs relatifs aux frais de transport et de stockage d'engrais à travers le Burundi et pour lesquels des estimations distinctes ont été calculées dans le coût de stockage et de transport. Le crédit admissible par rapport à la production du nitrate d'ammonium sous-produit à partir du complexe 17:17:17 est basé sur les prix de nitrates d'ammonium importés et livrés à Bujumbura en vigueur fin 1980.

RESUME DES L'INVESTISSEMENTS

	<u>PRODUIT</u>			
	Acide Nitrique	Nitrate d'Ammonium	D'engrais complexes	
Capacite (t.p.j.)	400	200	600	800
Unité du production prope	13.0	6.8	28.5	24.3
Installations auxilliaires	2.0	3.4	12.3	14.6
Investissement total	<u>15.0</u>	<u>10.2</u>	<u>32.8</u>	<u>38.9</u>

COÛT UNITAIRE

Gaz Naturel	\$0.068/Nm <sup>3</sup>
Phosphate Naturel	\$500/tonne
	et \$250/tonne
Sulfate de potassium (50% K <sub>2</sub> O)	\$317/tonne
Chlorure de potassium (60% K <sub>2</sub> O)	\$252/tonne
Vapeur	\$13.00/tonne
Electricité	\$0.045/kWh
Fuel Oil	\$432/tonne
Eaux pour traitement	\$0.01/tonne
Eaux de refroidissement	\$0.01/tonne
Eaux pour chaudière	\$0.30/tonne
Sacs (50 kg)	\$0.50/sac
Main d'oeuvre (moyenne)	\$14,286 p.a.

RESUME DES COÛTS D'EXPLOITATION PAR USINE

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>PRODUIT</u>	<u>Capacité t.p.j.</u>	<u>Coût du Phosphate naturel, \$ par tonne</u>	<u>Coût d'exploitation, \$ par tonne de produit</u>
Ammoniac	100	-	220
Acide Nitrique	400	-	77.80
Nitrate d'Ammonium	200	-	171.30
NPK (9:12:12)	800	500	414.16
	800	250	310.47
NPK (17:17:17)	600	500	440.59
	600	250	280.47

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Ammoniac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 100 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$ 20.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire, \$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Gaz Naturel	970 Nm <sup>3</sup>	0.068	66.00
Electricité	600 kWh	0.045	27.00
Catalyseur et eaux	-	2.00	2.00
Main d'oeuvre	42 hommes	14,286 p.a.	20.00
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			33.00
			<hr/>
Coût total			148.00
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			72.00
Coût d'exploitation			<hr/> 220.00

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Acide Nitrique

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 400 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$15.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.282 tonnes	220	62.04
Eau de refroidissement	0.13 tonnes	0.01	-
Electricité	25 kWh	0.045	1.13
Vapeur (Credit)	0.65 tonnes	13.00	(8.45)
Eaux pour chaudière	1.17 tonnes	0.30	0.35
Main d'oeuvre	25 hommes	14,286 p.a.	2.98
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			6.25
			<hr/>
Coût total			64.30
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			13.50
Coût d'exploitation			<hr/>
			77.80

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Nitrate d'Ammonium

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 200 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$10.2 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.213 tonnes	220	46.86
Acide Nitrique	0.787 tonnes	77.80	61.23
Eau de refroidissement	20 tonnes	0.01	0.20
Electricité	24 kWh	0.045	1.08
Vapeur	0.16 tonnes	13.00	2.08
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.5	10.00
Main d'oeuvre	66 hommes	14,286 p.a.	15.71
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.50</u>
Sous-total			145.66
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>7.28</u>
Coût total			152.94
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			18.36
Coût d'exploitation			<u>171.30</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	500	197.50
Acide Nitrique	0.289 tonnes	77.80	22.48
Ammoniac	0.033 tonnes	220	7.26
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	9.88
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.10</u>
Sous-total			377.76
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>18.89</u>
Coût total			396.65
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.51
Coût d'exploitation			<u>414.16</u>



BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire,\$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	250	98.75
Acide Nitrique	0.289 tonnes	77.80	22.48
Ammoniac	0.033 tonnes	220	7.26
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	9.88
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.10</u>
Sous-total			279.01
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>13.95</u>
Coût total			<u>292.96</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.51
Coût d'exploitation			<u>310.47</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire, \$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	500	305.00
Acide Nitrique	0.73 tonnes	77.80	56.79
Ammoniac	0.25 tonnes	220	55.00
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	10.56
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>9.11</u>
Sous-total			400.87
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>20.04</u>
Coût total			420.91
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			19.68
Coût d'exploitation			<u>440.59</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	250	152.50
Acide Nitrique	0.73 tonnes	77.80	56.79
Ammoniac	0.25 tonnes	220	55.00
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kwh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	10.56
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>9.11</u>
Sous-total			248.37
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>12.42</u>
Coût total			260.79
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			19.68
Coût d'exploitation			<u>280.47</u>

### 3.1.3. Analyse des Sensibilités

Il est de l'opinion du Bureau Conseil que le facteur critique en ce qui concerne le projet d'implantation d'une industrie des engrais au Burundi est la capacité de production. Les chapitres précédents indiquent que les niveaux de demande en engrais au Burundi et dans la région du Grand Lac sont très faibles, et que le fonctionnement de toute usine projetée se situerait dans une gamme où le coût d'exploitation serait très sensible aux capacités choisies. Cette sensibilité s'émousse à mesure que les capacités choisies croissent et qu'il devient possible de recueillir les bénéfices issus de l'économie de taille.

Afin de démontrer l'influence de la capacité de production sur les projets, deux analyses distinctes ont été faites. En premier lieu, la capacité de production de l'usine est restreinte par le nombre des jours de fonctionnement. Dans ce cas des coûts d'exploitation ont été calculés pour un fonctionnement de 150 jours et 330 jours par an. En second lieu, la capacité initiale de l'usine, sur la base de la production journalière, a été changée mais avec un fonctionnement fixe (330 jours par an). Et dans ce cas, l'analyse du cash flow a été faite pour chacun des projets et pour les différentes capacités d'usines choisies. Le choix supposé d'une faible capacité (basée sur 45 t.p.j. d'ammoniac) correspond à la consommation d'engrais régionale du Burundi uniquement. Le choix supposé d'une capacité élevée (200 t.p.j. d'ammoniac) a été choisi pour démontrer l'accroissement des profits en fonction des économies de taille des unités de production plus importantes.

### 3.1.4. Variation du Taux de Fonctionnement

Les coûts d'exploitation suivants ont été calculés sur la base d'un taux de fonctionnement de 300, 150 et 330 jours respectivement. Un résumé du coût par tonne produite est donné pour chaque taux de fonctionnement, et l'ensemble des coûts est illustré dans un graphique.

RESUME DES COÛTS D'EXPLOITATION PAR USINE

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>PRODUIT</u>	<u>Capacité t.p.j.</u>	<u>Coût du Phosphate naturel, \$ par tonne</u>	<u>Coût d'exploitation, \$ par tonne de produit</u>
Ammoniac	100	-	220
Acide Nitrique	400	-	77.80
Nitrate d'Ammonium	200	-	171.30
NPK (9:12:12)	800	500	414.16
	800	250	310.47
NPK (17:17:17)	600	500	440.59
	600	250	280.47

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Ammoniac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 100 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$20.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire, \$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Gaz Naturel	970 Nm <sup>3</sup>	0.068	66.00
Electricité	600 kWh	0.045	27.00
Catalysateur et eaux	-	2.00	2.00
Main d'oeuvre	42 hommes	14,286 p.a.	20.00
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			33.00

Cout total	148.00
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.	72.00
Cout d'exploitation	220.00

BASE: Conditions d'exploitation de 1990

PRODUIT: Acide Nitrique

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 400 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$15.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.282 tonnes	220	62.04
Eau de refroidissement	0.13 tonnes	0.01	-
Electricité	25 kWh	0.045	1.13
Vapeur (Credit)	0.65 tonnes	13.00	(8.45)
Eaux pour chaudière	1.17 tonnes	0.30	0.35
Main d'oeuvre	25 hommes	14,286 p.a.	2.98
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			6.25
Coût total			<u>64.30</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			13.50
Coût d'exploitation			<u>77.80</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Nitrate d'Ammonium

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 200 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$10.2 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire,\$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.213 tonnes	220	46.86
Acide Nitrique	0.787 tonnes	77.90	61.23
Eau de refroidissement	20 tonnes	0.01	0.20
Electricité	24 kWh	0.045	1.08
Vapeur	0.16 tonnes	13.00	2.08
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.5	10.00
Main d'oeuvre	66 hommes	14,286 p.a.	15.71
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.50</u>
Sous-total			145.66
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>7.28</u>
Coût total			152.94
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			18.36
Coût d'exploitation			<u>171.30</u>



BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	500	197.50
Acide Nitrique	0.289 tonnes	77.80	22.48
Ammoniac	0.033 tonnes	220	7.26
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	9.88
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.10</u>
Sous-total			377.76
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>18.89</u>
Coût total			<u>396.65</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.51
Coût d'exploitation			<u>414.16</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire,\$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	250	98.75
Acide Nitrique	0.289 tonnes	77.80	22.48
Ammoniac	0.033 tonnes	220	7.26
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	9.88
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.10</u>
Sous-total			279.01
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>13.95</u>
Coût total			292.96
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.51
Coût d'exploitation			<u>310.47</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire, \$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	500	305.00
Acide Nitrique	0.73 tonnes	77.80	56.79
Ammoniac	0.25 tonnes	220	55.00
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	10.56
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>9.11</u>
Sous-total			400.87
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>20.04</u>
Coût total			420.91
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			19.68
Coût d'exploitation			<u>440.59</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	250	152.50
Acide Nitrique	0.73 tonnes	77.80	56.79
Ammoniac	0.25 tonnes	220	55.00
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	10.56
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>9.11</u>
Sous-total			248.37
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>12.42</u>
Cout total			260.79
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			19.68
Cout d'exploitation			<u>280.47</u>

RESUME DES COUTS D'EXPLOITATION PAR USINE

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>PRODUIT</u>	<u>Capacité t.p.j.</u>	<u>Coût du Phosphate naturel, \$ par tonne</u>	<u>Coût d'exploitation, \$ par tonne de produit</u>
Ammoniac	100	-	208.63
Acide Nitrique	400	-	72.52
Nitrate d'Ammonium	200	-	160.41
NPK (9:12:12)	800	500	408.85
	800	250	305.16
NPK (17:17:17)	600	500	429.90
	600	250	269.77

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Ammoniac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 100 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$ 20.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Gaz Naturel	970 Nm <sup>3</sup>	0.068	66.00
Electricité	600 kWh	0.045	27.00
Catalysateur et eaux	-	2.00	2.00
Main d'oeuvre	42 hommes	14,286 p.a.	18.18
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			30.00

Coût total	<u>143.18</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.	65.45
Coût d'exploitation	<u>208.63</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Acide Nitrique

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 400 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$15.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.282 tonnes	208.63	58.83
Eau de refroidissement	0.13 tonnes	0.01	-
Electricité	25 kWh	0.045	1.13
Vapeur (Credit)	0.65 tonnes	13.00	(8.45)
Eaux pour chaudière	1.17 tonnes	0.30	0.35
Main d'oeuvre	25 hommes	14,286 p.a.	2.71
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			5.68
Coût total			<u>60.25</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			12.27
Coût d'exploitation			<u>72.52</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Nitrate d'Ammonium

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 200 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$10.2 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.213 tonnes	208.63	44.44
Acide Nitrique	0.787 tonnes	72.52	57.07
Eau de refroidissement	20 tonnes	0.01	0.20
Electricité	24 kWh	0.045	1.08
Vapeur	0.16 tonnes	13.00	2.08
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.5	10.00
Main d'oeuvre	66 hommes	14,286 p.a.	14.28
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>7.73</u>
Sous-total			136.88
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>6.84</u>
Coût total			143.72
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			16.69
Coût d'exploitation			<u>160.41</u>



BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	500	197.50
Acide Nitrique	0.289 tonnes	72.52	20.96
Ammoniac	0.033 tonnes	208.63	6.88
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	8.98
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>7.36</u>
Sous-total			374.22
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>18.71</u>
Coût total			392.93
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			15.92
Coût d'exploitation			<u>408.85</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	250	98.75
Acide Nitrique	0.289 tonnes	72.52	20.96
Ammoniac	0.033 tonnes	208.63	6.88
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	8.98
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>7.36</u>
Sous-total			275.47
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>13.77</u>
Coût total			289.24
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			15.92
Coût d'exploitation			<u>305.16</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	500	305.00
Acide Nitrique	0.73 tonnes	72.52	52.94
Ammoniac	0.25 tonnes	208.63	52.16
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	9.60
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.28</u>
Sous-total			392.39
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>19.62</u>
Coût total			412.01
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.89
Coût d'exploitation			<u>429.90</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 330 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire,\$</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	250	152.50
Acide Nitrique	0.73 tonnes	72.52	52.94
Ammoniac	0.25 tonnes	208.63	52.16
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	9.60
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>8.28</u>
Sous-total			239.89
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>11.99</u>
Coût total			251.88
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			17.89
Coût d'exploitation			<u>269.77</u>

RESUME DES COUTS D'EXPLOITATION PAR USINE

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>PRODUIT</u>	<u>Capacité t.p.j.</u>	<u>Coût du Phosphate naturel, \$ par tonne</u>	<u>Coût d'exploitation, \$ par tonne de produit</u>
Ammoniac	100	-	345
Acide Nitrique	400	-	135.78
Nitrate d'Ammonium	200	-	290.96
NPK (9:12:12)	800	500	472.48
	800	250	368.79
NPK (17:17:17)	600	500	558.19
	600	250	398.06

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Ammoniac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 100 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$20.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Gaz Naturel	970 Nm <sup>3</sup>	0.068	66.00
Electricité	600 kWh	0.045	27.00
Catalysateur et eaux	-	2.00	2.00
Main d'oeuvre	42 hommes	14,286 p.a.	40.00
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			66.00
			<hr/>
Coût total			201.00
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			144.00
Coût d'exploitation			<hr/> 345.00

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Acide Nitrique

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 400 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$15.0 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.282 tonnes	345	97.29
Eau de refroidissement	0.13 tonnes	0.01	-
Electricité	25 kWh	0.045	1.13
Vapeur (Credit)	0.65 tonnes	13.00	(8.45)
Eaux pour chaudière	1.17 tonnes	0.30	0.35
Main d'oeuvre	25 hommes	14,286 p.a.	5.96
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			12.50
Côût total			<u>108.78</u>
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			27.00
Côût d'exploitation			<u>135.78</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Nitrate d'Ammonium

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 200 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$10.2 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Ammoniac	0.213 tonnes	345	73.49
Acide Nitrique	0.787 tonnes	135.78	106.86
Eau de refroidissement	20 tonnes	0.01	0.20
Electricité	24 kWh	0.045	1.08
Vapeur	0.16 tonnes	13.00	2.08
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.5	10.00
Main d'oeuvre	66 hommes	14,286 p.a.	31.42
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>17.00</u>
Sous-total			242.13
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>12.11</u>
Coût total			254.24
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			36.72
Coût d'exploitation			<u>290.96</u>



BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	500	197.50
Acide Nitrique	0.289 tonnes	135.78	39.24
Ammoniac	0.033 tonnes	345	11.39
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	19.76
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>16.20</u>
Sous-total			416.63
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>20.83</u>
Côût total			437.46
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			35.02
Côût d'exploitation			<u>472.48</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (9:12:12)

DATE DE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 800 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$38.9 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.395 tonnes	250	98.75
Acide Nitrique	0.289 tonnes	135.78	39.24
Ammoniac	0.033 tonnes	345	11.39
Sulfate de Potassium	0.245 tonnes	317	77.67
Bioxyde de Carbone	0.029 tonnes	-	-
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	166 hommes	14,286 p.a.	19.76
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>16.20</u>
Sous-total			317.88
Commercialisation/ventes @ 5% de sous-total			<u>15.89</u>
Coût total			333.77
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			35.02
Coût d'exploitation			<u>368.79</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	500	305.00
Acide Nitrique	0.73 tonnes	135.78	99.12
Ammoniac	0.25 tonnes	345	86.25
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	21.12
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>18.22</u>
Sous-total			494.12
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>24.71</u>
Coût total			518.83
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			39.36
Coût d'exploitation			<u>558.19</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: NPK (17:17:17)

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 600 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$32.8 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 150 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire,\$</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Phosphate Naturel	0.61 tonnes	250	152.50
Acide Nitrique	0.73 tonnes	135.78	99.12
Ammoniac	0.25 tonnes	345	86.25
Bioxyde de Carbone	0.28 tonnes	-	-
Chlorure de Potassium	0.27 tonnes	252	68.04
Vapeur	0.75 tonnes	13.00	9.75
Electricité	60 kWh	0.045	2.70
Eaux pour traitement	2 tonnes	0.01	0.02
Fuel Oil	0.075 tonnes	432	32.40
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Nitrate d'Ammonium (credit)	0.50 tonnes	317	(158.50)
Carbonate de Calcium (credit)	0.71 tonnes	-	-
Main d'oeuvre	133 hommes	14,286 p.a.	21.12
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>18.22</u>
Sous-total			341.62
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>17.08</u>
Coût total			358.70
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			39.36
Coût d'exploitation			<u>398.06</u>

# EFFET DU TAUX D'OPERATION SUR LE COUT DE PRODUCTION

NPK 17:17:17  
(\$500/t  
de phosphate)

NPK 9:12:12  
(\$400/t  
de phosphate)

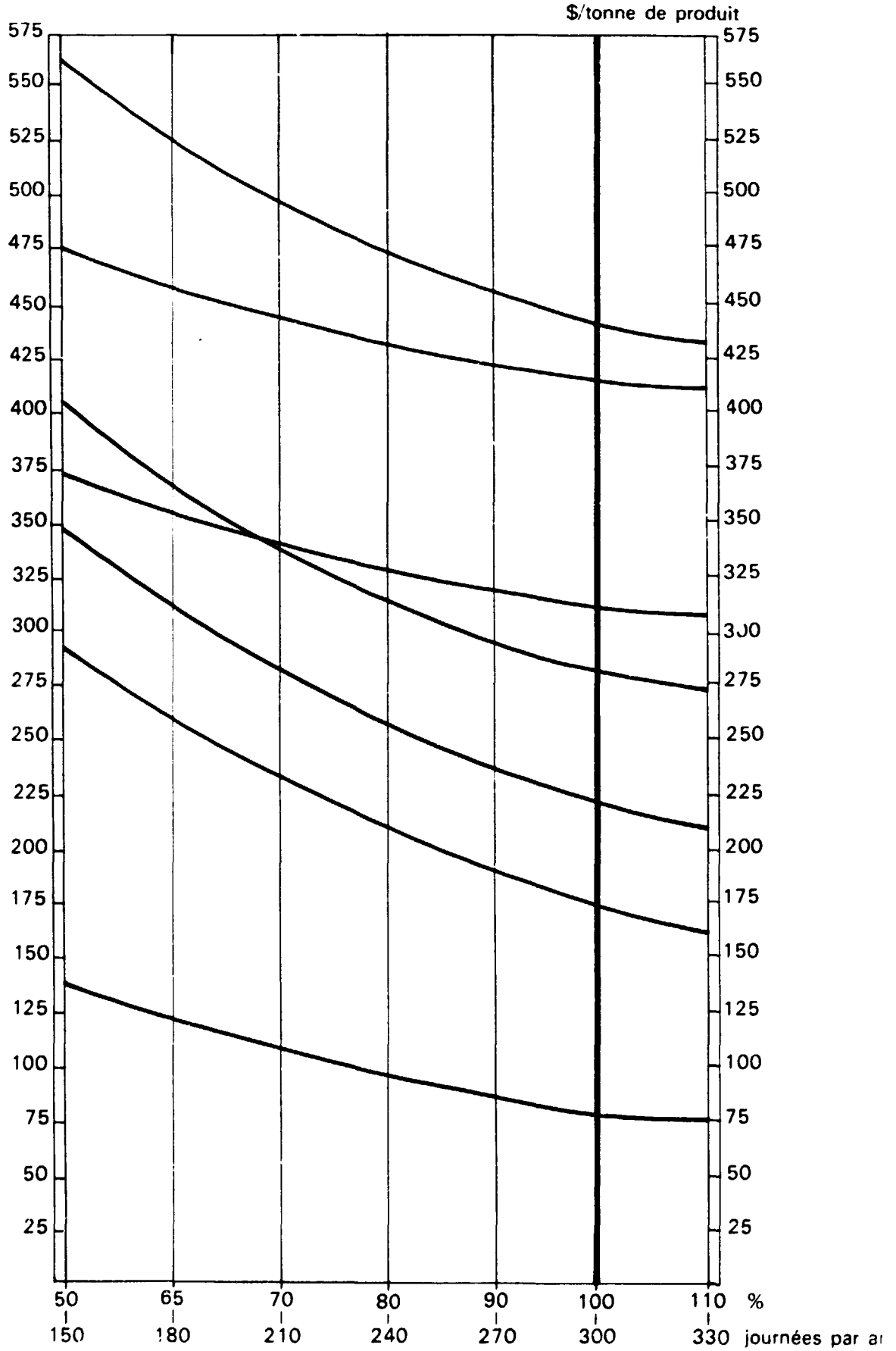
NPK 17:17:17  
(\$350/t de  
phosphate)

NPK 9:12:12  
(\$350/t de  
phosphate)

ammoniac

nitrate  
d'ammonium

acid nitrique



3.1.5. Cash Flow de l'Investissement Total - Cas de Base

Les calculs du cash flow ont été faits pour chacun des projets proposés sur la base du capital et des coûts de fonctionnement donnés dans le chapitre précédent. Il n'y a pas été inclus un accroissement relatif à l'inflation durant la période couverte par l'étude.

3.1.5.1. Investissements

Les investissements dans les usines pour chaque projet sont basés sur des données dont dispose le Bureau Conseil.

Les coûts d'entrepôts de stockage ont été calculés sur la base des divers investissements dans les dépôts donnés dans l'appendice 1 et résumés dans le tableau 1.3.1.2. La production prévue pour chaque projet durant l'année est supposée être distribuée aux régions selon les mêmes parts telles que données en détails dans le chapitre sur la distribution (Section 1.3.1.). Les capacités des dépôts ont été calculées selon les mêmes suppositions données dans l'appendice 1, et leurs coûts calculés selon la méthode suivante:

$$\left[ \frac{\text{Capacité}_{(\text{Region, Projet})}}{\text{Capacité}_{(\text{Region, Distribution})}} \right]^{0.6} = \left[ \frac{\text{Coût de stockage}_{(\text{Region, Projet})}}{\text{Coût de stockage}_{(\text{Region, Distribution})}} \right]$$

Le stockage à l'usine qui a été évalué selon la même méthode, représente des frais d'investissements distincts de ceux de l'usine même, i.e. les coûts d'investissements dans une usine d'engrais finis n'incluent pas leur stockage.

Le capital d'investissement pour les camions a été calculé selon la méthode suivie dans l'Annexe 1, tenant compte des changements par rapport aux types produits, et de leur distribution, ainsi que des changements par rapport aux distances de livraison qui en découlent.

Le capital d'exploitation a été estimé être le 10% des investissements totaux requis pour le projet. Il est remboursé l'année finale du projet (15<sup>e</sup> année). Un crédit de 10% pour mise au rebut en cette date a été alloué à tous les autres investissements.

#### 3.1.5.2. Bénéfice

Le prix unitaire de chaque produit fini, i.e. celui du complexe 9:12:12, de complexe 17:17:17 et du nitrate d'ammonium a été calculé sur la base des prix à l'importation plus les coûts de distribution aux diverses régions, en vigueur fin 1980. Le bénéfice total pour chaque produit a été calculé à partir des prix régionaux et consommations régionales appropriées.

#### 3.1.5.3. Coûts d'Exploitation

Les coûts d'exploitation ont été calculés pour un taux de fonctionnement de 300 jours par an.

Les coûts de fonctionnement du stockage sont basés sur les mêmes principes donnés dans l'appendice 1. La main-d'oeuvre est supposée être la même, quelque soit la taille du stockage. Le coût de transport a de même été calculé tel qu'auparavant, les différences de coûts étant dus principalement aux variations des distances couvertes. Le taux de remboursement pour chaque projet a été calculé.

3.1.6. Variations des Capacités d'Usine

A l'exception de la mine et ses installations en aval, tous les investissements ont été accrus en fonction de la taille. Afin de simplifier les données, il a été supposé que les investissements dans la mine et ses installations seraient les mêmes quelque soit le taux d'exploitation, étant donné que l'ensemble de l'équipement serait de toute façon requis.

Les bénéfices ont été calculés sur la base de la distribution régionale telle que décrite dans l'analyse du cas de base.

Les coûts d'exploitation ont été calculés selon la même méthode que les estimations des coûts d'exploitation, à l'exception du phosphate naturel. Ainsi donc, les coûts d'exploitation ont été accrus en proportion. Les coûts de stockage et de transport ont été calculés selon la même méthode.

Pour le cash flow de chaque investissement, le taux de remboursement a été calculé pour chaque projet, et l'ensemble est résumé dans le tableau ci-joint. Ils sont aussi illustrés dans un graphique.



RESUME DES TAUX DE REMBOURSEMENT EN FONCTION  
DES CAPACITES D'USINES

<u>PRODUIT</u>	<u>TAUX DE REMBOURSEMENT</u>		
	<u>PROJET 1</u> <u>9:12:12</u>	<u>PROJET 2</u> <u>17:17:17 + AN<sup>1</sup></u>	<u>PROJET 3</u> <u>AN<sup>1</sup> UNIQUEMENT</u>
Faible capacité (45 t.p.j. NH <sub>3</sub> )	-8.53%	+8.14%	-5.65%
Capacité Recommandée (e.g. 100 t.p.j. NH <sub>3</sub> )	-0.47%	+21.78%	+17.16%
Capacité élevé (e.g. 200 t.p.j. NH <sub>3</sub> )	+8.25%	+43.76%	+33.43%

<sup>1</sup>Nitrate d'ammonium.

RÉSUMÉ DE L'INVESTISSEMENT TOTAL PAR PROJET RELATIVEMENT AUX SPÉCIFICATIONS DES  
CAPACITÉS ALTERNATIVES

<u>INVESTISSEMENTS</u>	PROJET 1 - (9:12:12 SEULEMENT)			PROJET 2 - (17:17:17 ET AN) <sup>1</sup>			PROJET 3 - (AN SEULEMENT)			
	CAPACITÉ '000 t.p.a.	INVESTISSEMENT \$ million		CAPACITÉ '000 t.p.a.	INVESTISSEMENT \$ million		CAPACITÉ '000 t.p.a.	INVESTISSEMENT \$ million		
Mine et Enrichissement	216	60.10		216	60.10					
	480	60.10		480	60.10					
	960	60.10				60.10				
Ammoniac	6.48	12.39		6.48	12.39		6.48	12.39		
	30	20.00		30	20.00		30	20.00		
	60	30.31		60	30.31		60	30.31		
Acide Nitrique	54	9.29		54	9.29		54	9.29		
	120	15.00		120	15.00		120	15.00		
	240	22.74		240	22.74		240	22.74		
Nitrate d'ammonium							27	6.32		
							60	10.20		
							120		15.46	
D'engrais complexes (9:12:12)	108	24.09								
	240	38.90								
	480	58.96								
D'engrais complexes (17:17:17)				81	20.31					
				180	32.80					
				360	49.72					
Entrepôts de stockage		19.06	31.55	45.96	20.22	33.88	48.41	8.28	13.81	20.03
Camions		1.97	3.23	5.74	2.05	3.38	6.22	1.26	1.42	2.05
Investissement pour le projet		<u>126.90</u>	<u>168.78</u>	<u>223.81</u>	<u>124.36</u>	<u>165.16</u>	<u>217.50</u>	<u>31.54</u>	<u>60.43</u>	<u>90.59</u>
Capital d'exploitation à 10%		12.69	16.88	22.38	12.44	16.52	21.75	3.75	6.04	9.06
Investissement total		<u>139.59</u>	<u>185.66</u>	<u>246.19</u>	<u>136.80</u>	<u>181.68</u>	<u>239.25</u>	<u>45.29</u>	<u>66.47</u>	<u>99.65</u>

Plus une tonne de nitrate d'ammonium sous-produit pour 2 tonnes de complexes.

CASHFLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 240,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES  
9:12:12 POUR D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.00
Ammoniac	- 20.00														+ 2.00
Acide Nitrique	- 15.00														+ 1.50
Nitrate d'Ammonium	-														
D'engrais complexes(800)	- 38.90														+ 3.89
Entrepôts de stockage	- 31.55														+ 3.16
Camions	- 3.23														+ 0.32
Capital d'exploitation	- 16.88														+ 16.88
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexe (9:12:12)	+ 85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+85.76	+ 85.76
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	-20.80	- 20.80
Installations d'appui	- 51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	-51.98	- 51.98
Stockage et transport	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14	- 3.14
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-176.48</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 9.72</u>	<u>+ 42.94</u>

Taux de Remboursement = -0.47%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 180,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES 17:17:17  
(ET 90,000 t.p.a. DE NITRATE D'AMMONIUM SOUS-PRODUIT) POUR  
D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.01
Ammoniac	- 20.00														+ 2.00
Acide Nitrique	- 15.00														+ 1.50
	-														-
D'engrais Complexes(600)	- 32.80														+ 3.28
Entrepôts de stockage	- 33.88														+ 3.39
Camions	- 3.38														+ 0.34
Capital d'exploitation	- 16.52														+ 16.52
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexes (17:17:17)	+ 98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+98.73	+ 98.73
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	-14.40	- 14.40
Installations d'appui	- 46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99	-46.99
Stockage et transport	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46	- 3.46
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-147.80</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+33.88</u>	<u>+ 66.92</u>

Taux de Remboursement = +21.78%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 60,000 t.p.a. NITRATE D'AMMONIUM POUR D'UREE  
DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine															
Ammoniac	- 20.00														+ 2.00
Acide Nitrique	- 15.00														+ 1.50
Nitrate d'Ammonium	- 10.20														+ 1.02
D'engrais Complexes	-														
Entrepôts de stockage	- 13.81														+ 1.38
Camions	- 1.42														+ 0.14
Capital d'exploitation	- 6.04														+ 6.04
<u>REVENUS</u>															
Nitrate d'Ammonium	+ 20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+20.54	+ 20.54
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98	- 1.98
Installations d'appui	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89	- 6.89
Stockage et transport	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15	- 1.15
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>- 55.95</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+10.52</u>	<u>+ 22.60</u>

Taux de Remboursement = +17.16%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 108,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES  
9:12:12 POUR D'URÉE DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.01
Ammoniac	- 12.39														+ 1.24
Acide Nitrique	- 9.29														+ 0.93
Nitrate d'Ammonium	-														-
D'engrais complexes(360)	- 24.09														+ 2.41
Entrepôts de stockage	- 19.06														+ 1.91
Camions	- 1.97														+ 0.20
Capital d'exploitation	- 12.69														+12.69
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexe (9:12:12)	+ 38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59	+38.59
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37	- 9.37
Installations d'appui	- 25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80	-25.80
Stockage et transport	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72	- 1.72
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-137.89</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+ 1.70</u>	<u>+27.09</u>

Taux de Remboursement = -8.53%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 81,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES  
17:17:17 (ET 40,500 t.p.a. DE NITRATE D'AMMONIUM SOUS-PRODUIT) POUR  
D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

ANNEE	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.01
Ammoniac	- 12.39														+ 1.24
Acide Nitrique	- 9.29														+ 0.93
Nitrate d'Ammonium	-														-
D'engrais complexes (270)	-20.31														+ 2.03
Entrepôts de stockage	- 20.22														+ 2.02
Camions	- 2.05														+ 0.21
Capital d'exploitation	- 12.44														+12.44
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexe (17:17:17)	+ 44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43	+44.43
<u>COÛT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	+ 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49	- 6.49
Installations d'appui	- 22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10	-22.10
Stockage et transport	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84	- 1.84
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-122.80</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+14.00</u>	<u>+38.88</u>

Taux de Remboursement = +8.14%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 27,000 t.p.a. NITRATE D'AMMONIUM  
POUR D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

ANNEE	1981/2	1982/3	1983/4	1984/5	1985/6	1986/7	1987/8	1988/9	1989/90	1990/1	1991/2	1992/3	1993/4	1994/5	1995/6
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	-														-
Ammoniac	- 12.39														+ 1.24
Acide Nitrique	- 9.29														+ 0.93
Nitrate d'Ammonium	- 6.32														+ 0.63
D'engrais complexes	-														-
Entrepôts de stockage	- 8.28														+ 0.83
Camions	- 1.26														+ 0.13
Capital d'exploitation	- 3.75														+ 3.75
<u>REVENUS</u>															
Nitrate d'Ammoniac	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24	+ 9.24
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89	- 0.89
Installations d'appui	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01	- 4.01
Stockage et transport	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74	- 0.74
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>- 37.69</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+ 3.60</u>	<u>+11.11</u>

Taux de Remboursement = +5.65%



CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 480,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES 9:12:12  
POUR D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.01
Ammoniac	- 30.31														+ 3.03
Acide Nitrique	- 22.74														+ 2.27
Nitrate d'Ammonium	-														-
D'engrais complexes (1600)	- 58.96														+ 5.90
Entrepôts de stockage	- 45.96														+ 4.60
Camions	- 5.74														+ 0.57
Capital d'exploitation	- 22.38														+ 22.38
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexe (9:12:12)	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61	+171.61
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13	- 38.13
Installations d'appui	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55	-102.55
Stockage et transport	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57	- 5.57
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-220.83</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>	<u>+ 25.36</u>

Taux de Remboursement = +8.25%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 360,000 t.p.a. D'ENGRAIS COMPLEXES 17:17:17  
(ET 180,000 t.p.a. DE NITRATE D'AMMONIUM SOUS-PRODUIT) POUR D'UREE DE 15 ANS

(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	- 60.10														+ 6.01
Ammoniac	- 30.31														+ 3.03
Acide Nitrique	- 22.74														+ 2.27
Nitrate d'Ammonium	-														-
Diengrais complexes(1200)	-49.72														+ 4.97
Entrepôts de stockage	- 48.41														+ 4.84
Camions	- 6.22														+ 0.62
Capital d'exploitation	- 21.75														+ 21.75
<u>REVENUS</u>															
D'engrais complexe (17:17:17)	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>	<u>+197.47</u>
<u>COUT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82	-28.82
Installations d'appui	- 89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60	-89.60
Stockage et transport	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99	- 5.99
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-166.19</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+73.06</u>	<u>+116.55</u>

Taux de Remboursement = +43.76%

CASH FLOW DE L'INVESTISSEMENT GLOBAL POUR PRODUIRE 120,000 t.p.a. NITRATE D'AMMONIUM  
POUR D'UREE DE 15 ANS

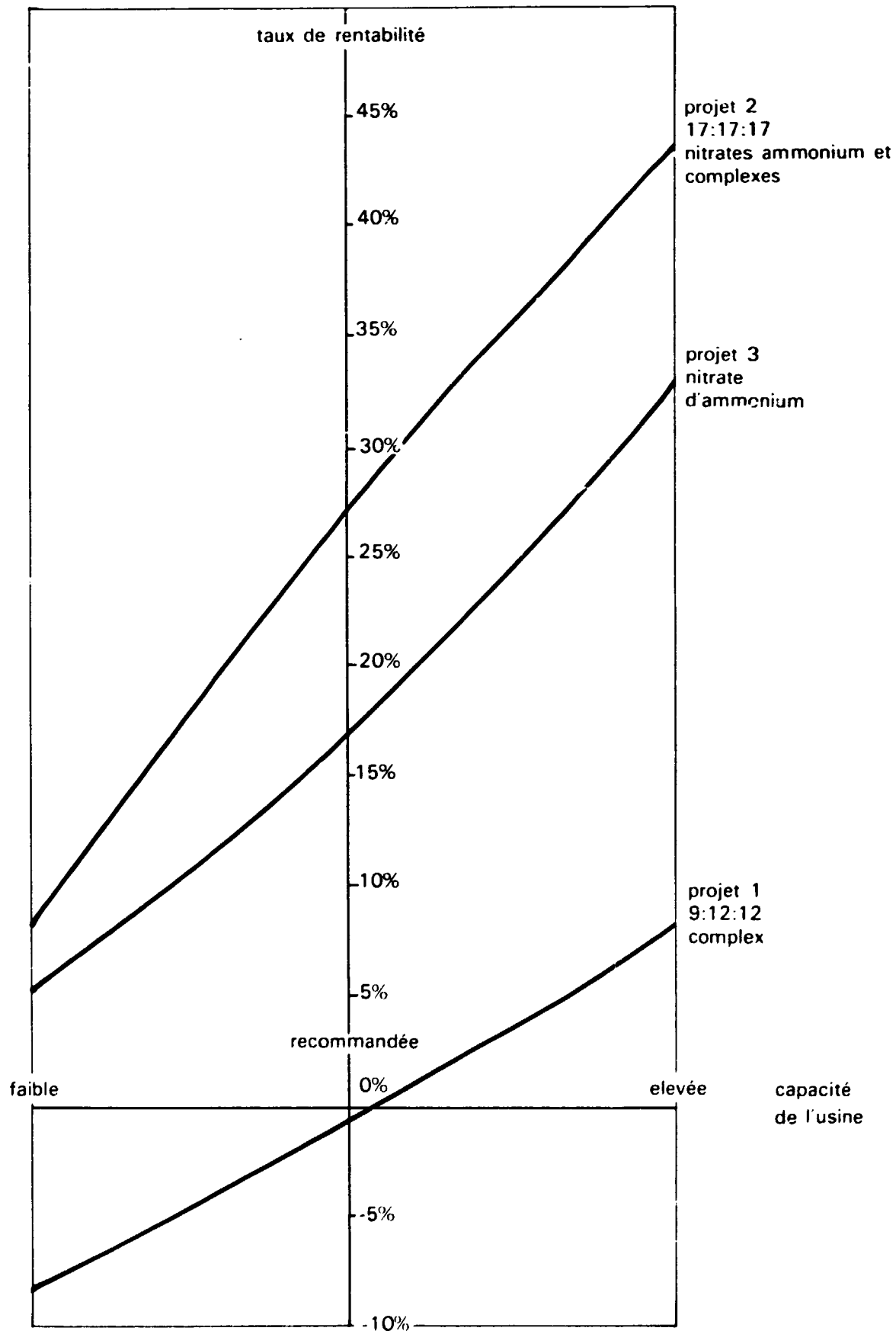
(million US \$)

<u>ANNEE</u>	<u>1981/2</u>	<u>1982/3</u>	<u>1983/4</u>	<u>1984/5</u>	<u>1985/6</u>	<u>1986/7</u>	<u>1987/8</u>	<u>1988/9</u>	<u>1989/90</u>	<u>1990/1</u>	<u>1991/2</u>	<u>1992/3</u>	<u>1993/4</u>	<u>1994/5</u>	<u>1995/6</u>
<u>INVESTISSEMENTS</u>															
Mine et Usine	-														-
Ammoniac	-30.31														+ 3.03
Acide Nitrique	-22.74														+ 2.27
Nitrate d'Ammonium	-15.46														+ 1.55
D'engrais complexes	-														-
Entrepôts de stockage	-20.03														+ 2.00
Camions	- 2.05														+ 0.21
Capital d'exploitation	- 9.06														+ 9.06
<u>REVENUS</u>															
Nitrate d'Ammonium	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>	<u>+41.08</u>
<u>COÛT DE PRODUCTION</u>															
Matières Premiers	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96	- 3.96
Installations d'appui	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08	-10.08
Stockage et transport	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82	- 1.82
<u>NET PAR AN CASH FLOW</u>	<u>-74.43</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+25.22</u>	<u>+43.34</u>

Taux de Remboursement = +33.43%

1  
0  
2

### EFFET DE LA CAPACITE DE L'USINE SUR LE TAUX DE RENTABILITE



3.1.7. Option Tourbé/Phosphates Naturel Granules

## 3.1.7.1. Introduction

L'importation d'une industrie des engrais, telle que décrite dans les chapitres précédents, comporterait le transport de montants importants en devises étrangères nécessaires pour l'acquisition de technologies étrangères. Il est donc de l'opinion du Bureau Conseil qu'une étape initiale, comportant des formulations d'engrais simples et basées sur la tourbé et les phosphates naturels, serait plus économique, tout en pourvoyant aux besoins de la région. Tenant compte des bienfaits agronomiques prouvés des deux produits (voir chapitre 2.3.2.), et l'incertitude en ce qui concerne la demande dans l'immediat, cela serait une étape intermédiaire logique du développement d'une industrie des engrais.

## 3.1.7.2. Coût d'Exploitation Nominaux

Les coûts d'exploitation actuels (fin 1980) ont été calculés pour la granulation d'un mélange de tourbe et de phosphates naturels. Des calculs séparés ont été faits pour le tout venant du minerai, donnant un produit d'environ 0:9:0, et un concentré donnant un produit d'environ 0:24:0. La teneur en azote de la tourbé est très faible comparée à celle des phosphates naturels.

Les capacités de production sont basées sur une production de 100 t.p.j. de P2O5. Les investissements dans les ateliers sont données dans ce qui suit:

	PRODUIT	
	Tourbé/Phosphates naturels (0:9:0)	Tourbé/Phosphates naturels (0:24:0)
Capacité	770 t.p.j.	410 t.p.j.
	\$ millions	
Unité de production propre	8.13	5.57
Installations auxiliaires	<u>2.44</u>	<u>1.67</u>
Capital fixe	<u>10.57</u>	<u>7.24</u>

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Granulés de tourbé/roche-magasin dans sac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 770 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$10.57 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Tourbé* (100%)	0.31 tonnes	37.14	11.51
Phosphate Naturel (13% P2O5 tel qui extraits)	0.71 tonnes	66.67	47.34
Installations auxiliaires	-	15.00	15.00
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	160 hommes	14,286 p.a.	10.27
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>2.29</u>
Sous-total			96.41
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>4.82</u>
Coût-total			101.23
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			<u>4.94</u>
Coût d'exploitation			106.17

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Granulés de tourbé/roche-magasin dans sac

DATE DEMARRAGE: 1980 CAPACITE: 410 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$7.24 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Cout Unitaire</u>	<u>Cout par tonne de produit, \$</u>
Tourbé* (100%)	0.31 tonnes	37.14	11.51
Phosphate Naturel (33% P2O5 enrichis)	0.71 tonnes	500.00	355.00
Installations auxiliaires		15.00	15.00
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	110 hommes	14,286 p.a.	12.78
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			2.94
Sous-total			407.23
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			20.36
Coût-total			427.59
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			6.36
Coût d'exploitation			433.95

BASE: Conditions d'exploitation de 1980

PRODUIT: Granulés de tourbé/roche-magasin dans sac

DATE DEMARRAGE: 1980

CAPACITE: 410 t.p.j.

INVESTISSEMENT TOTAL: \$7.24 million

FACTEUR DE FONCTIONNEMENT: 300 jours par an

<u>RUBRIQUE</u>	<u>Consommation Unitaire</u>	<u>Coût Unitaire</u>	<u>Coût par tonne de produit, \$</u>
Tourbé* (100%)	0.31 tonnes	37.14	11.51
Phosphate Naturel (33% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> enrichis)	0.71 tonnes	250.00	177.50
Installations auxiliaires	-	15.00	15.00
Sacs (50 kg)	20 sacs	0.50	10.00
Main d'oeuvre	110 hommes	14,286 p.a.	12.78
Entretien et assurance @ 5% de l'investissement total p.a.			<u>2.94</u>
Sous-total			229.73
Commercialisation/ventes @ 5% du sous-total			<u>11.49</u>
Coût-total			241.22
Interets et amortisation @ 10.8% de l'investissement total p.a.			<u>6.36</u>
Coût d'exploitation			247.58



3.2.1. Spécification quantitative des besoins des matières essentielles de base et des utilités pour l'usine d'ammoniac ainsi que pour la fabrication des engrais azotés à partir de l'ammoniac.

Les besoins spécifiques des matières de base pour la fabrication d'ammoniac et de l'urée figurent dans la section 2.2.1.1. La capacité de l'usine d'ammoniac ressort de l'estimation des besoins des engrais azotés pour la région, spécifiés dans la section 2.1. entre 24 000 et 54 000 t d'azote par an. La valeur inférieure ci-dessus correspond à l'estimation réaliste, tandis que la valeur supérieure à l'estimation optimiste. Les quantités correspondantes d'ammoniac se trouvent entre 29 000 et 66 000 t/a.

L'usine d'ammoniac proposée aura une capacité de 30 000 t/a. Elle pourra être dédoublée au moment où l'utilisation atteindra ce chiffre et l'estimation réaliste pour l'avenir s'approchera à l'estimation optimiste actuelle.

Suite aux conclusions des chapitres précédents, les considérations ci-après pourraient être limitées à l'usine basée sur le gaz naturel. Néanmoins, les informations relatives aux autres procédés sont également résumées ci-après, ceci pour faciliter une comparaison.

Il est admis que l'usine basée soit sur le gaz naturel, soit sur l'électrolyse d'eau fonctionnera à pleine charge pendant 300 jours par an (chiffre légèrement inférieur à 330 jours, admis habituellement pour des usines basées sur le gaz naturel et construites aux endroits qui disposent d'une infrastructure industrielle bien développée). Comme déjà mentionné, ce chiffre serait inférieur pour une usine basée sur la tourbe; 250 jours par an sont admis ici pour ce cas. En fonction de la matière première, il faut donc prévoir une capacité journalière différente, à savoir soit 100 t/j, soit 120 t /j, afin d'atteindre la capacité annuelle requise.

Les besoins des matières de base et des utilités essentielles pour les trois cas en considération sont résumés dans le tableau 3.2.1.1. En ce qui concerne l'eau de refroidissement, il est admis qu'une usine basée sur le gaz naturel ou l'électrolyse d'eau serait construite au bord du lac Tanganyika et pourrait être refroidie par un cycle ouvert auprès de ce lac. Un grand débit d'eau, spécifié dans le tableau circulerait dans ce cas entre l'usine et le lac. Cette eau serait rechauffée de quelques degrés, mais elle ne serait pas consommée dans l'usine. Par contre, une usine basée sur la tourbe devrait être construite à côté des tourbières où le refroidissement en cycle ouvert ne serait guère possible. Cette dernière usine devrait donc être équipée par des tours humides de refroidissement qui nécessiteraient un certain débit limité d'eau d'appoint, spécifié dans le tableau.

L'eau d'appoint pour le procédé sera déminéralisée dans l'usine d'ammoniac basée sur le méthane ou la tourbe; ceci n'est pas nécessaire pour une usine basée sur l'électrolyse d'eau. L'installation de déminéralisation consommera certaines quantités d'acide hydrochlorique ou sulphurique ainsi que d'hydroxyde de soude. Ces quantités dépendront de la qualité de l'eau brute qui alimentera l'installation. A Bujumbura l'eau des puits ne contient que 40 à 50 mg de sels, ce qui est très bien pour le but en question. La salinité de l'eau du lac Tanganyika est 6 à 8 fois supérieure; cette eau serait moins favorable pour l'appoint du procédé, mais elle est suffisamment bonne pour le refroidissement dans un cycle ouvert.

Tableau 3.2.1.1.

RESUME DES BESOINS DES MATIÈRES ESSENTIELLES DE BASE  
ET DES UTILITÉS POUR UNE USINE D'AMMONIAC

Base de l'usine		Gaz naturel	Tourbe	Electrolyse d'eau
<b>Capacité de la production d'ammoniac</b>				
- annuelle	t/a	30 000	30 000	30 000
- journalière	t/j	100	120	100
<b>Consommation du méthane</b>				
- par tonne d'ammoniac	Nm <sup>3</sup> /t	970	-	-
- débit	Nm <sup>3</sup> /s	1,12	-	-
- consommation annuelle	10 <sup>6</sup> Nm <sup>3</sup> /a	29	-	-
<b>Consommation de la tourbe avec 30 % d'humidité et 8 % de cendres dans la matière sèche</b>				
- par tonne d'ammoniac	t/t	-	3,3	-
- par jour	t/j	-	400	-
- consommation annuelle	10 <sup>3</sup> t/a	-	99	-
<b>Consommation d'énergie électrique extérieure</b>				
- par tonne d'ammoniac	kWh/t	600	1 600	10 000
- puissance	MW	2,5	8,0	42
- consommation annuelle	GWh/a	18	48	300
<b>Débit d'eau de circulation pour le refroidissement par un circuit ouvert</b>				
- par tonne d'ammoniac	m <sup>3</sup> /t	500	-	600
- débit	m <sup>3</sup> /s	0,58	-	0,70
<b>Consommation d'eau d'appoint pour le refroidissement par un circuit fermé</b>				
- par tonne d'ammoniac	m <sup>3</sup> /t	-	36	-
- débit	l/s	-	50	-
<b>Consommation d'eau d'appoint pour le procédé</b>				
- par tonne d'ammoniac	m <sup>3</sup> /t	2,8	0,5	2,0
- débit	l/s	3,2	0,7	2,3

3.2.2. Estimation du coût des matières de base, des utilités  
ainsi que des frais du personnel

Le coût du méthane du lac Kivu sera chargé surtout de l'annuité sur les investissements nécessaires pour l'extraction et l'épuration de ce gaz. Comme déjà mentionné dans la section 2.2.1.1. la station d'extraction et d'épuration ne sera pas du même type comme au Cap Rubona. Les investissements pour la station décrite brièvement dans ce chapitre ne peuvent être estimés actuellement que très approximativement. Pour les débits et les conditions de fonctionnement selon la Fig. 2.2.1.1.2. ces investissements ne doivent pas dépasser 4 millions \$, y compris la plate-forme flottante. En admettant que le capital sera disponible pour cet investissement à 7 % p.a. et que l'installation devra être amortie en 15 ans, les frais annuels d'intérêt et d'amortissement se monteront à 10,8 % ou 0,43 millions \$.

L'énergie électrique nécessaire pour le pompage de l'eau de lavage et de mélange, ainsi que pour la compression du gaz sera préférablement fournie de l'extérieure par un cable électrique. Selon la Fig. 2.2.1.1.2. une puissance de 2,5 MW sera nécessaire. La consommation annuelle correspondante sera de 18 GWh, compte tenu du temps de fonctionnement de 7200 h/a. Le prix de l'énergie électrique a été discuté dans le chapitre 2.2.1.1. il peut varier entre 30 et 60 mills \$ par kWh, ce qui conduit à des dépenses annuelles de 0,54 à 1,08 millions \$, en moyenne 0,81 millions \$ p.a. Il faut encore ajouter les frais d'entretien et d'assurance (4 % du montant des investissements p.a.) et du personnel d'exploitation (2 personnes étrangères à 30 000 \$/a et 4 personnes locales à 10 000 \$/a).

Le résumé des frais annuels d'extraction, d'épuration et de compression du gaz seront donc comme suit:

	millions \$ (1980)
- Intérêt et amortissement	0,43
- Entretien, assurance	0,16
- Energie électrique	0,81
- Personnel	0,10
al	<u>1,50</u>

La station fournira  $30 \times 10^6 \text{ Nm}^3/\text{a}$  de méthane. Le prix de revient de ce gaz à l'état épuré et comprimé au départ de la station d'extraction sera donc 50 mills  $\$/\text{Nm}^3$ . Ce prix, rapporté au pouvoir calorifique inférieur du méthane de  $35,8 \text{ MJ}/\text{Nm}^3$ , se monte à 1,4  $\$/\text{GJ}$  (1,48  $\$/\text{MM BTU}$ ) et est favorable en comparaison du niveau actuel du prix du gaz sur le marché international.

Le transport du gaz par un conduit jusqu'à l'endroit d'implantation de l'usine d'ammoniac provoquera des frais additionnels, associés à l'investissement et à l'entretien de ce conduit. Il serait prudent de dimensionner le conduit en question pour une capacité double par rapport aux besoins immédiats. L'augmentation y relative de l'investissement est très modeste par rapport à l'avantage associé à la possibilité d'augmentation du débit sans nécessité de l'installation d'un conduit parallèle.

Le but en question pourra être rempli par la pose d'un conduit d'un diamètre nominal de 80 mm qui permettra de véhiculer au moins 60 millions  $\text{Nm}^3$  de gaz comprimé à 50 bar même à travers de quelques centaines de kilomètres sans une perte excessive de charge. Les investissements pour un tel conduit, posé essentiellement dans une fouille, sont estimés à 30  $\$/\text{m}$ , y compris tous les accessoires ainsi que la radiographie de toutes les soudures et la protection contre la corrosion. L'amortissement d'un tel investissement est en général réparti sur une longue période d'au moins 40 ans. Dans ces conditions la charge annuelle est composée essentiellement des frais d'intérêt sur le capital investi, estimés précédemment à 7 % p.a., auxquels il faut ajouter un faible pourcentage pour l'entretien et l'assurance, soit au total environ 9 % p.a. Il ressort de ce calcul que le prix de revient du gaz augmentera de 9,3 mills  $\$$  par  $\text{Nm}^3$  et par chaque 100 km de distance entre la station d'extraction et l'endroit d'utilisation. Une moitié seulement de cette augmentation entrera en jeu dès que la capacité double du conduit sera entièrement utilisée.

L'emplacement préférentiel de l'usine d'ammoniac, décrite dans le chapitre 1.3.2. est éloigné de 200 km de l'endroit d'extraction. Le prix du transport du gaz se montera donc à 18 mills  $\$/Nm^3$ .

Une grande usine d'ammoniac basée sur le gaz naturel et située dans un endroit industrialisé nécessite 30 personnes pour une exploitation normale. Ce nombre ne peut pas être diminué sensiblement pour une usine plus petite. D'autre part, l'usine en question devra employer un certain nombre du personnel d'entretien et de service pour performer les travaux assurés habituellement par une infrastructure industrielle, qui est jusqu'ici peu développée dans la région.

Une sélection et un entraînement soigneux du personnel représentent la condition primordiale du succès du projet, car une usine d'ammoniac utilise une technologie complexe, très exigeante au point de vue de la manutention et du service. L'entraînement du personnel local à tous les niveaux devra commencer immédiatement après une décision de réaliser le projet. Une partie considérable de cet entraînement devra être effectuée dans une usine similaire, ayant une bonne tradition d'exploitation. En plus, un certain nombre du personnel étranger expérimenté devra assister à l'exploitation pendant une période nécessaire pour un entraînement parfait du personnel local.

Il est estimé que l'usine en question, basée sur le gaz naturel, nécessitera initialement 6 personnes étrangères à des frais moyens de 40 000  $\$/a$  et 36 spécialistes locaux à des frais moyens de 10 000  $\$/a$ . Le même personnel serait suffisant pour exploiter une usine basée sur l'électrolyse de l'eau, tandis qu'une usine basée sur la tourbe nécessiterait 12 personnes étrangères et 90 personnes locales.

Les frais d'exploitation décrits ci-dessus sont résumés dans le tableau 1.2.5.1. La multiplication des frais spécifiques par les consommations spécifiques figurant dans le tableau 3.2.1.1. conduit aux frais d'exploitation par tonne d'ammoniac.

Tableau 3.2.2.1.

RÉSUMÉ DES FRAIS D'EXPLOITATION DE L'USINE D'AMMONIAC AVEC LES  
CONSUMMATIONS DES MATIÈRES DE BASE ET DES UTILITÉS SELON LE TABLEAU 1.2.4.1.

Base de l'usine		Gaz naturel	Tourbe	Electrolyse d'eau
Frais d'exploitation	unitaires	par tonne d'ammoniac \$/t		
<b>Méthane</b>				
- à l'endroit d'extraction	50 mills \$/Nm <sup>3</sup>	48		
- transport, 200 km	18 mills \$/Nm <sup>3</sup>	18		
<b>Tourbe</b>				
à 30 % d'humidité et 8 % de cendres en matière sèche	26 \$/t		86	
<b>Energie électrique</b>				
à un prix moyen entre 30 et 60 mills \$/kWh	45 mills \$/kWh	27	72	450
<b>Catalyseurs, matières chimiques et eau d'appoint</b>				
		2	2	2
<b>Personnel</b>				
- étranger	40 000 \$/a	8	16	8
- local	10 000 \$/a	12	30	12
		<hr/>		
<b>Total</b>		115	206	472

L'eau de refroidissement dans le circuit ouvert ne coûte rien, mais toutes les installations nécessaires pour ce circuit doivent être incluses dans l'estimation des investissements pour toute l'usine (voir chapitre 3.2.3.). Le coût de l'eau d'appoint pour le procédé et, cas échéant pour la réfrigération, est faible par rapport aux tolérances des présentes estimations. Il est ajouté au poste commun "catalyseurs et matières chimiques".

L'intérêt et l'amortissement des investissements ainsi que les frais d'entretien nécessaires pour l'usine d'ammoniac ne sont pas inclus dans le tableau 3.2.2.1.

Notons que tous les frais dans le tableau 3.2.2.1. sont calculés avec le prix moyen de l'énergie électrique. Des variations de ce prix dans le domaine indiqué conduiront à des variations des frais de  $\pm 9$ ,  $\pm 24$  ou  $\pm 150$  \$/t pour une usine basée sur le gaz naturel, la tourbe ou l'électrolyse d'eau respectivement. Ces variations ne pourront donc pas renverser les différences des frais entre les trois types d'usines en considération.



### 3.2.3. Estimation des investissements pour le projet

Les investissements pour les usines d'ammoniac localisées dans les pays industrialisés sont connus. Ils ont été assez stables au cours des dernières années. Toutefois, ces investissements se réfèrent habituellement à des usines d'une capacité de 1000 à 1500 t d'ammoniac par jour, donc 10 à 15 fois supérieure à l'usine prévue par la présente étude.

Une étude qui compare les usines ayant une capacité de 1000 t/d avec celles de 250 t/d a été publiée <sup>54</sup> en 1968, mais peu d'usines d'une telle capacité ont été construites au cours des dernières années. Aucun projet d'une capacité si petite, comme prévue dans cette étude, n'est actuellement connu.

Une réduction de la capacité par un facteur de dix provoque environ un décublement des investissements spécifiques (par unité de capacité). Au Burundi, les facteurs suivants contribueront à une réduction des investissements:

- Disponibilité du terrain plat bien capable de porter les charges nécessaires
- Bonne accessibilité locale du terrain en considération
- Disponibilité d'eau de refroidissement pour un circuit ouvert
- Disponibilité de main-d'oeuvre pour le montage à un coût modeste

D'autre part, les conditions suivantes provoqueront une augmentation des investissements:

- Nécessité d'équiper l'usine par tous les services de support, indispensables pour le bon fonctionnement et entretien, mais non disponibles ailleurs au Burundi
- Longues et coûteuses routes pour le transport de l'équipement
- Nécessité de déplacer le personnel étranger pendant toute la période des études, de construction et de mise en service à travers de longues distances
- Nécessité d'un entraînement intensif et prolongé du personnel local avant la mise en service

En considérant tout ce qui précède, l'investissement pour l'usine d'ammoniac, ayant une capacité de 30 000 t/a, basée sur le gaz naturel et construite à Bujumbura, est estimé à 20 millions \$ (1980).

L'estimation ci-dessus incorpore tous les investissements pour l'usine dans les limites de sa clôture, y compris la capacité de stockage d'une production mensuelle d'ammoniac et le capital de travail pour financer ce stock. Sont également inclus: l'équipement et les travaux nécessaires hors de la clôture de l'usine pour le circuit ouvert de réfrigération par l'eau du lac Tanganyika, l'intérêt sur le capital pendant la construction et les frais de mise en service. Par contre, il est admis que toutes les autres utilités à savoir le gaz naturel, l'énergie électrique, l'eau d'appoint pour le procédé ainsi que les catalyseurs et les matières chimiques (à l'exception de la première charge incluse dans les investissements) seront fournies jusqu'à la frontière de l'usine. Les frais pour ces utilités ont déjà été estimés dans le tableau 3.2.2.1. Les routes extérieures à l'usine ne sont également pas incluses dans l'estimation. L'intérêt sur le capital pendant le temps de construction est inclus avec un taux de 7 % p.a.

L'estimation ci-dessus est valable pour un contrat remboursable entre l'acheteur et l'entrepreneur de construction. Un tel contrat pourra être conçu par exemple sur la base de la proposition ONUDI ID/WG.318/3 du 21 mars 1980. L'acheteur pourra être assisté par une organisation de conseil qualifié, préférablement indépendante, pendant toute la période des études et du déroulement du projet, afin de pouvoir remplir toutes ses obligations ressortant du contrat mentionné. L'organisation de conseil pourra agir par exemple selon les règles générales de la Fédération Internationale des Ingénieurs Conseils (FIDIC). Les frais y associés sont inclus dans l'estimation ci-dessus.

En admettant, comme dans le chapitre 1.2.5. que le capital sera disponible à un taux d'intérêt de 7 % p.a. et que l'usine devra être

amortie pendant 15 ans, les investissements ci-dessus provoqueront les charges annuelles suivantes:

	% p.a.	10 <sup>6</sup> \$/a	\$/t NH <sub>3</sub>
Intérêt et amortissement	10,8	2,16	72
Entretien et assurance	5,0	1,00	33
Total		3,16	105

En ajoutant à ce chiffre les frais d'exploitation selon la première colonne du tableau 3.2.2.1., on obtient le prix de revient de l'ammoniac au départ d'une usine ayant une capacité de 30 000 t/a, construite à Bujumbura sur la base du gaz naturel du lac Kivu, à savoir:

$$105 + 115 = 220 \text{ \$/t}$$

Malgré une charge modeste, admise sur le capital, ce prix est supérieur par rapport au marché mondial aux endroits bien accessibles pour le transport, mais sensiblement inférieur au prix des importations éventuelles pour la région en considération. En outre, dès que l'usine sera mise en service, toute la région pourra profiter des engrais sans nécessité de dépenser des devises pour ces derniers.

Comme déjà mentionné, les investissements nécessaires pour une usine basée sur la tourbe seraient environ deux fois supérieurs par rapport à l'usine basée sur le gaz naturel. Il en est de même en ce qui concerne les charges annuelles provoquées par ces investissements. Le prix de revient de l'ammoniac serait dans ce cas supérieur à 400 \$/t. Les investissements nécessaires pour une usine basée sur l'électrolyse d'eau ne seraient pas très différents à ceux pour une usine basée sur la tourbe, car les appareils d'électrolyse sont coûteux. Le prix de revient de l'ammoniac s'approcherait dans ce cas à 600 \$/t, tenu compte des frais d'exploitation figurant dans la dernière colonne du tableau 3.2.2.1.

Sur la base des chiffres ci-dessus, la recommandation de baser l'usine d'ammoniac sur le gaz naturel du lac Kivu peut être considérée comme justifiée.

APPENDICES.

APPENDICE I

STOCKAGE

ET

TRANSPORT

Suppositions à la Base du Calcul des Coûts d'Investissements  
Pour le Stockage et de Coûts d'Exploitation

1. Surface de l'entrepôts: basée sur des données dont dispose le Bureau Conseil. La structure de base du l'entrepot est envisagée comme suit:

De forme rectangulaire, avec une double voûte transversales d'une largeur de 45 metres. La longueur varie en fonction de la capacité. La hauteur du toit est de 7 metres. De l'acier galvanisé d'une épaisseur d'environ 1.5 mm est utilise pour la construction de l'entrepôts. Le toit sera transparent, avec des facilites pour éclairage prévues. La construction de chaque entrepôts necessitera des travaux de genie civil.

2. Coût par metre carré - derivé de données tout dispose le Bureau Conseil, ce coût est de \$82.6 (Fr.Bu. 7434) c.i.f. Dar-es-Salaam.

3. Coût de transport (de Dar-es-Salaam à Bujumbura)

La route principale vers le Burundi est par chemin de fer-chaland, de 1400 km de long. Il est suppose que chaque entrepôts serait expedie de Dar-es-Salaam à Bujumbura en une seule livraison, au coût courant (\$0.046 par tonne-km, Fr.Bu. 4.14). Les distances intermediaires des sites plus proches de Dar-es-Salaam ne sont pas connues, et pour simplifier le calcul, toutes les livraisons passent par la capitale. Le poid de l'acier galvanisé expedie est base sur une densite de 7.86 tonnes/m<sup>3</sup>.

4. Coût de transport de Bujumbura au site

Même methode que ci-dersu, mais ici le taux OBATRU (\$0.24 par tonne-km, Fr.Bu. 22) a été utilisé, puis que c'est le seul moyen de transport disponible. Il a été tenu compte de la limite de charge de 20 tonnes par camion par voyage.

RESUME DES COUTS D'INVESTISSEMENTS ET DE TRANSPORT DES INSTALLATIONS DE STOCKAGE

Site	Capacité du Stockage	Surface du Stockage	Coût/m <sup>2</sup> c.i.f. Dar-es- Salaam	Coût de l'installation c.i.f. Dar-es- Salaam	Coût de transport Dar-es- Salaam a Bujumbura	Coût livre à Bujumbura	Coût de transport livré au site	Coût livré au site	Genie civil et montage	Coût total du montage
	tonnes	m <sup>2</sup>	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$
Bujumbura - Usine	30,300	21,645	82.6	1,787,877	44,050	1,831,927	-	1,831,927	4,458,870	6,290,797
Bujumbura	4,500	3,240	82.6	267,624	7,471	275,095	-	275,095	667,440	942,535
Bubanza	4,500	3,240	82.6	267,624	7,471	275,095	1176	276,271	667,440	943,711
Cibitoke	4,500	3,240	82.6	267,624	7,471	275,095	1823	276,918	667,440	944,358
Ngqozi	6,800	4,860	82.6	401,436	10,691	412,127	6321	418,448	1,001,160	1,419,608
Gitega	6,800	4,860	82.6	401,436	10,691	412,127	4998	417,125	1,001,160	1,418,285
Bururi	5,100	3,645	82.6	301,077	8,244	309,321	4156	313,477	750,870	1,064,347
Muramvya	5,100	3,645	82.6	301,077	8,244	309,321	1882	311,203	750,870	1,062,073
Muhinga	5,100	3,645	82.6	301,077	8,244	309,321	8193	317,514	750,870	1,068,384
Ruyizi	5,100	3,645	82.6	301,077	8,244	309,321	6,547	315,868	750,870	1,066,738

(1) Basé sur la capacité et des dimensions de l'entrepôt

(2) Données de la BSC

(3) Basé sur une livraison unique de chaque entrepot par chemin de fer chaland à \$0.046 par tonnes-km

(4) Basé sur une charge maximum de 20 tonnes et taux OBATRU t-km de \$0.24

(5) Données de la BSC

5. Travaux de genie civil et montage

Obtenu des données dont dispose le Bureau Conseil, le coût est de \$206 (Fr.Bu. 18 540) par metre carre.

Coûts d'exploitator

6. Hierarchie du personnel: coûts base sur les données dont dispose le Bureau Conseil et celles concernnant les niveaux des salaires au Burundi qui lui ont été fournies. Les coûts du personnel cadre du même grade ont été calcules sur la même base, aux fins de simplicité. Les grades suggérés sont preliminaires, et devraient être examinés avec precaution.
7. Coûts relatifs aux investissements-base sur les données du Bureau Conseil. Aux fins de simplification, les coûts d'entretien sont de 2% de l'investissement annuel total, l'assurance est de 0.6% par an, et la depreciation (progression lineaire couvrant 15 ans) est de 6.67% par an.



REPARTITION DU PERSONNEL SUGGEREE

Bujumbura à:	Bujumbura		Bubanza	Cibitoke	Noqozi	Gitega	Bururi	Muramvya	Muhunga	Ruyigi
	Usine	Entrepôt								
Total dont:	90	18	18	18	36	36	18	18	18	18
Directeur du Transport	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Directeur des Operations	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Ingenieur de la flotte	1	-	-	-	1	1	-	-	-	-
Surveillant des Operations	2	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Surveillant du Chargement	2	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Livreur/Chau. feur	2	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Contremaitres	4	2	2	2	4	4	2	2	2	2
Techniciens	1	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Surveillant d'Entrepot	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surveillant Administratif	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Secrétaire	4	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Employes de Bureau	-	1	1	1	2	2	1	1	1	1
Chauffeurs	50	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ouvriers Non-qualifies	16	8	8	8	16	16	8	8	8	8
Chauffeurs de Camions	4	2	2	2	4	4	2	2	2	2



Site: Bujumbura	Capacite total de stockage au site: 4,500	Tonnes
Investissement total (I.T) \$ 942,600	.Fr.B 84,834,000	
<u>Rubrique</u>	Coût Unitaire	Coût d'Exploitation
	\$	\$
No. Personnel		
Directeur du Transport	2667	
1 Directeur des Operations	2667	2667
Ingenieur de la flotte	2667	
1 Surveillants des Operations	1334	1334
1 Surveillants des Changements	1334	1334
1 Contremaities/Livreur/Chauffeurs	1000	1000
2 Techniciens	667	1334
1 Surveillants d'entrepôts	667	667
Surveillants Administratif	1334	
Secetaire	667	
1 Employeur de Bureau	667	667
Chauffeurs	667	
8 Ouvriers Non-qualifies	416	3328
2 Chauffeurs de Camions	625	1250
Coûts total du Personnel		13,581
COUTS RELATIFS A L'INVESTISSEMENTS		
Entre tien @ 2% de I.T. p.a.		18,852
Assurance @ 0.6% de I.T.p.a.		5,656
Amortisation @ 6.67% de I.T.p.a.		62,872
Coût Total d'exploitation		100,961



Site: Cibitoke

Capacite total de  
stockage au site: 4,500 Tonnes

Investissement total (IT) \$ 944,400 .Fr.B 84,996,000

<u>Rubrique</u>	Coût Unitaire	Coût d'Exploitation
	\$	\$

## No. Personnel

Directeur du Transport	2667	
1 Directeur des Operations	2667	2,667
Ingenieur de la flotte	2667	
1 Surveillants des Operations	1334	1,334
1 Surveillants des Changements	1334	1,334
1 Contremaities/Livreur/Chauffeurs	1000	1,000
2 Techniciens	667	1,334
1 Surveillants d'entrepôts	667	667
Surveillants Administratif	1334	
Secetaire	667	
1 Employer de Bureau	667	667
Chauffeurs	667	
8 Ouvriers Non-qualifies	416	3,328
2 Chauffeurs de Camions	625	<u>1,250</u>

Coûts total du Personnel 13,581

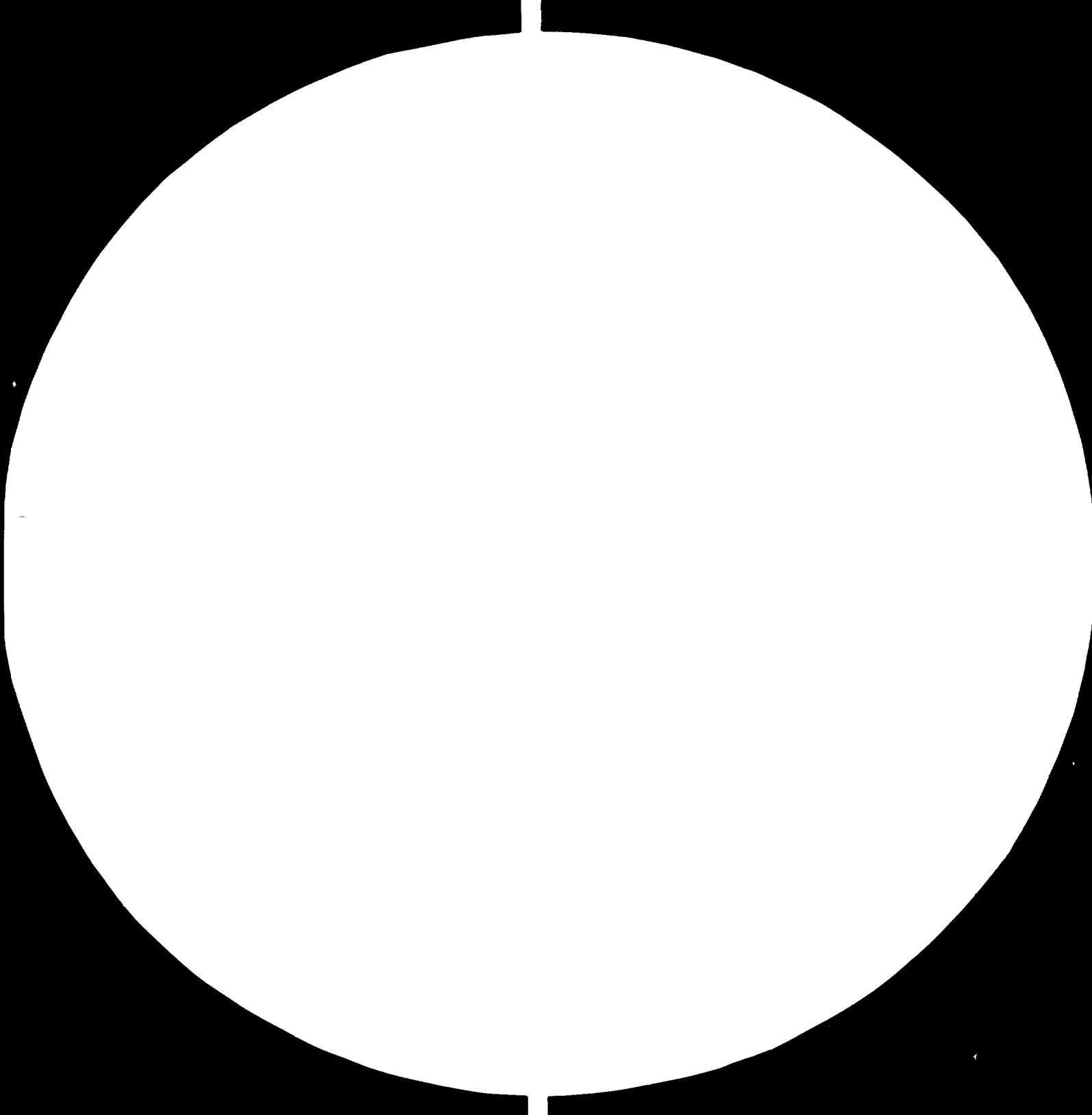
## COUTS RELATIFS A L'INVESTISSEMENTS

Entre tien @ 2% de I.T. p.a. 18,888Assurance @ 0.6% de I.T.p.a. 5,667Amortisation @ 6.67% de I.T.p.a. 62,992Coût Total d'exploitation 101,128

1957

1957

[Redacted]





5.0

6.3



MS Resolution Test Chart, Type 1000, 1000 Lines

Resolution Test Chart, Type 1000, 1000 Lines

1

1



Site: Nogozi

Capacite total de  
stockage au site: 13,600 Tonnes

Investissement total (IT) \$ 2,839,400 .Fr.B 255,546,000

<u>Rubrique</u>	Coût Unitaire Coût d'Exploitation	
	\$	\$
No. Personnel		
Directeur du Transport	2667	
1 Directeur des Operations	2667	2667
1 Ingenieur de la flotte	2667	2667
2 Surveillants des Operations	1334	2667
2 Surveillants des Changements	1334	2667
2 Contremaities/Livreur/Chauffeurs	1000	2000
4 Techniciens	667	2667
2 Surveillants d'entrepôts	667	1334
Surveillants Administratif	1334	
Secetaire	667	
2 Employer de Bureau	667	1334
Chauffeurs	667	
16 Ouvriers Non-qualifies	416	6656
4 Chauffeurs de Camions	625	2500
		<hr/>
Coûts total du Personnel		27,159
COUTS RELATIFS A L'INVESTISSEMENTS		
Entre tien @ 2% de I.T. p.a.		56,788
Assurance @ 0.6% de I.T.p.a.		17,037
Amortisation @ 6.67% de I.T.p.a.		189,388
Coût Total d'exploitation		<hr/> 290,372

Site: Gitega

Capacite total de  
stockage au site: 13,600 Tonnes

Investissement total (IT) \$ 2,836,600 .Fr.B 25,294,000

<u>Rubrique</u>	Coût Unitaire Coût d'Exploitation	
	\$	\$
No. Personnel		
Directeur du Transport	2667	
1 Directeur des Operations	2667	2667
1 Ingenieur de la flotte	2667	2667
2 Surveillants des Operations	1334	2667
2 Surveillants des Changements	1334	2667
2 Contremaities/Livreur/Chauffeurs	1000	2000
4 Techniciens	667	2667
2 Surveillants d'entrepôts	667	1334
Surveillants Administratif	1334	
Secetaire	667	
2 Employer de Bureau	667	1334
Chauffeurs	667	
16 Ouvriers Non-qualifies	416	6656
4 Chauffeurs de Camions	625	2500
		<hr/>
Coûts total du Personnel		27,159
COUTS RELATIFS A L'INVESTISSEMENTS		
Entre tien @ 2% de I.T. p.a.		56,732
Assurance @ 0.6% de I.T.p.a.		17,020
Amortisation @ 6.67% de I.T.p.a.		189,202
Coût Total d'exploitation		<hr/> 290,113









Suppositions à la base des coûts d'exploitation  
du transport

1. Investissement total pour les camions: estimations basées sur un total de 25 camions de 20 t de charge chacun, et coutant \$78.668 (Fr.Bu. 7,080,120) en 1980. Les estimations du nombre de camions sont données dans cet appendice.
2. Depreciation - progression lineaire couvrant 4 annees.
3. Chauffeurs-un chauffeur par camion, et un chauffeur de plus disponible en cas d'urgence. Le salaire d'un chauffeur est de \$667 p.a. (Fr.Bu. 60,000), soit le minimum pour personnel qualifié.
4. Assurance du Camion a 5% du cout d'investissement dans le camion.
5. Administration: 5% du cout d'investissement dans le camion.
6. Reparations, main-d'oeuvre, pieces de rechange: coût par km pris des données du Bureau Conseil. Le coût unitaire par km était de \$0.165 (Fr.Bu. 14,85) en 1980.
7. Carburant-la consommation de carburant de 0,471 litres par km est prise des donnees du Bureau Conseil. Le cout du carburant a été obtenu au Burundi (fuel oil), et les distances traversees comprennent un 10% en sus de la distance actuelle, pour couvrir les imprévus.
8. Huile et lubrifiants à 30% du carburant
9. Pneus coût unitaire par km puis des données du Bureau Conseil. Le coût unitaire par km était de \$0.155 (Fr.Bu. 13,95) en 1980.
10. Tonnes - km par an calcules sur la base de 20 km de charge par voyage et la distance du retour.

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Bubanza à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'enchargement: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 680

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la region (Bubanza ) et retour, à 30 km/h en moyenne.	2.66
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>4.66 hrs</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{680/\text{mth} \times 4.66 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \underline{0.5} \text{ camions}$$

Nombre total de camions requis = 0.5 + 10% pour imprevu (1)

$$= \underline{2} \text{ camions}$$



Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Cibitoke à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'enchangement: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 680

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la region ( Cibitoke ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	4.13
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>6.13</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{680/\text{mth} \times 6.13 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \underline{0.7} \text{ camions}$$

Nombre total de camions requis = 0.7 + 10% pour imprevu (1) \_\_\_\_\_

$$= \underline{2} \text{ camions}$$

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Nogozi à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'échange: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 2038

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la region ( Nogozi ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	8.60
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>10.60</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

=  $\frac{2038/\text{mth} \times 10.60 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$

= 3.6 camions

Nombre total de camions requis = 3.6 + 10% pour imprevu (1)

= 5 camions

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Gitega à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'échange: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 2038

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la région ( Gitega ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	6.80
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>8.80</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{2038/\text{mth} \times 8.80 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \underline{2.99} \text{ camions}$$

Nombre total de camions requis = 2.99 + 10% pour imprevu (1)

$$= \underline{4} \text{ camions}$$

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensaches de Bururi à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'enchargement: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 764

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la region ( Bururi ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	7.07
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>9.07</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{764/\text{mth} \times 9.07 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \underline{1.2} \text{ camions}$$

Nombre total de camions requis = 1.2 + 10% pour imprevu (1)

$$= \underline{3} \text{ camions}$$

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Muramvya à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'enchangement: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 764

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la région ( Muramvya ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	3.20
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>5.20</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

=  $\frac{764/\text{mth} \times 5.20 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$

= 0.7 camions

Nombre total de camions requis = 0.7 + 10% pour imprevu (1)

= 2 camions

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Muhinga à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes, Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute, Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'échange: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 764

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camion (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la région (Muhinga ) et retour, à 30 km/h en moyenne.	13.93
Dechargement	0.66
Attente et autre délais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>15.93</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{764/\text{mth} \times 15.93}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \underline{2.02} \text{ camions}$$

Nombre total de camions requis = 2.02 + 10% pour imprévu (1)

$$= \underline{4} \text{ camions}$$

Estimation du nombre de camions requis pour transporter  
les engrais ensachés de Ruyigi à Bujumbura

Suppositions

Charge du Camion: 20 tonnes. Heures de travail: 300 h/mois  
Vitesse moyenne: 30 km/h

Vitesse d'ensachement: 10 sacs/minute. Taille des sacs: 50 kg.  
Taux de d'enchangement: égal au taux de chargement total  
Besoins mensuels (tonnes): 764

DUREE ALLER RETOUR

<u>SITE</u>	<u>DUREE</u> (heures)
Chargement du camions (10 sacs/min)	0.66
Transport vers la région ( Ruyigi ) et retour, @ 30 km/h en moyenne.	11.13
Dechargement	0.66
Attente et autre delais	0.66
Duree totale de l'allee-retour	<u>13.13</u>

Nombre du Camions =  $\frac{\text{Besoins mensuels} \times \text{Durée aller-retour}}{\text{Capacité des camions (tonnes/camion)} \times \text{heures de travail (h/mois)}}$

$$= \frac{764/\text{mth} \times 13.13 \text{ hrs}}{20 \text{ tonnes} \times 300 \text{ heures}}$$

$$= \frac{1.7}{\text{camions}}$$

Nombre total de camions requis = 1.7 + 10% pour imprevu (1)

$$= \underline{3} \text{ camions}$$

APPENDICE 2

RAPPORT SUR LES PHOSPHATES

DU SECTEUR MATONGO-BANDAGA

BURUNDI



SOMMAIRE

	<u>Page</u>
AVANT-PROPOS	201
I. Généralités	204
II. Effets de la circulation des eaux souterraines	205
III. Traitement statistique des résultats des sondages	209
III.1 Etude des Profils	212
III.2 Traitement statistique des résultats des sondages compte tenu de leur éloignement du lit de la rivière	228
III.3 Etude des résultats des sondages compte tenu du relief des carbonatites	223
Conclusions générales	239
Valeurs de $\text{Ca/P}_2\text{O}_5$ utilisées dans les calculs	244
Observations diverses	246
Résumés des conclusions	248

## AVANT-PROPOS

Certaines roches ignées présentent des concentrations d'apatite quelquefois exploitables. Les concentrations les plus intéressantes se trouvent généralement soit dans les auréoles de contact, soit dans les zones de ségrégation des roches plutoniques généralement intrusives.

### A. Géologie Générale

Deux associations minéralogiques, connues depuis longtemps, peuvent contenir des apatites.

#### 1. La famille des minerais des roches alcalines:

Apatite, magnetite, rutile, sphène, pyroxène, amphiboles, phlogopite, etc. en association avec les syénites, les gabbros ou les norites ou les carbonatites.

Seuls quelques gisements de la famille de ces roches alcalines sont exploités à notre époque.

Nous citerons:

- le gisement soviétique de Kola: Massif de Khibine, qui est d'une richesse et d'une importance exceptionnelles.
- le gisement sud-Africain de Palabora, qui est également une mine de cuivre.
- les gisements Brésiliens, dont Jacupiranga, qui est une exploitation de calcite pour cimenterie, avec apatite et magnetite comme sous-produits.
- le gisement Vietmihnien de Lao-Kay.
- les gisements Suédois qui sont des mines de fer (magnetites) dans lesquelles l'apatite est récupérée.

D'autres gisements du même type sont connus et font l'objet de travaux préparatoires ou de reconnaissance, mais ne sont pas encore exploités.

Nous citerons:

- le gisement Sri-Lankais (Ceylan) de Kekirawa.
- le gisement Finlandais de Silliinyarvi.
- les gisements Soviétiques de la région de Khabarovsk (Extrême Est Asiatique de l'U.R.S.S.).

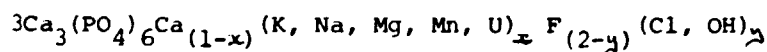
## 2. La famille de l'étain:

Cassiterite, wolfram, tourmaline, beryl, topaze, fluorite, apatite, lepidolite, etc. Quelques gisements de ce type ont été exploités en Scandinavie, vers le milieu du 19e siècle (Søvik-Norvège) ainsi qu'au Canada, dans l'Ontario au début du 20e siècle.

Abandonnés depuis une centaine d'années, certains de ces gisements font l'objet d'études nouvelles depuis quatre ou cinq ans (I.M.C. au Canada).

### B. Minéralogie

Quelle que soit la famille de l'association minéralogique apatitique, les apatites sont toujours microcristalines; visibles à l'oeil nu ou à la loupe. Celles des roches alcalines formées à haute température, sont souvent sous forme de chlore-hydroxy-apatite:



La présence dans ces cristaux d'apatite des inclusions gazeuses ou liquides montre non seulement leur origine plutonique mais permet également de calculer la profondeur et la température de leur formation.

Sauf pour le Mn la valeur de  $x$  ne dépasse pas quelque dizaines de p.p.m. Dans le cas du Mn, lorsque cette valeur de  $x$  est supérieure à 0.1 l'apatite est appelée manganapatite.

### C. La Rapport CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>

L'industrie phosphatière utilise le terme B.P.L. (Bone Phosphate Lime) ou T.C.P. (tricalcium phosphate) qui correspond à la teneur du minerai de phosphate en phosphate tricalcique pur Ca<sub>3</sub> (PO<sub>4</sub>)<sub>2</sub> dans lequel:

1P correspond à 2.29 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ou 5.01 BPL  
et 2.185 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = 1 BPL

Dans ce cas CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = 1.185. Mais toutes ces valeurs sont purement théoriques: la présence dans le réseau cristallin de l'apatite naturelle des éléments divers tels que ceux qui figurent dans la formule du paragraphe (B) et l'existence d'inclusion diverses gazeuses liquides ou solides (endogangue) ont une grande importance, différente pour chaque gisement.

Par exemple, dans les gisements ignés que nous connaissons le rapport CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> a les valeurs suivants:

<u>Gisement</u>	<u>CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></u>
Kola	1.27
Lao-Kay	1.28
Sukulu	1.30
etc.	

Dans les gisements de phosphates sédimentaires dont les apatites ont une formule beaucoup plus complexe que celle des apatites plutoniques, nous trouvons.

<u>Gisement</u>	<u>CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></u>
Taïba	1.36
Togo	1.44
Maroc	1.48-1.56
Floride	1.50-1.55
Egypte, Tunisie	1.60
etc.	

L'introduction qui précède était indispensable pour expliquer notre interprétation du très bon rapport: Synthèse des travaux de recherches sur les mineralisations associées à des carbonatites de Matongo-Bandaga (juin 1979) No. BDI/77/03.

I GENERALITESTopographie, Hydrographie, Géologie, Tectonique

La région étudiée se trouve dans le Nord du Burundi (province de NGOZE, commune de KAYANZA), à environ 40 kilomètres à vol d'oiseau au N.N.E. de Bujumbura, à proximité immédiate à l'Est de la route nationale N.1. Cette route en excellent état et goudronnée met le gisement à 72 kilomètres de voiture de Bujumbura au S.S.E. et à 24 kilomètres de Kayanza au Nord.

La région semble peuplée et le recrutement d'une centaine d'ouvriers ne paraît pas présenter des difficultés particulières.

Les sondages ont été forés sur la rive droite de la rivière INAMVUMVU, dont le débit est de l'ordre de 4 à 6 m<sup>3</sup>/seconde en juillet, et relativement près de celle-ci.

La largeur de la vallée de la rivière ne correspond pas à son débit contemporain et est probablement due aux fortes pluviosités du pleistocène qui ont certainement influencé aussi bien le lessivage que la laterisation des anciennes berges (weathering). La pente topographique de la rive Est (droite) est de l'ordre de 17% à 18%, celle de la rive Ouest (gauche) paraît légèrement plus faible et serait d'environ 15%.

La vallée de la rivière INAMVUMVU entaille d'environ 60 à 80m, le plateau dont l'altitude, aux environs immédiats, dépasse légèrement 1500m, au dessus du niveau de la mer.

Les granites et gneiss anciens, anté-burundiens, à l'Est, sont sur-montés par des formations schisto-gréseuses et quartzitiques dirigées sensiblement Nord-Sud. Ces formations paraissent monoclinales avec un fort pendage vers l'Est. Les coupes des sondages montrent qu'elles sont très tectonisées et fracturées et révèlent un certain nombre de zones laminées (shearzones) dont la puissance peut dépasser une ou deux dizaines de mètres. Ces shearzones paraissent envelopper les carbonatites et permettent de présumer des fluages des schistes, des pincements, glissements et écrasements des formations plus rigides telles que les gabbro-syenites, dont certaines passent aux carbonatites en profondeur. Il n'est pas impossible que certaines de ces shearzones découlent directement des rifts-valleys récents, ou ayant rejoué récemment (phénomènes analogues observés en Ethiopie).

II EFFETS DE LA CIRCULATION DES EAUX SOUTERRAINES

Les marécages dans la vallée de la rivière INAMVUMVU indiquent un niveau hydrostatique proche de la surface mais une circulation intense des eaux soit resurgentes, soit juveniles a eu lieu dans les nombreuses fractures, failles et shearzones des roches en place et se poursuit de nos jours (source thermique en  $x = 5\ 300$ ;  $y = 3\ 000$ ). La diagenèse due à ces eaux est différente de l'action superficielle climatique qui se traduit par une carapace lateritique puissante de 2 à 20 mètres.

Grâce à la très complète syntèse No. BDI/77/03 et ses annexes, nous pouvons définir quelques caractéristiques de ces eaux:

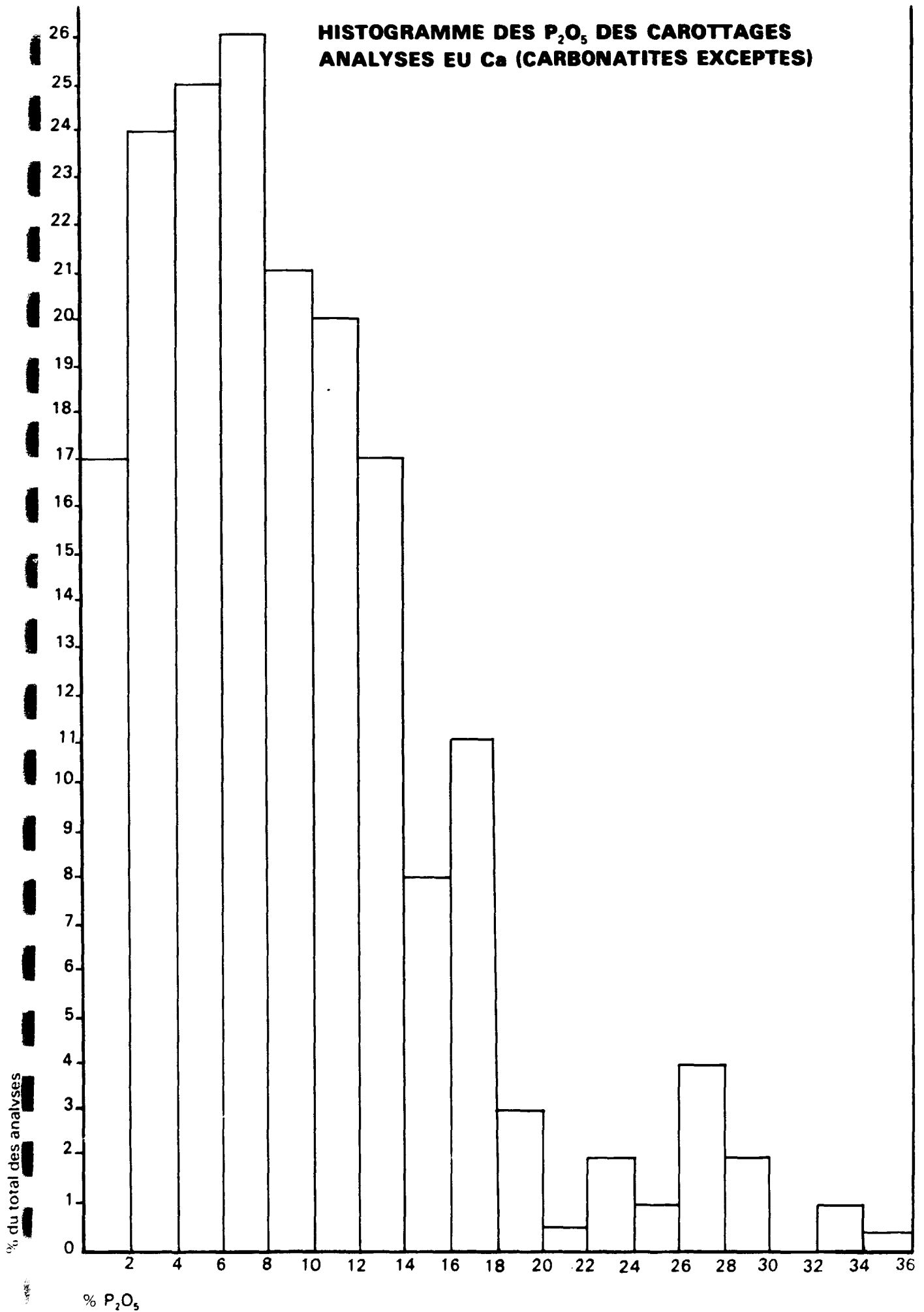
1. Sans connaître leur pH nous pouvons dire qu'elles sont acides (existence du ion  $SO_3^{++}$  en profondeur prouvée par le gypse au voisinage des carbonatites).
2. Elles sont oxydantes (le  $SO_3^{++}$  provenant des sulfures oxydés) ou sulfureuses (existence des sulfures oxydés ou non, au voisinage des carbonatites ou même dans celles-ci).
3. Leur action va en profondeur:
  - gypse à - 44 m soit à la cote 1 395 dans le sondage 7; à 122 m soit à la cote 1316 dans le sondage 10.
  - argillitisation et limonitisation encore plus profondes des syénites et autres roches basiques.

Les effets de ces eaux ont été particulièrement pernicious sur les apatites de la zone étudiée.

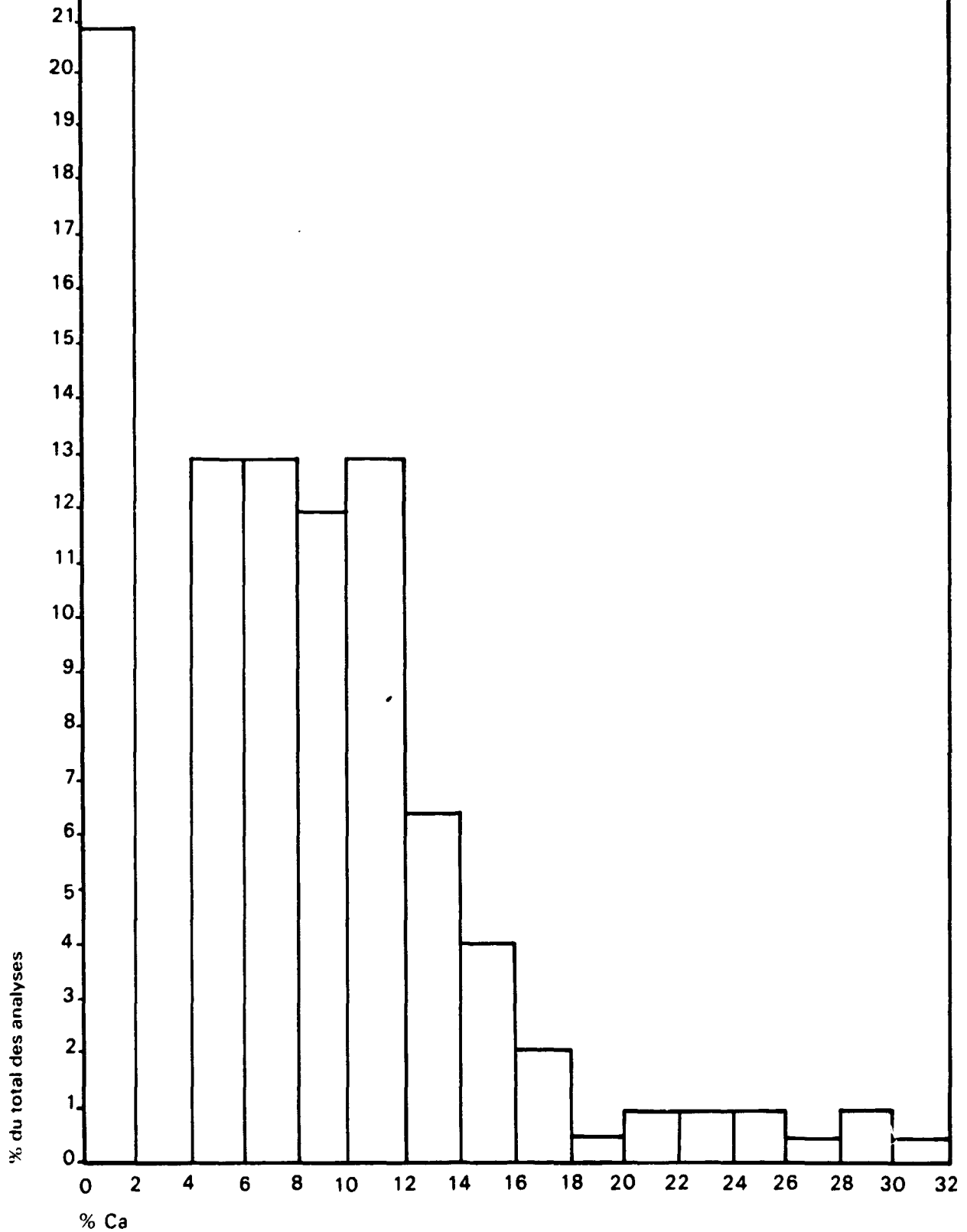
L'oxydé du calcium (CaO) du phosphate tricalcique a été remplacé par les oxydes de fer ( $Fe_2O_3$ ) d'abord, par les oxydes d'aluminium ( $Al_2O_3$ ) ensuite. Comme le veut la loi de Gibbs les composés de moins en moins solubles viennent remplacer les composés plus solubles et le phosphate d'alumine naturel est pratiquement insoluble dans les acides humiques des racines des plantes.

Nous avons vu (page 5) que dans l'apatite plutonique de la meilleure qualité, celle de Kola, le rapport  $CaO/P_2O_5 = 1.27$  ce qui equivaut à un rapport  $CaO/P_2O_5 = 0.91$  ( $Ca = \frac{CaO}{1.4}$ ).

**HISTOGRAMME DES P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> DES CAROTTAGES  
ANALYSES EU Ca (CARBONATITES EXCEPTES)**

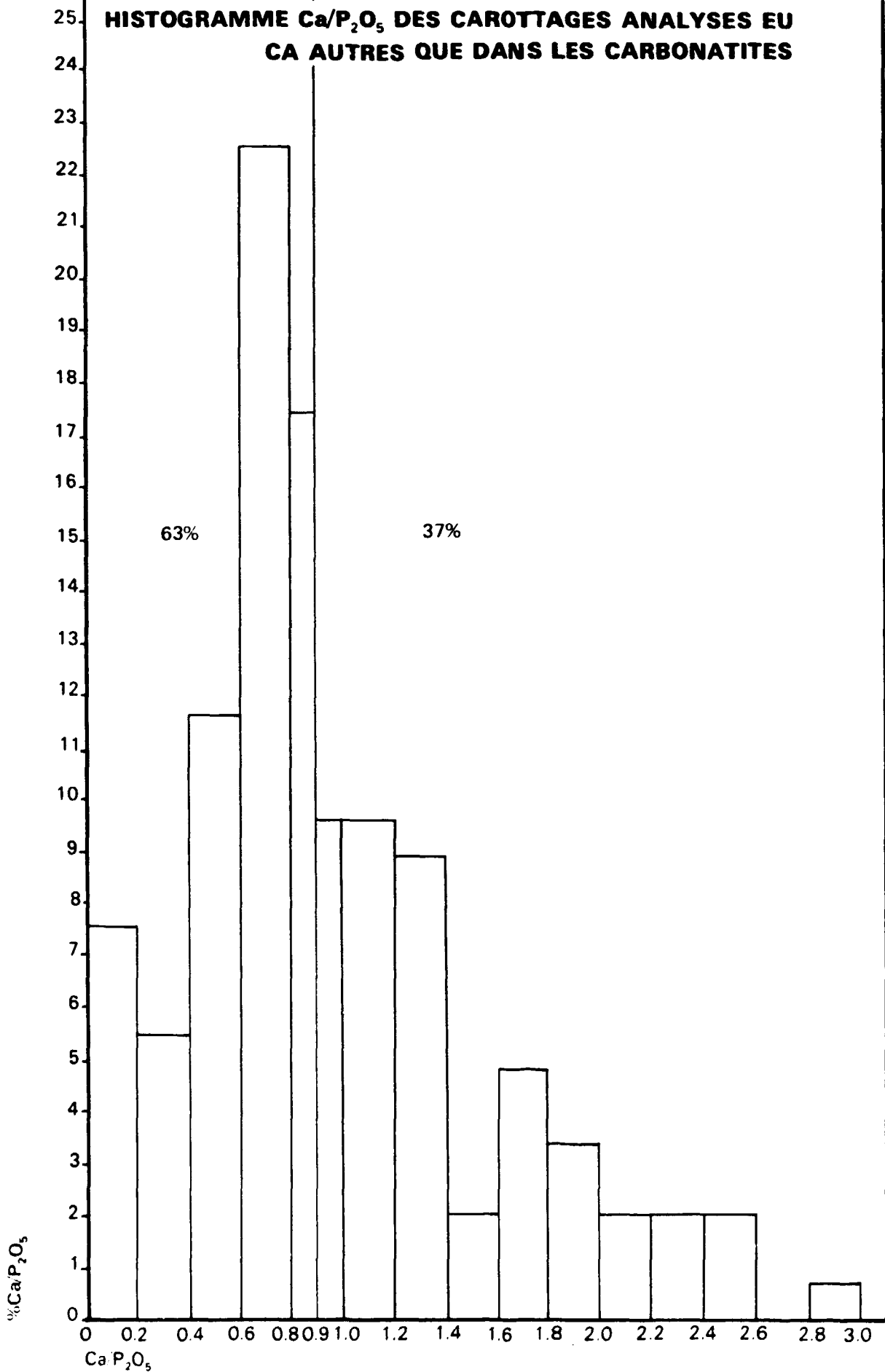


**HISTOGRAMME DES  $\text{CaO}$   $\left(\frac{\text{CaO}}{1.4} = \text{Ca}\right)$  DES CAROTTAGES AUTRES  
QUE DANS LES CARBONATITES**





**HISTOGRAMME Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> DES CAROTTAGES ANALYSES EU  
CA AUTRES QUE DANS LES CARBONATITES**



### III TRAITEMENT STATISTIQUE DES RÉSULTATS DES SONDAGES

Les histogrammes ponderés, établis à partir des échantillons de l'ensemble de tous les sondages, sur lesquels ont été effectuées les analyses des teneurs en P2O5 et en Ca, montrent les distributions des teneurs en P2O5 et en Ca, ainsi que celles des rapports Ca/P2O5. Celles des teneurs en P2O5 et des rapports Ca/P2O5 sont proches des normales, celle des Ca se rapproche de la lognormale.

Le CERPHOS avait constaté que ces distributions peuvent être proches des normales ou lognormales suivant la valeur du coefficient de variation  $\gamma = \frac{\sigma}{\mu}$ . Krige avait déjà étudié ces phénomènes en Afrique du Sud; mais les études du CERPHOS ont précédé celles de Koch et Link aux U.S.A.

W étant la variable, la probabilité élémentaire ou densité de probabilité, lorsqu'elle est lognormale, est définie par la formule du CERPHOS:

$$1) \quad f(w) = \frac{1}{(w \pm a)\beta\sqrt{2\pi}} \times e^{\left[-\frac{1}{2\beta^2} \left\{ \ln(a \pm w) - \alpha \right\}^2\right]}$$

Dans cette formule figurent trois paramètres: a qui est une constante dite constante régionale,  $\alpha$  = moyenne des L (a  $\pm$  w) et  $\beta^2$  = variance des L (a  $\pm$  w).

La variable w peut être la teneur en l'un des composants, une fonction de plusieurs teneurs en divers composants ou la puissance des mineralisations.

Lorsque le coefficient de variation  $\gamma = \frac{\sigma}{\mu}$  se trouve entre certaines limites la distribution peut suivre la loi normale de Gauss, et si c'est le cas sa formule est:

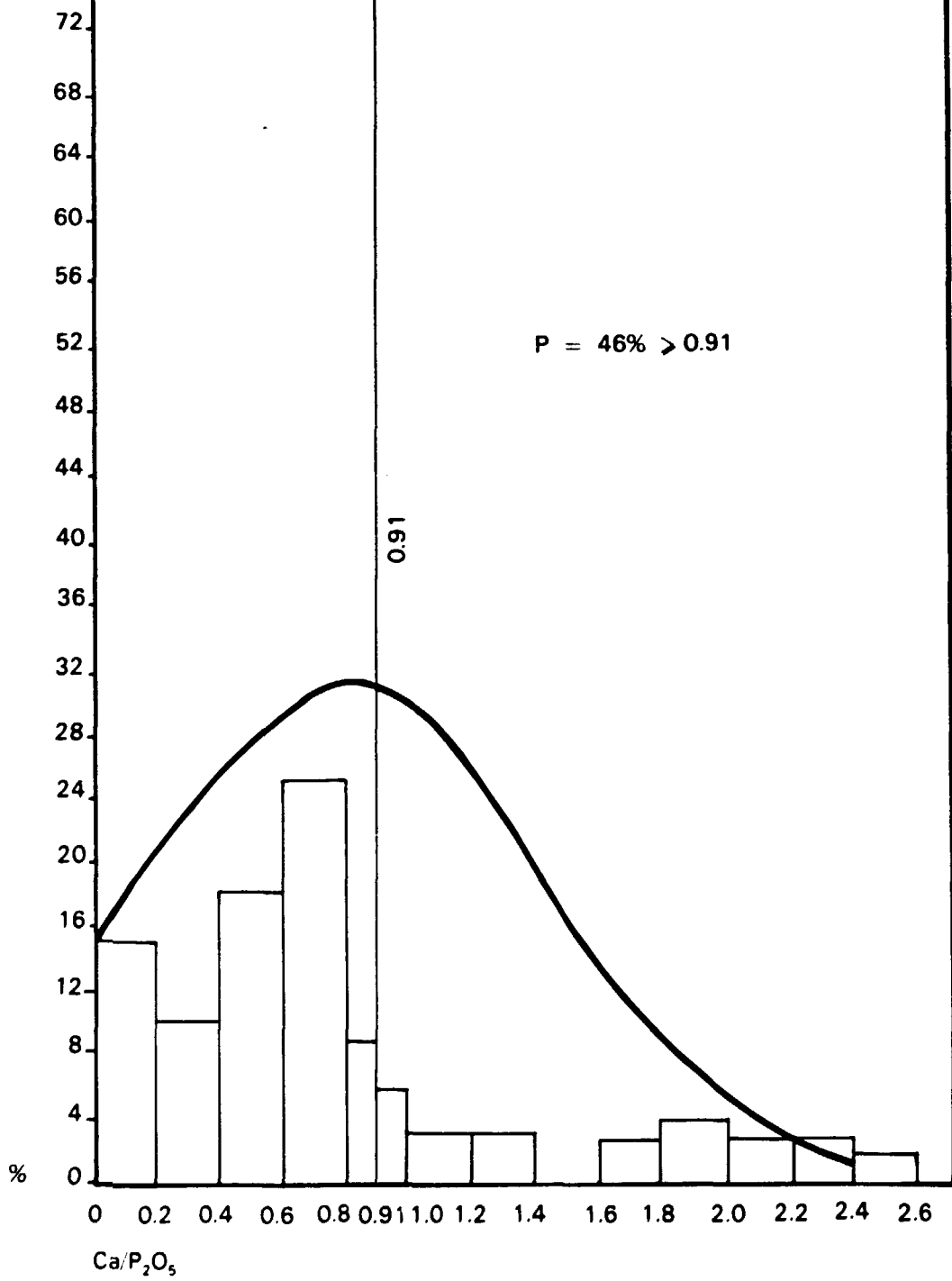
$$f(u) = \frac{1}{\beta\sqrt{2\pi}} \times e^{\left[-\frac{1}{2\beta^2} (x - \alpha)^2\right]}$$

Dans cette formule,  $\alpha$  est la constante, régionale,  $\alpha$  est la moyenne des x et  $\beta$  est l'écart-type.

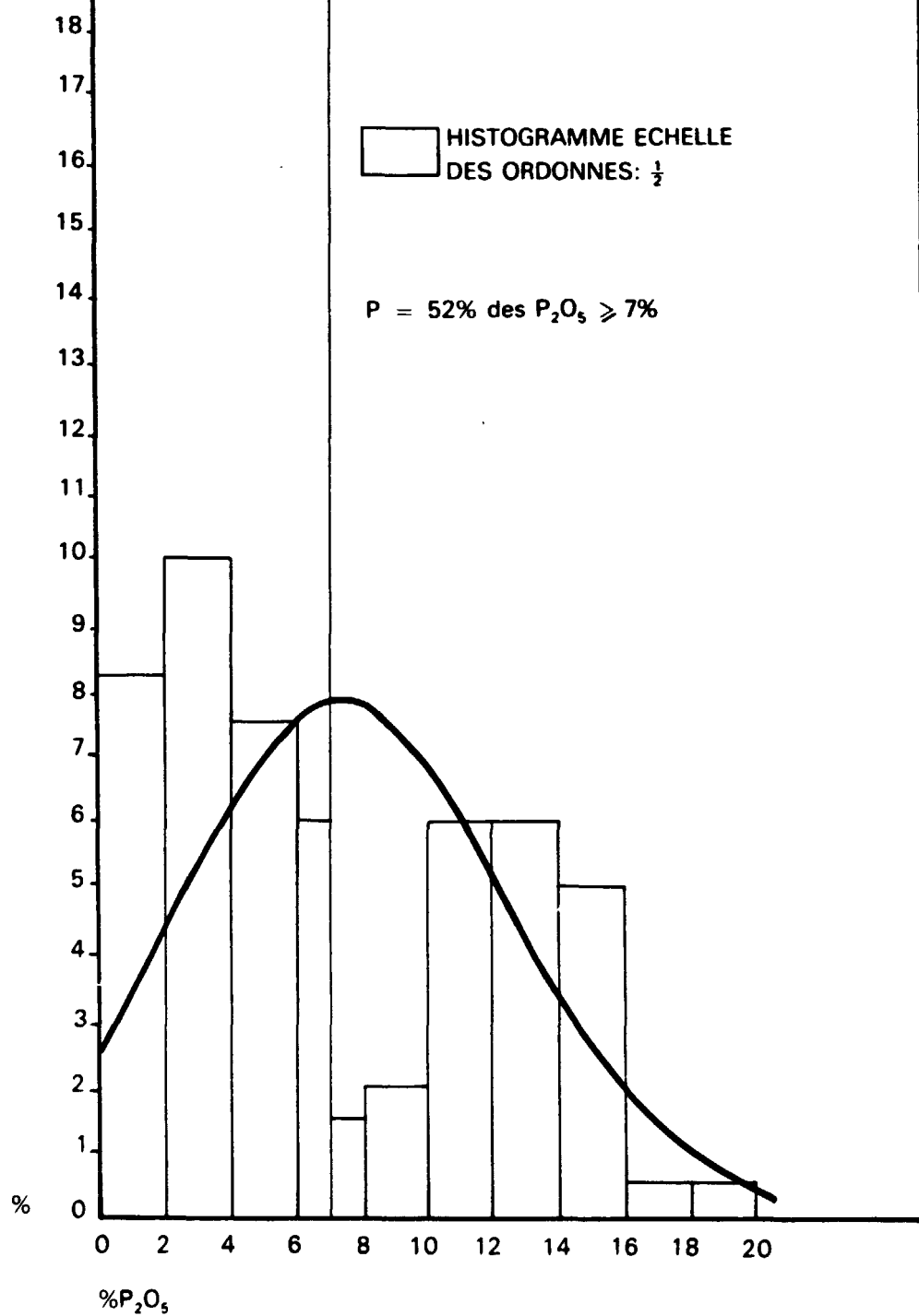
Dans le cas le plus favorable, le rapport Ca/P2O5 est égal à 0.91. Nous allons étudier un à un, les différents profils et essayer de déterminer pour chacun d'eux la probabilité de Ca/P2O5  $\geq$  0.91. Mais cette condition n'est pas suffisante, elle doit être complétée par la probabilité des teneurs en P2O5 supérieures à la teneur limite de 7% définie page 20 de la synthèse générale sur les études effectuées dans le secteur Matongo-Bandaga.

# COURBE NORMALE DES $\text{Ca}/\text{P}_2\text{O}_5$ DU PROFIL AA'

HISTOGRAMME ECHELLE  
DES ORDONNES :  $\frac{1}{2}$



**PROFIL AA' - COURBE NORMALE DES  
TENEURS EN P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>**



### III.1. ETUDE DES PROFILS

En considérant les profils des sondages (figures 2, 3, 4, 5 et 6) et les coupes (figures 7 à 20), nous obtenons les résultats suivants:

#### Profil AA'

3 sondages: S3, S3ITS et S4ITS

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 66 valeurs dont la moyenne  $\mu = 0.80$ , l'écart-type  $\sigma = 0.65$  et la variance  $\sigma^2 = 0.425$ .

Le coefficient de variation  $\gamma = \frac{\sigma}{\mu} = 0.81$ , avec cette valeur du coefficient de variation, la distribution des CaO/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> sans être normale, n'est pas très éloignée de cette dernière.

La moyenne des L (Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)  $\mu = -0.59$ , l'écart-type  $\beta = 0.99$  et la variance  $\beta^2 = 0.966$ . Le coefficient de variation  $\gamma = \beta/\mu = -1.68$  avec une telle valeur du coefficient de variation, la distribution des L (Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) est bien plus éloignée de la normale que celle des Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Nous, prendrons donc les formules de la distribution normale dont l'approximation est plus proche de la distribution celle.

Dans 95% des cas Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est compris entre 0 et 1.82.

La probabilité pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit supérieur à 0.91 est:

$$P(\text{Ca/P}_2\text{O}_5 > 0.91) = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.65\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{-0.89 + (\text{Ca/P}_2\text{O}_5 - 0.8)^2}{0.85}} d\text{Ca/P}_2\text{O}_5 =$$

(au delà de  $\text{Ca/P}_2\text{O}_5 > 2.6$  le minerai est trop carbonaté)  $P = 46\%$

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 68 valeurs de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> dont la moyenne  $\mu = 7.33\%$ , l'écart-type  $\sigma = 5.1\%$  et la variance  $\sigma^2 = 0.26\%$ .

Le coefficient de variation  $\gamma = 0.7$

La moyenne des L (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)  $\mu = -2,9871$ , l'écart-type  $\beta = 0,985$ , et la variance  $\beta^2 = 0.97$ .

Le coefficient de variation  $\gamma = -0.33$

Nous sommes en dehors des limites entre lesquelles les distributions normales et lognormales sont possibles, mais plus près des limites de la distribution normale que nous adopterons en première approximation.

Dans 95% des cas la teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est comprise entre 0 et 16.5%.

La probabilité d'avoir P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ≥ 7% est:

$$P(P_{2O_5} \geq 0.07) = \int_{0.07}^{+\infty} \frac{1}{0.051 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.0052} (P_{2O_5} - 0.0733)^2} d(P_{2O_5})$$

P = 52%

La probabilité globale d'avoir dans la coupe AA' en même temps Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ≥ 0.91 et P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ≥ 7% est de: 0.46 x 0.52 = 23.9%.

#### Profil BB'

2 sondages: S5 et S6.

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 21 valeurs dont la moyenne =  $\mu$  = 1.24, l'écart-type  $\sigma$  = 0.54 et la variance  $\sigma^2$  = 0.28.

Le coefficient de variation  $\gamma = \frac{\sigma}{\mu} = 0.43$ ; valeur qui rend possible une distribution proche de la normale.

La moyenne des L Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> =  $\alpha$  = 0.125; l'écart-type  $\beta$  = 0.45 et la variance  $\beta^2$  = 0.203.

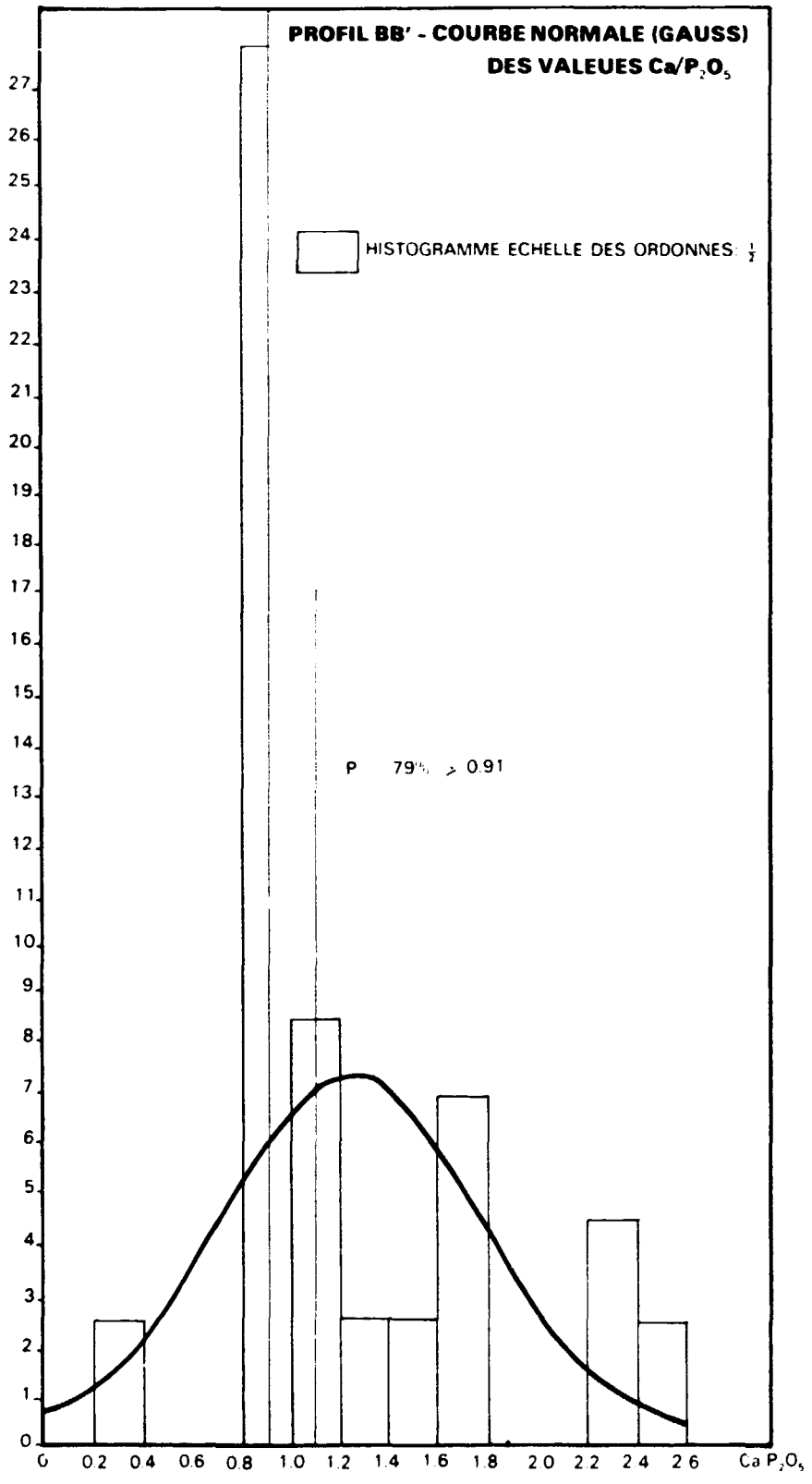
Le coefficient de variation  $\gamma = \frac{\beta}{\alpha} = 3.60$ . Avec un tel  $\gamma$  une distribution lognormale des Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est pratiquement impossible. Nous adopterons donc les formules de la distribution normale.

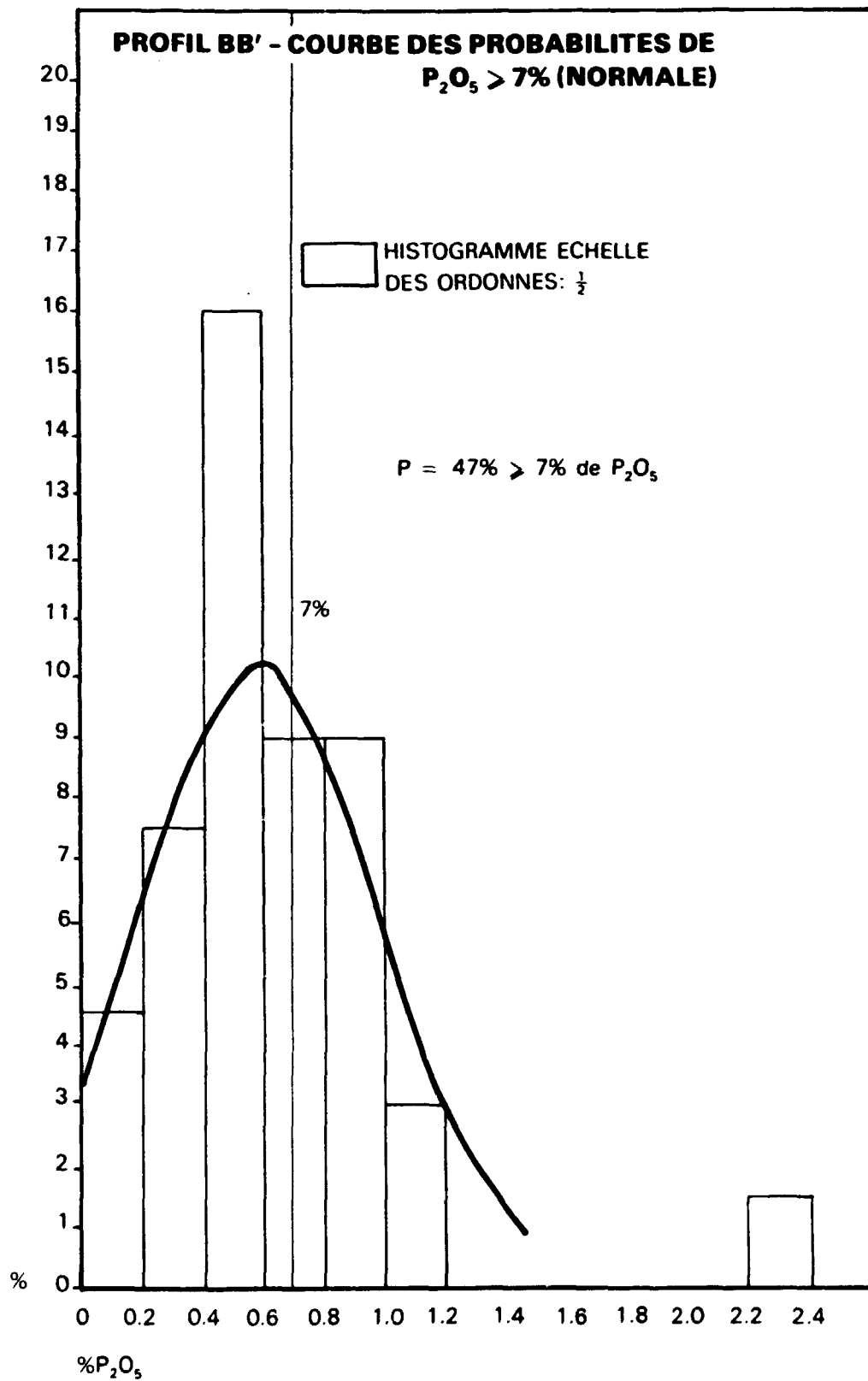
Dans 95% des cas la valeur de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est comprise entre 0, 4 et 2.14.

Nous considérons qu'au delà de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = 2.6 nous avons à faire à un calcaire phosphate et non à un minerai de phosphate. La probabilité pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit compris entre 0.91 et 2.60 est:

$$P = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.54 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.29} (Ca/P_{2O_5} - 1.24)^2} dCa/P_{2O_5} =$$

P = 79%







P205: 34 échantillons de carottages dans l'analyse moyenne en P205 =  $\mu = 5.86\%$  l'écart-type de ces analyses  $\sigma = 3.92\%$  et la variance  $\sigma^2 = 0.15\%$ . Le coefficient de variation  $\chi = 0.67$ .

Nous sommes proches mais en dehors des limites d'une distribution normale.

La moyenne des L P205 =  $\alpha = -3,0368$ ; l'écart-type  $\beta = 0,916$ ; et la variance  $\beta^2 = 0,8145$ . Le coefficient de variation  $\chi = \frac{\beta}{\alpha} = -0,302$ . Avec cette valeur de la distribution lognormale n'est pas envisageable. Nous adopterons donc les formules d'une distribution normale.

Dans 95% des cas les teneurs en P205 sont comprises entre 0 et 19%.

La probabilité de présence des teneurs en P205 supérieures à 7% est:

$$P(P_{205} \geq 7\%) = \int_{0.07}^{+\infty} \frac{1}{0.0042\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.003} (P_{205} - 0.0586)^2} dP_{205} =$$

P = 47%

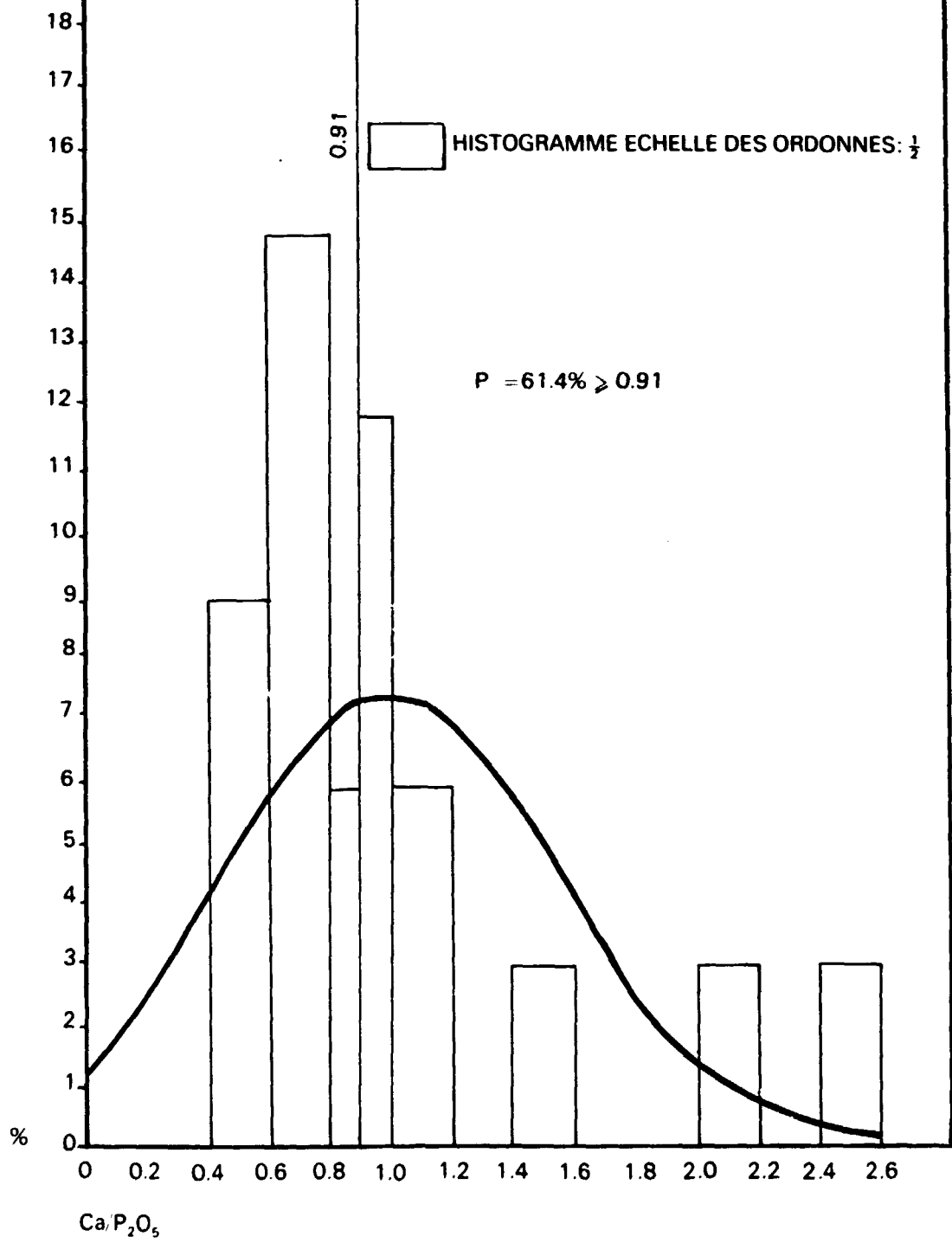
La probabilité globale d'avoir dans la coupe BB' en même temps Ca/P205  $\geq 0.91$  et P205  $\geq 7\%$  est de  $0.79 \times 0.47 = 37\%$ .

#### Profil CC'

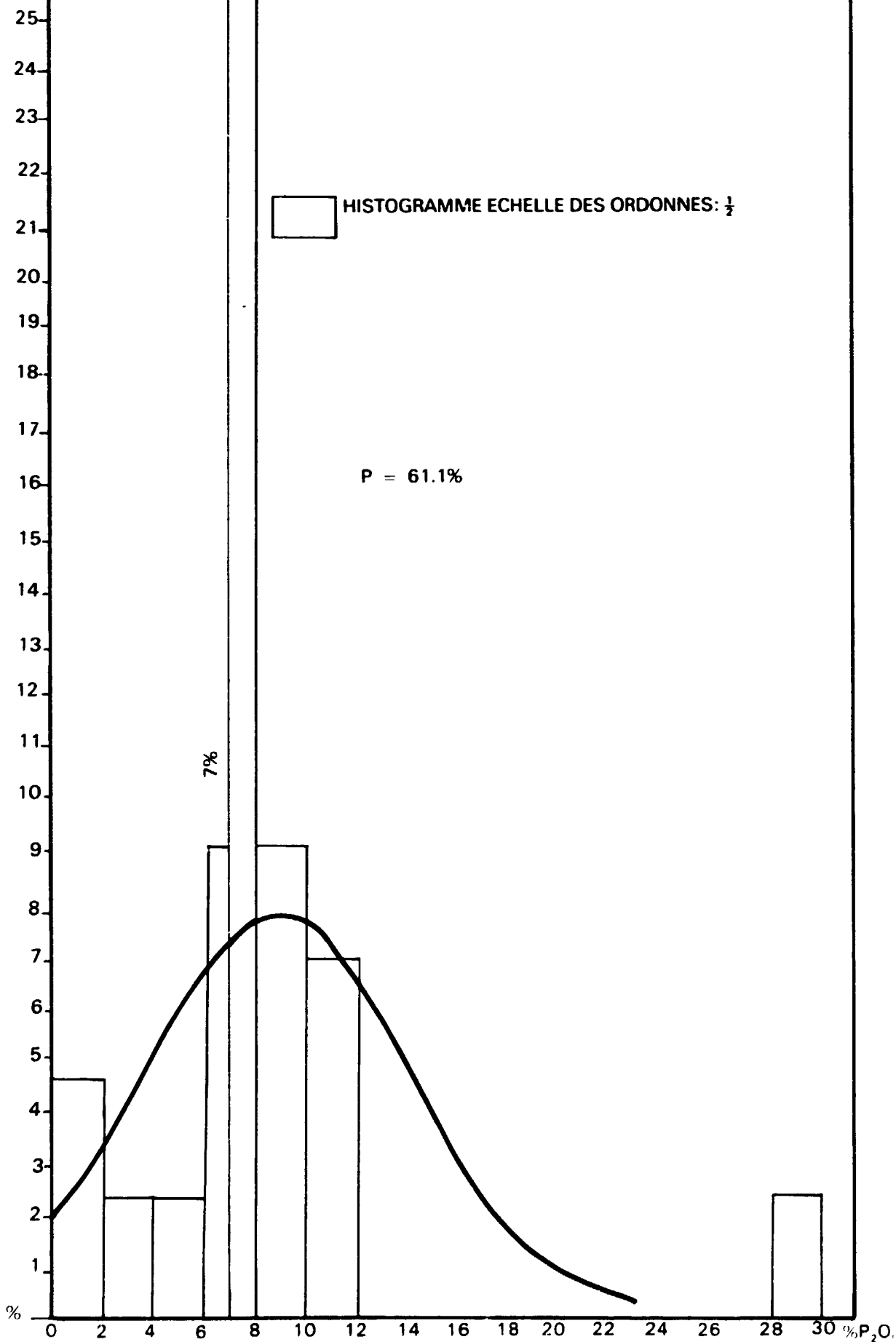
2 sondages S1 et S4

Ca/P205: 17 valeurs dont la moyenne  $\mu = 1.01$ ; l'écart-type  $\sigma = 0.54$  et la variance  $\sigma^2 = 0.29$ . Le coefficient de variation  $\chi = \frac{\sigma}{\mu} = 0.54$  valeur qui est très proche de la limite inférieur d'une distribution normale.

**PROFIL CC': COURBE DES PROBABILITES**  
**Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> >0.91 ET ≤ 2.6 (NORMALE)**



PROFIL CC': COURBE DES PROBABILITES DE  $P_2O_5 \geq 7\%$  (NORMALE)



La moyenne des L Ca/P2O5 =  $\mu = -0,0984$ ; l'écart-type  $\beta = 0,472$  et la variance  $\beta^2 = 0,21$ . Le coefficient de variation  $\gamma = -4,8$ , la distribution des L Ca/P2O5 est telle qu'une distribution lognormale est pratiquement impossible. Nous appliquerons donc les formules d'une distribution normale.

Dans 95% des cas Ca/P2O5 est compris entre 0.06 et 1.96.

La probabilité pour que Ca/P2O5 soit compris entre 0.91 et 2.60 est:

$$P = \int_{0.91}^{2.60} \frac{1}{0.544 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.58} [Ca/P_2O_5 - 1.01]^2} dCa/P_2O_5 =$$

$$P = 61.4\%$$

P2O5: 18 analyses dont la moyenne  $\mu = 8.62\%$ ; l'écart-type  $\sigma = 5.26\%$  et la variance  $\sigma^2 = 0.28\%$ . Le coefficient de variation  $\gamma = 0.61$  et se trouve en dehors et sous la limite de la possibilité d'une distribution normale mais en est relativement proche.

La moyenne des L P2O5 =  $\mu = -2,628$ ; l'écart-type  $\beta = 0,676$  et la variance  $\beta^2 = 0,431$ . Le coefficient de variation  $\gamma = -0.257$  et est plus éloigné de la limite inférieure de la distribution normale des L P2O5 que celui de la distribution des valeurs propres de P2O5. Nous appliquerons donc les formules d'une distribution normale des teneurs en P2O5.

Dans 95% des cas P2O5 est compris entre 0 et 17.82%.

La probabilité pour que P2O5 soit  $\geq 7\%$  est:

$$P = \int_{0.07}^{+\infty} \frac{1}{0.0026 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.0036} [P_2O_5 - 0.0862]^2} dP_2O_5 =$$

$$P = 61.1\%$$

La probabilité globale d'avoir dans la coupe CC' à la fois  $\text{Ca/P}_{205} \geq 0.91$  et  $\leq 2.6$  et que la teneur en  $\text{P}_{205}$  soit  $\geq 7\%$  est de:

$$P_{CC'} = 0.614 \times 0.611 = \underline{37.5\%}$$

#### Profil DD'

1 sondage: S7

$\text{Ca/P}_{205}$ : 3 valeurs connues seulement dont la moyenne  $\mu = 1.60$ , l'écart-type  $\sigma = 0.91$  et la variance  $\sigma^2 = 0.883$ . Le coefficient de variation  $V = 0.57$ , cette valeur est proche de la limite à partir de laquelle une distribution normale est possible.

La moyenne des L  $\text{Ca/P}_{205} = \bar{x} = 0,3572$ ; leur écart-type  $\sigma = 0.578$  la variance  $\sigma^2 = 0.334$  et le coefficient de variation = 1.62 est plus éloigné de la limite à partir de laquelle la distribution normale est possible, (compte-tenu de la valeur de  $\bar{x}$ ). Nous appliquerons donc les formules de la distribution normale.

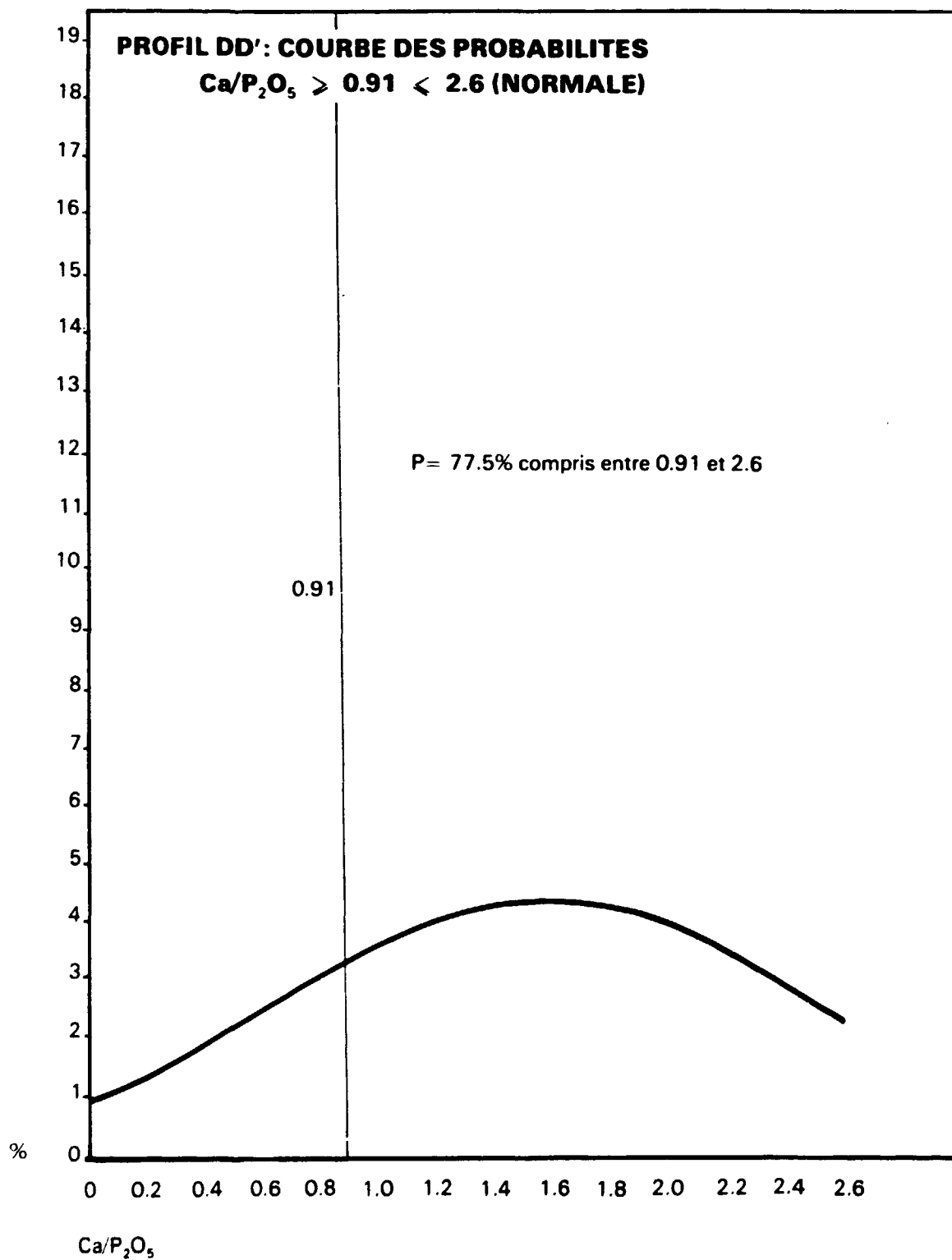
Avec seulement trois valeurs de  $\text{Ca/P}_{205}$  le calcul de l'intervalle dans lequel se trouvent les  $\text{Ca/P}_{205}$  dans 95% des cas est trop imprécis.

La probabilité pour que  $\text{Ca/P}_{205}$  soient compris entre 0.91 et 2.60 est:

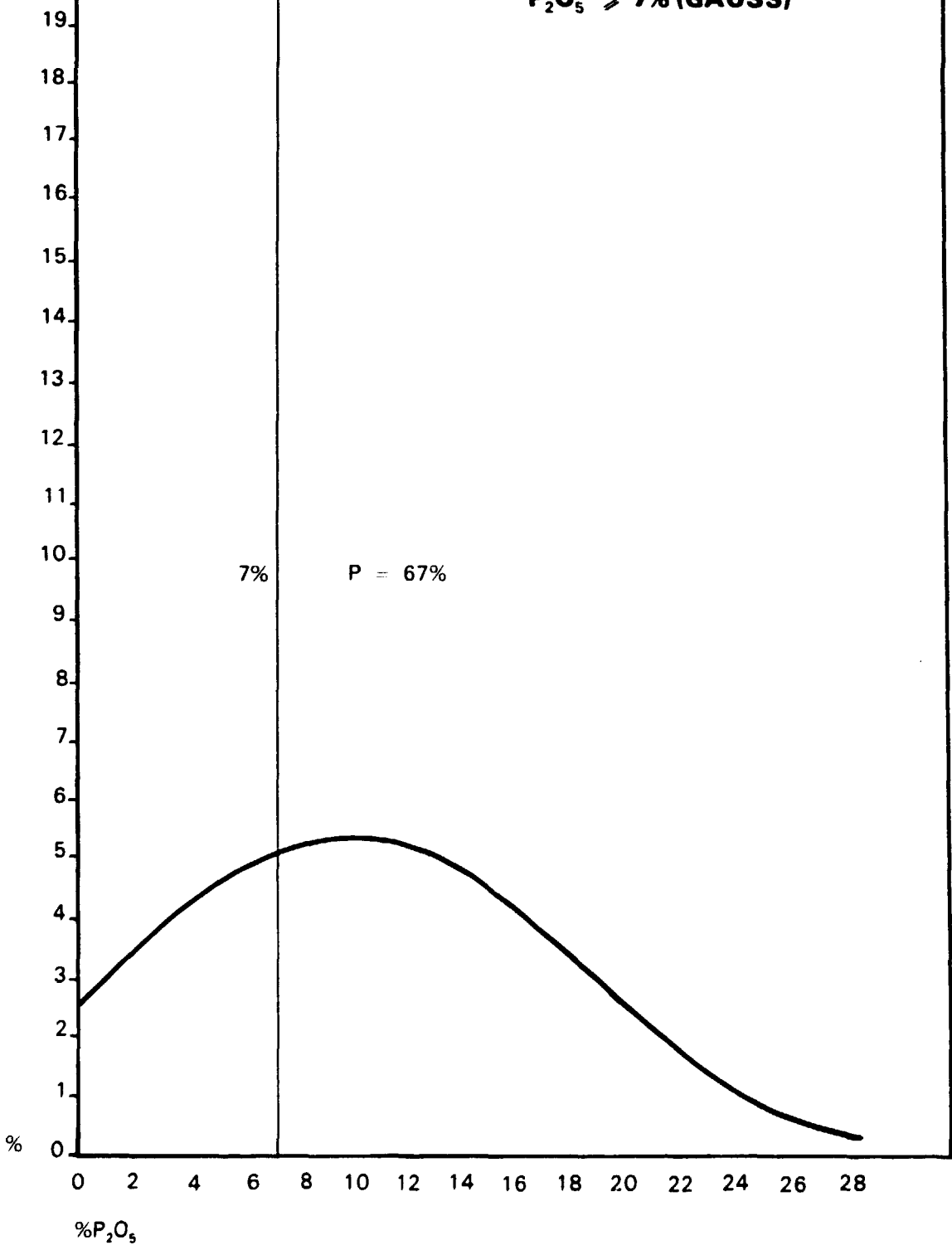
$$P_{\text{Ca/P}_{205}} = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.91 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{1.776} \left[ \frac{\text{Ca/P}_{205} - 1.6}{0.91} \right]^2} d\text{Ca/P}_{205} =$$

$$P = \underline{77.5\%}$$

$\text{P}_{205}$ : 3 analyses seulement dont la moyenne  $\mu = 9.1\%$ ; l'écart-type  $\sigma = 7.5\%$  et la variance  $\sigma^2 = 0.562$ . Le coefficient de variation  $V = 0.82\%$ , il est très près de la limite de la possibilité à partir de laquelle la distribution serait normale. C'est donc les formules de cette dernière distribution que nous allons utiliser.



**PROFIL DD': POURCENTAGE DES PROBABILITES DE  
 $P_2O_5 \geq 7\%$  (GAUSS)**



Avec seulement trois analyses de P2O5, le calcul de l'intervalle dans lequel se trouvent 95% des P2O5 est trop imprécis.

La probabilité pour que P2O5 soit supérieur à 7% est:

$$P_{P_{2O_5}} = \int_{0.07}^{+\infty} \frac{1}{0.075 \sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.01125} [P_{2O_5} - 0.091]^2} dP_{2O_5} =$$

P = 67%

La probabilité globale d'avoir dans le profil DD' à la fois Ca/P2O5 compris entre 0.91 et 2.6 et P2O5 supérieur à 7% est:

$$P_{DD'} = 0.775 \times 0.67 = 51.4\%$$

#### Profil EE'

5 sondages: S2, S8, S9, S5ITS et S10

A signaler que les seules analyses en Ca du log du sondage S9 ont été faites dans les carbonatites et n'ont pas été utilisés dans notre traitement statistique.

Ca/P2O5: 44 valeurs connues dont la moyenne  $\mu = 1.07\%$ , l'écart-type  $\sigma = 0.50$  et la variance  $\sigma^2 = 0.025$ ; le coefficient de variation  $\gamma = 0.48$ ; nous sommes en dehors des limites de possibilité, d'une distribution normale (mais relativement près).

La moyenne des L Ca/P2O5:  $\mu = -0,0591$ ; l'écart-type  $\sigma = 0,594$  la variance  $\sigma^2 = 0.353$ ; le coefficient de variation  $\gamma = -10.0$  est très au-delà des limites d'une distribution lognormale. Notre distribution n'est ni normale ni lognormale. Comme les distributions des lignes précédentes étaient proches de la normale, nous adopterons par souci d'homogénéité les formules de la distribution normale.



Dans 95% des cas Ca/P2O5 est compris entre; 0.15 et 1.95.

La probabilité pour que Ca/P2O5 soit compris entre 0.91 et 2.6 est:

$$P_{Ca/P_2O_5} = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.5\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.5} \left[ \frac{Ca/P_2O_5 - 1.07}{0.5} \right]^2} dCa/P_2O_5 =$$

P = 63%

P2O5: 47 analyses dont la moyenne  $\mu = 11.43\%$ , l'écart-type  $\sigma = 5.57\%$  et la variance  $\gamma = 0.31$ . Le coefficient de variation  $\chi = 0.49$ ; nous nous trouvons au-dessus de la limite supérieure, au-delà de laquelle une distribution normale n'est plus possible, mais tout près.

La moyenne des L P2O5 =  $\mu = -2.194$ ; l'écart-type  $\sigma = 0.61$  et la variance  $\gamma = 0.372$ ; le coefficient de variation  $\chi = 0.278$ ; nous sommes en dessous des limites inférieures des possibilités d'une distribution normale des L P2O5 (lognormale).

Nous nous trouvons en dehors des limites entre lesquelles, les distributions normale et lognormale sont possibles, par souci d'homogénéité des calculs nous adopterons les formules de la distribution normale dont le coefficient de variation est très proche.

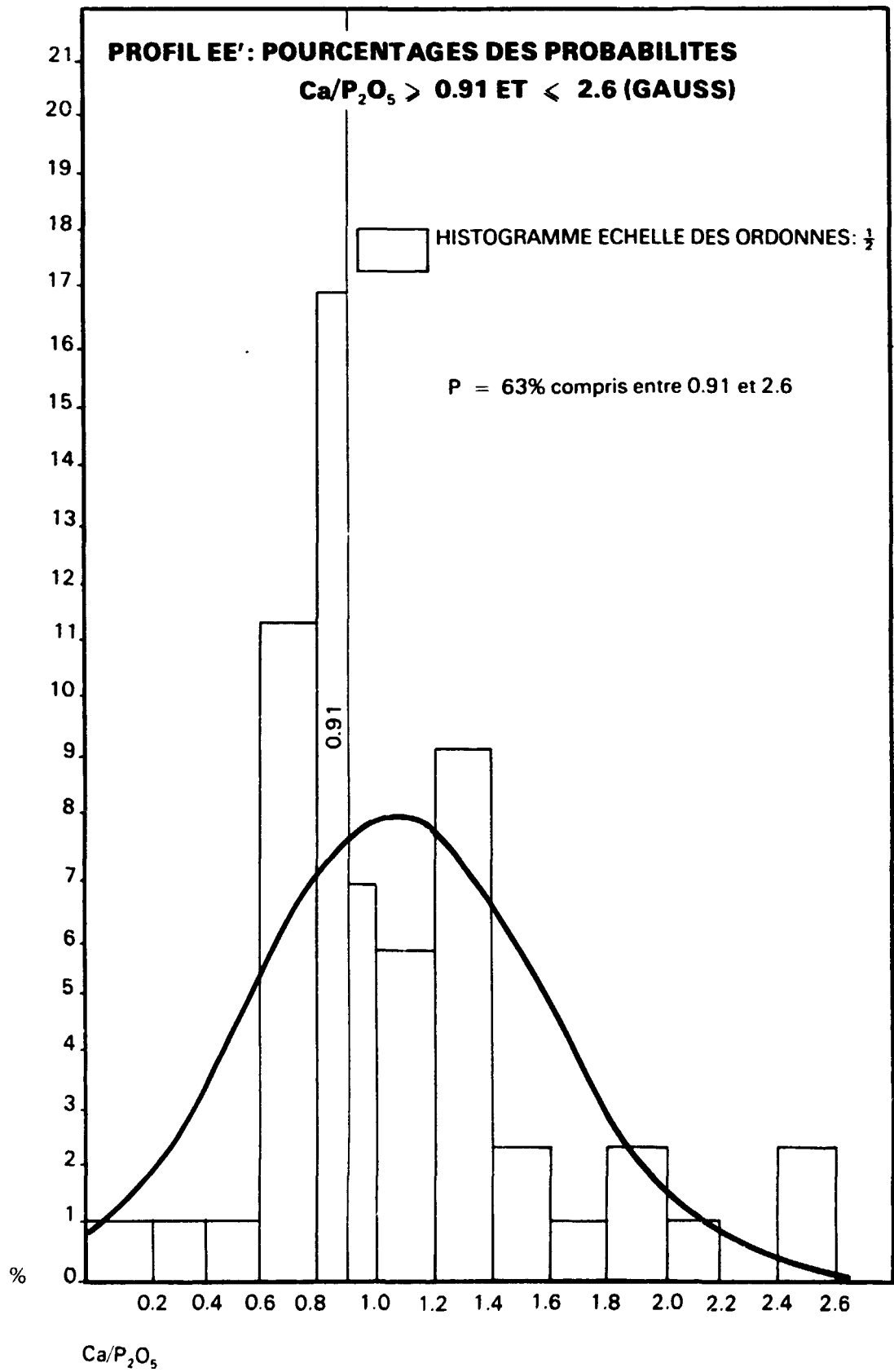
Dans 95% des cas P2O5 est compris entre 1.9% et 21%.

$$P_{P_2O_5} = \int_{0.07}^{1.00} \frac{1}{0.0657\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.065} \left[ \frac{P_2O_5 - 0.1143}{0.065} \right]^2} dP_2O_5 =$$

P = 79.9%

La probabilité totale d'avoir dans le profil EE' à la fois Ca/P2O5 compris entre 0.91 et 2.6 et P2O5  $\geq 7\%$  est:

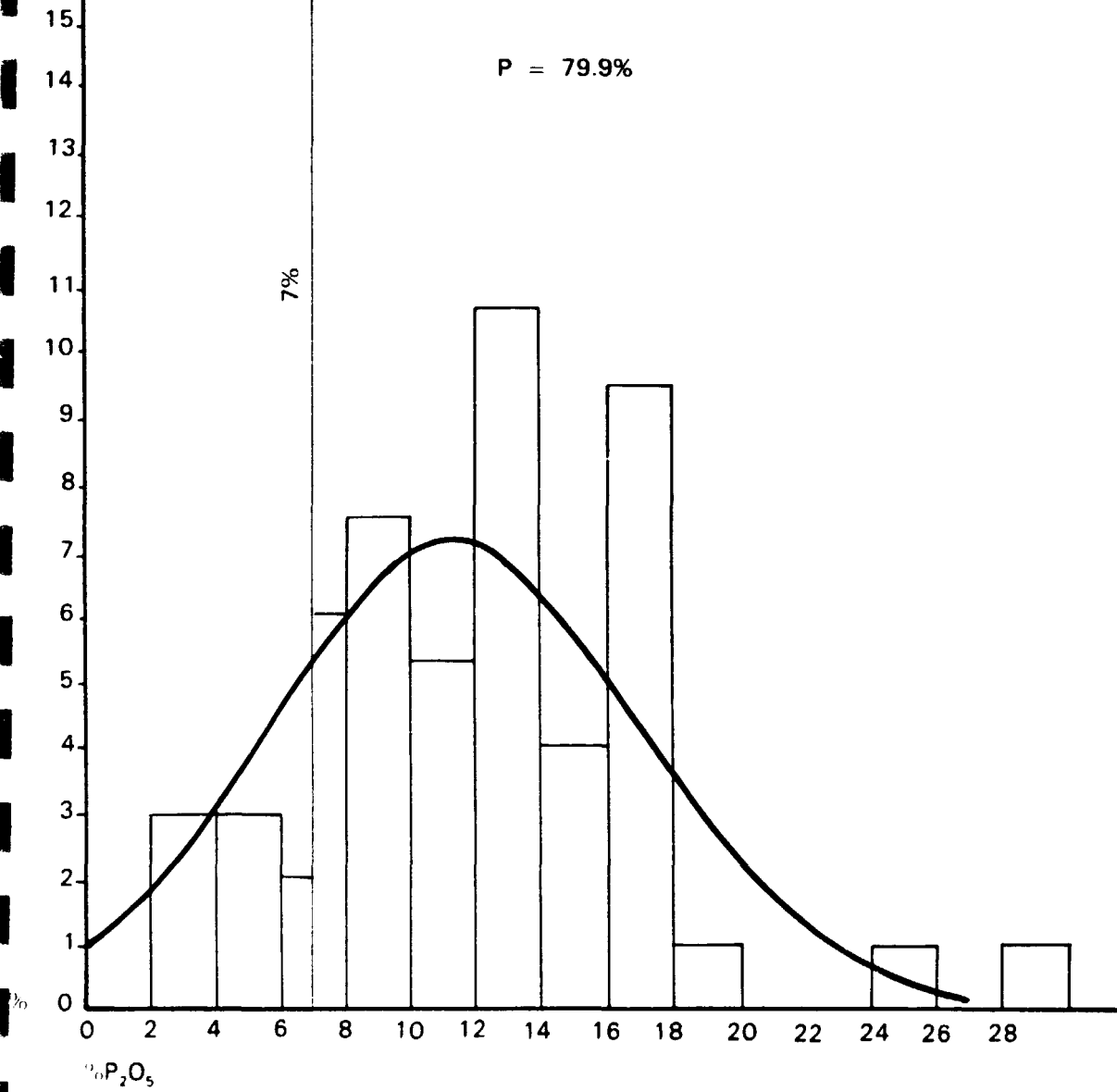
$$P_{EE} = 0.63 \times 0.799 = 50.3\%$$



**PROFIL EE': POURCENTAGES DES PROBABILITES  
DE  $P_2O_5 \geq 7\%$  (GAUSS)**

 HISTOGRAMME ECHELLE DES ORDONNES:  $\frac{1}{2}$

P = 79.9%



Commentaire des résultats obtenus par le traitement statistique des cinq lignes de sondages:

1. Les probabilités globales d'avoir a la fois Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> compris entre 0.91 et 2.6 et P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> supérieure a 7% paraissent augmenter du Sud vers le Nord.
2. La ligne AA' est située sur la rive Nord d'une thalweg. Sa très faible probabilité globale d'avoir à la fois Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> compris entre 0.91 et 2.6 et P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> supérieur a 7% (23.9%) pourrait être due à un lessivage particulièrement important par la circulation des eaux souterraines. Le thalweg correspondrait à un accident tectonique.
3. Les probabilités globales des lignes BB' et CC' (le sondage S4 de cette dernière se trouve au début d'une croupe) sont légèrement supérieures à celle de la ligne AA' mais toujours insuffisantes.
4. Les probabilités globales des lignes DD' et EE' légèrement supérieures à 50%, ne sont pas encore suffisantes pour autoriser déjà une exploitation minière, uniquement pour le phosphate. La présence à côté de l'apatite d'autres phosphates va rendre difficile le traitement mineralurgique.

La région est insuffisamment étudiée car les sondages implantés sont trop écartés et ne vont pas assez loin.

III.2. TRAITEMENT STATISTIQUE DES RÉSULTATS DES SONDAGES  
COMPTE-TENU DE LEUR ÉLOIGNEMENT DU LIT DE LA RIVIÈRE

La vallée de la rivière Inamvumu, qui est probablement d'origine tectonique (p.4 de la synthèse) est certainement l'objet d'importantes circulations souterraines d'eau qui ont pour conséquence des lessivages des roches en place et donc des phénomènes diagénétiques.

Une comparaison statistique des résultats des sondages les plus proches du lit de la rivière avec ceux qui en sont les plus éloignés est donc intéressante. (Il n'a pas été tenu compte dans cette comparaison du sondage S7 car c'est l'unique sondage de la ligne DD).

Les sondages les plus proches du lit de la rivière sont les sondages S1, S2, S5 et S4ITS

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 65 valeurs connues dont la moyenne  $\mu = 0.952$ ; l'écart-type  $\sigma = 0.60$  et la variance  $\sigma^2 = 0.354$ . Le coefficient de variation  $\chi = 0.63$ .

Avec les formules de la distribution normale:

95% des valeurs de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de cet ensemble de sondages sont compris entre 0 et 1.98.

La probabilité pour que ces valeurs soient compris entre 0.91 et 2.6 est:

$$P_{\text{Ca/P}_2\text{O}_5} = \int_{\text{inf}}^{+a} \frac{1}{0.6/\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.72} [\text{Ca/P}_2\text{O}_5 - 0.952]^2} d\text{Ca/P}_2\text{O}_5$$

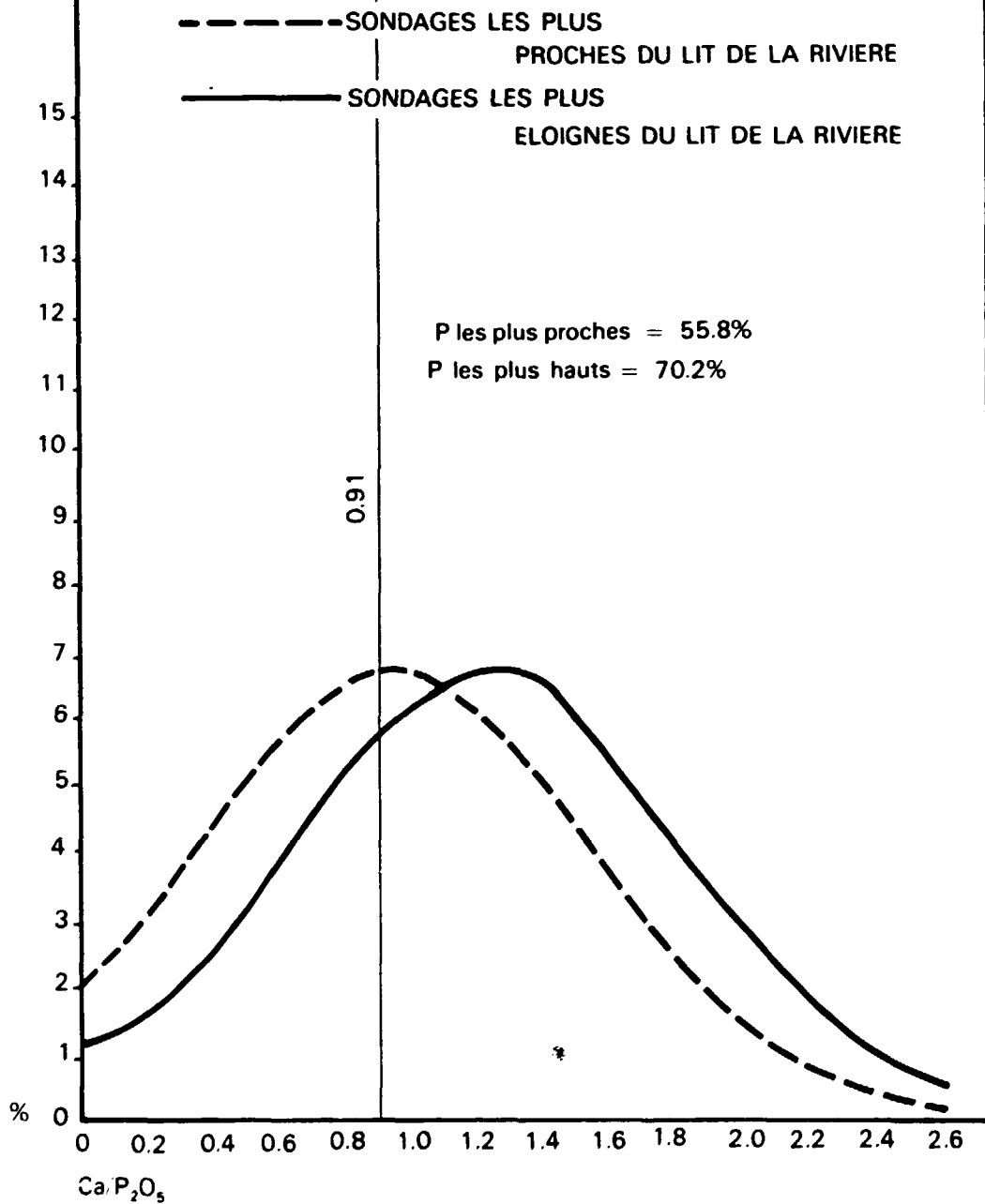
P = 55.8%

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 75 analyses provenant de cet ensemble de sondages, dont la moyenne est:  $\mu = 7.66\%$ , l'écart-type  $\sigma = 5.89\%$  et la variance  $\sigma^2 = 0.347\%$ ,  $\chi = 0.77$  95% des teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> des carottages de cet ensemble de sondages sont comprises entre 0 et 17.73. La probabilité pour que ces teneurs soient supérieures à 7% est:

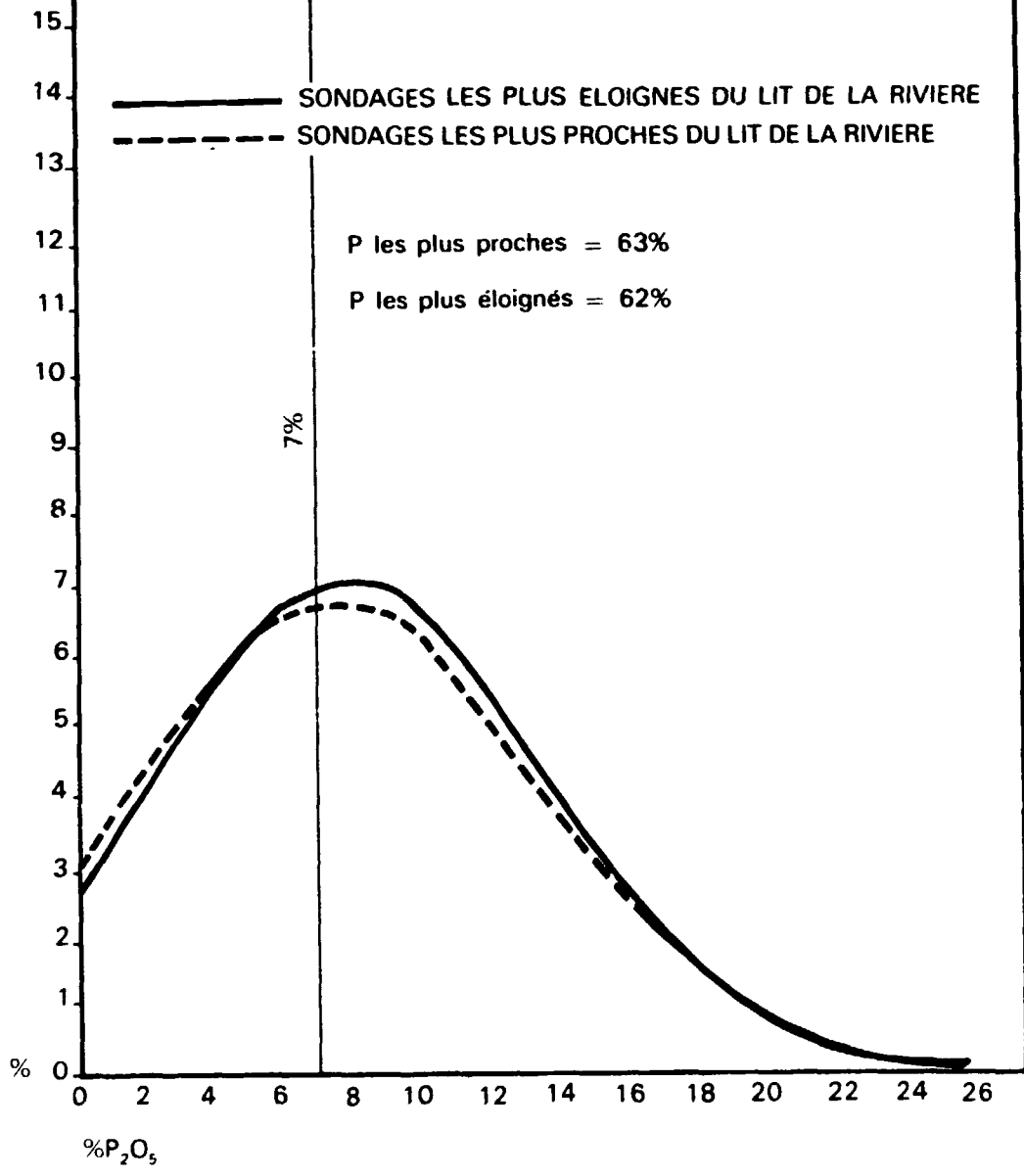
$$P_{\text{P}_2\text{O}_5} = \int_{\text{inf}}^{+a} \frac{1}{0.0589/\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.00344} [\text{P}_2\text{O}_5 - 0.0766]^2} d\text{P}_2\text{O}_5$$

P<sub>inf</sub> = 63%

**POURCENTAGES DES PROBABILITES  $\text{Ca}/\text{P}_2\text{O}_5 > 0.9 < 2.6$**



**POURCENTAGES DES PROBABILITES  $P_2O_5 \geq 7\%$**



Les sondages les plus éloignés du lit de la rivière  
sont les sondages: S3, S4, S6 et S10.

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 37 valeurs dont la moyenne  $\mu = 1.229$ ; l'écart-type  $\sigma = 0.60$  et la variance  $\nu = 0.360$   $\chi = 0.48$  et est proche de la normale.

En appliquant les formules de la distribution normale nous constatons que 95% des valeurs Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de cet ensemble des sondages sont compris entre 0.17 et 2.28.

La probabilité pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit compris entre 0.91 et 2.6 est:

$$P_{\text{sup}}(\text{Ca/P}_{2}\text{O}_{5}) = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.6\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.72}[\text{Ca/P}_{2}\text{O}_{5} - 1.229]^2} d\text{Ca/P}_{2}\text{O}_{5} = \underline{P = 70.2\%}$$

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 54 analyses relevées dans cet ensemble de sondages dont la moyenne des teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>  $\mu = 7.96\%$ ; l'écart-type  $\sigma = 5.654\%$  et la variance  $\nu = 0.3197\%$ .

Avec les formules de la distribution normale 95% des teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> des carottages de ces sondages sont compris entre: 0 et 17.85%.

La probabilité pour que ces teneurs soient supérieures à 7% est:

$$P_{\text{sup}}\text{P}_{2}\text{O}_{5} = \int_{0.07}^{\infty} \frac{1}{0.0564\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.006344}[\text{P}_{2}\text{O}_{5} - 0.0796]^2} = \underline{P_{\text{sup}} = 62\%}$$



CONCLUSIONS DE CETTE COMPARAISON

1. Malgré un nombre différent de sondages retenus dans chacun de ces ensembles et un nombre différent de rapports de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, les deux ensembles avec des moyennes différentes ont le même écart-type et pratiquement les mêmes variances, ce qui justifie le traitement statistique simplifié et brutal qui a été adopté (ni la constante régionale, ni les paramètres d'une éventuelle distribution lognormale n'ont été déterminés à cause des différences dans les pourcentages des carottages prélevés au voisinage des carbonatites).
2. La comparaison entre les résultats des sondages proches de la rivière et ceux qui en sont les plus éloignés montre l'action diagénétique de la circulation des eaux souterraines: alors qu'au voisinage du lit de la rivière, la probabilité d'avoir de l'apatite est de 55.8%, cette probabilité monte à 70.2% quand le sondage est plus haut sur la pente.

La probabilité globale d'avoir de l'apatite avec une teneur supérieure à 7% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> passe de 35% près du lit de la rivière à 43.5% pour les sondages les plus hauts sur la berge, c'est à dire aux endroits où en principe, les circulations souterraines des eaux sont moins intenses.

III.3. ETUDE DES RÉSULTATS DES CAROTTAGES COMPTE-TENU DU RELIEF DES CARBONATITES

La comparaison du fond topographique de la figure 1 et des coupes des sondages montre que ces derniers recoupent les carbonatites aux cotes suivantes: (arrondies au mètre près).

Profil AA: S4ITS à 1 391 m; S3ITS à 1 379m; S3 à 1 379 m,

Profil BB: S5 à 1 376 m; S6 à 1 331 m,

Profil CC: S1 à 1 333 m; S4 à 1 358 m,

Profil DD: S7. à 1 392 m,

Profil EE: S2 à 1 327 m; S8 à 1 408 m; S9 à 1 411 m; S5ITS à 1 379 m; S10 à 1 316 m.

Nous constatons:

- Que le contact entre les carbonatites et les roches encaissantes supérieures est très tourmenté (failles et ou Karsts).
- Qu'à l'exception du sondage S4 les carbonatites recoupés par les autres sondages peuvent être classées comme suit du point de vue topographique.

Carbonatites profondes dont la cote est comprise entre 1 310 et 1 333 m, ce sont celles qui sont recoupées par les sondages S6, S1, S2 et S10.

Le traitement statistiques des résultats des analyses en Ca et en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> effectués sur les mêmes carottages nous donne:

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 56 valeurs dont la moyenne  $\bar{x} = 1.02$ ; l'écart-type:  $\sigma = 0.453$  et la variance  $\sigma^2 = 0.205$   $\chi^2 = 0.44$ .

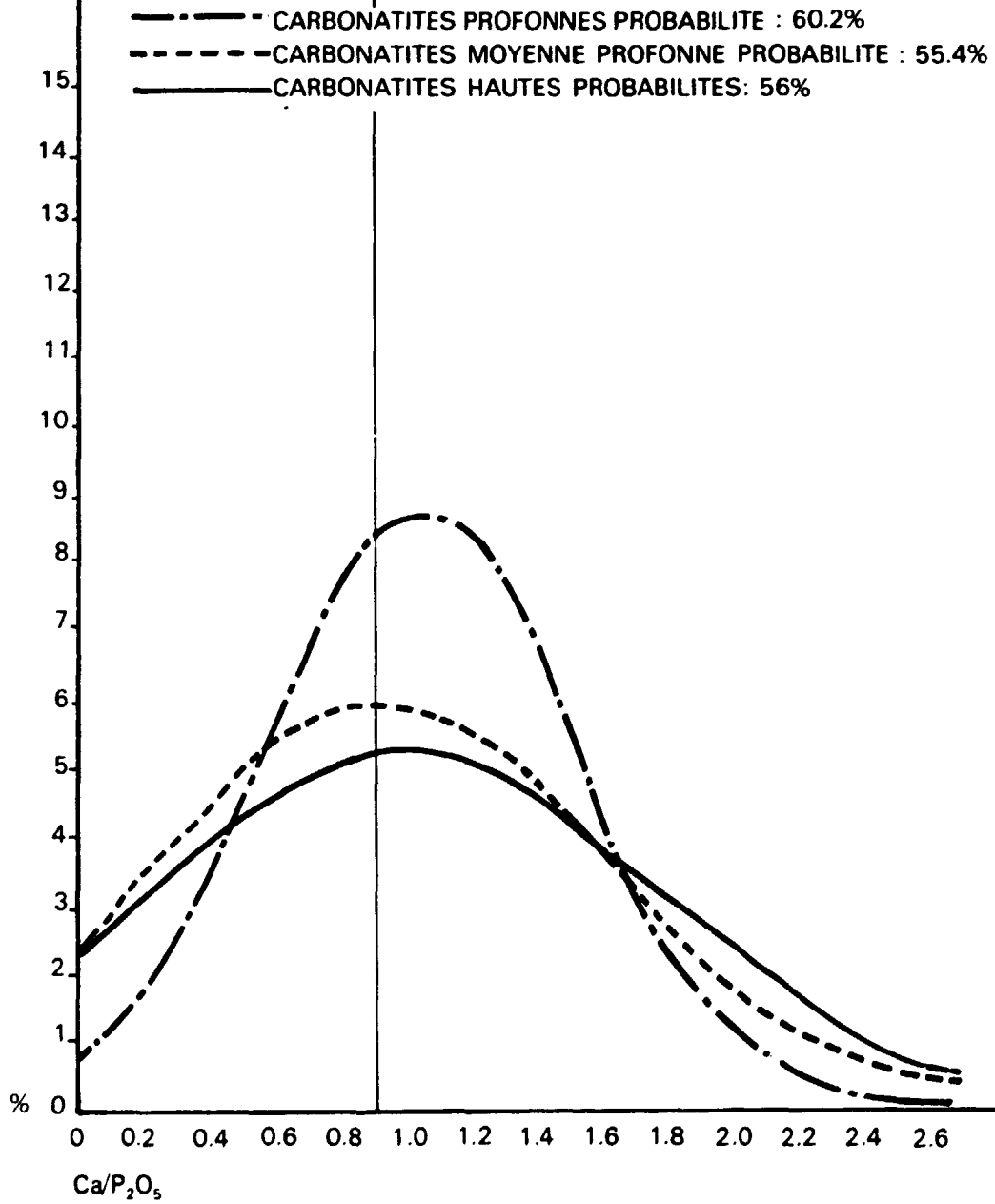
Pour ces carottages, 95% des valeurs de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> sont compris entre 0.23 et 1.81.

La probabilité pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit compris entre 0.91 et 2.6 est:

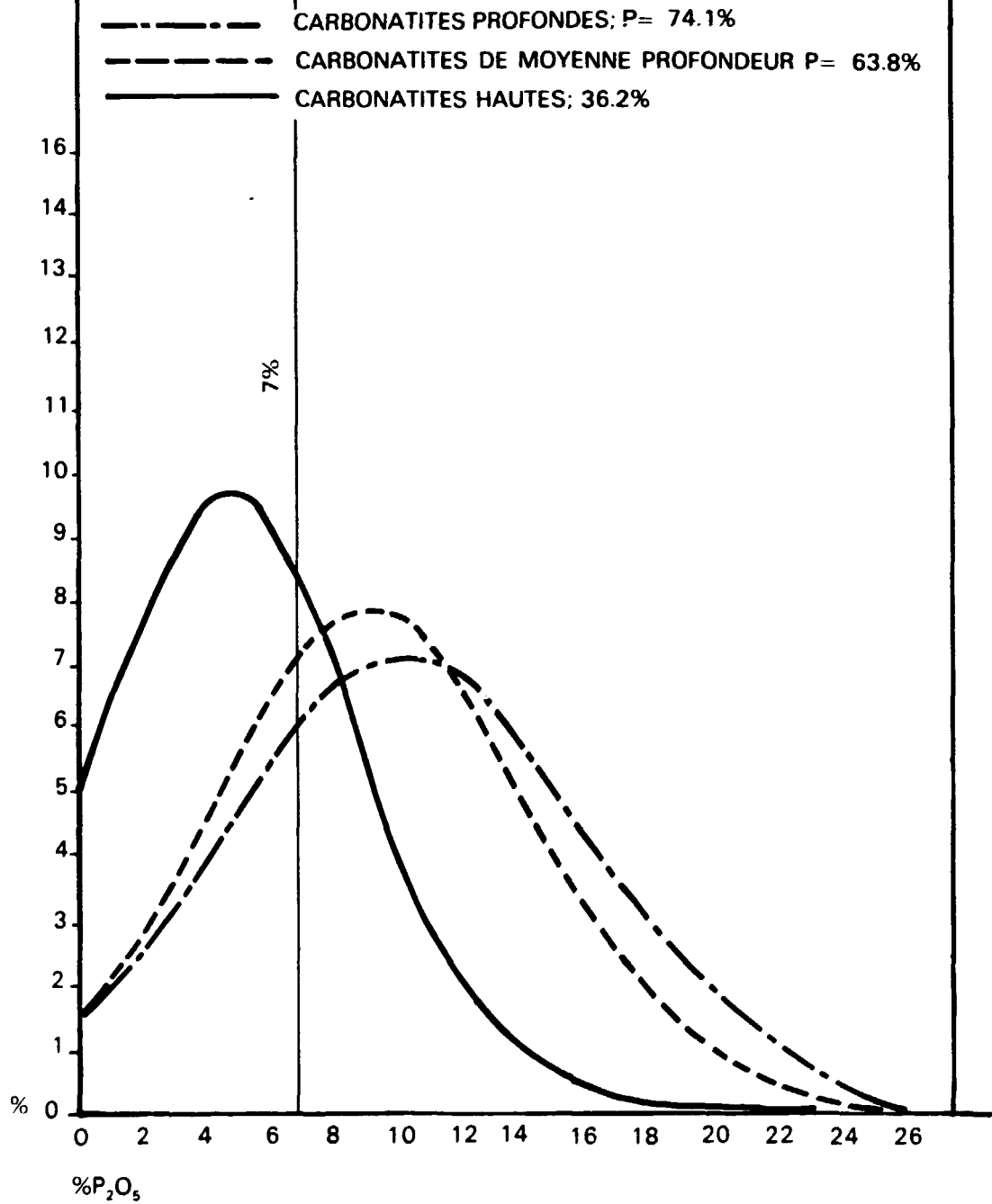
$$P_{Ca/P_2O_5} = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.453\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{2 \times 0.453^2} \left[ \frac{Ca/P_2O_5 - 1.02}{0.453} \right]^2} d\left(\frac{Ca}{P_2O_5}\right)$$

$P = 60.2\%$

**POURCENTAGES DES PROBABILITIES**  
**Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> > 0.9 ET < 2.6**



**POURCENTAGES DES PROBABILITES  $P_2O_5 \geq 7\%$**



P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 58 analyses dont la moyenne  $\mu = 10.25\%$ ; l'écart-type  $\sigma = 5.57\%$  et  $\gamma = 0.310\%$   $\chi = 0.54$  très près de la distribution normale.

Pour ces carottages 95% des teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> sont comprises entre 0.6% et 19.8%.

La probabilité pour que P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, soit supérieur ou égal à 7% est:

$$P_{P_{2}O_{5}} = \int_{0.7}^{\infty} \frac{1}{0.0557\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.0065} [P_{2}O_{5} - 0.1025]^2} dP_{2}O_{5} = \underline{P = 74.1\%}$$

Probabilité globale pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit compris entre 0.91 et 2.6 avec en même temps P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>  $\geq$  7% est pour ces carbonatites profondes:

$$P_{p.06} = 0.602 \times 0.741 = \underline{44.6\%}$$

Carbonatites de moyenne profondeur: dont la cote est comprise entre 1 370 et 1 380 mètres. Ce sont celles qui ont été recoupées par les sondages S3, S5, S3ITS et S5ITS.

Dans les carottages proches du contact analysés pour leur teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et en Ca nous trouvons:

Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 57 valeurs dont la moyenne  $\mu = 0.93$ , l'écart-type  $\sigma = 0.672$  et la variance  $\gamma = 0.451$ .  $\chi = 0.72$ , un peu au delà de la normale.

Au-dessus et près de ces carbonatites 95% des valeurs de Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> sont compris entre 0 et 2.1.

La probabilité pour que Ca/P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> soit compris entre 0.91 et 2.6 est:

$$P_{(Ca/P_{2}O_{5})_{0.91-2.6}} = \int_{0.91}^{2.6} \frac{1}{0.672\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.403} [Ca/P_{2}O_{5} - 0.93]^2} dCa/P_{2}O_{5} = \underline{P = 55.4\%}$$

P2O5: 68 analyses pour P2O5 ont été effectués sur les carottages analysés en Ca. La moyenne de ces analyses est  $\mu = 9.17\%$ ; l'écart-type  $\sigma$  est  $= 5.08\%$  et la variance  $\gamma = 0.254\%$   $\chi = 0.55$  très proche de la normale.

Pour ces échantillons 95% des teneurs en P2O5 sont comprises entre 0.3% et 18.0%.

La probabilité pour que P2O5 soit supérieur ou égal à 7% est:

$$P_{(P_2O_5)_{\text{moy}}} = \int_{0.7}^{26} \frac{1}{0.0508\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.00516} [P_2O_5 - 0.0917]^2} dP_2O_5 =$$

$P_{\text{moy}} = 63.8\%$

La probabilité globale de Ca/P2O5 compris entre 0.91 et 2.6 en même temps que P2O5  $\geq 7\%$  est de:

$$P_{\text{moy}} = 0.554 \times 0.638 = 35.3\%$$

Carbonatites hautes: dont la cote est supérieure à 1 390 m. Ce sont celles qui ont été recoupées par les sondages S7 (1 392 m), S8 (1 408), S9 (1 411) et S4ITS (1 391 m).

Dans les carottages proches du contact analysés en Ca et en P2O5 nous trouvons:

Ca/P2O5: 35 valeurs dont la moyenne  $\mu = 0.99$ ; l'écart-type  $\sigma = 0.753$  et la variance  $\gamma = 0.567$   $\chi = 0.76$  dépasse la limite supérieure des normales, mais de peu.

Pour les carottages au-dessus de ces carbonatites dans 95% des cas Ca/P2O5 sera compris entre 0 et 2.31.

La probabilité pour que Ca/P2O5 soit compris entre 0.91 et 2.6 est:

$$P_{(Ca/P_2O_5)_{\text{sup}}} = \int_{0.91}^{26} \frac{1}{0.753\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{1.134} [Ca/P_2O_5 - 0.99]^2} dCa/P_2O_5 =$$

$P_{\text{sup}} = 56\%$

P205: 35 analyses de P205 ont été effectuées sur les carottages analysés en Ca. La moyenne de ces analyses est:  $\bar{M} = 4.78\%$ , l'écart-type  $\sigma = 4.12\%$ ; et la variance  $\gamma = 0.170\%$ .  $\gamma = 0.86$  augmente encore.

Pour les carottages au dessus de ces carbonatites la teneur en P205 sera comprise entre 0 et 12% dans 95% des cas.

La probabilité pour que la teneur en P205 soit supérieure à 7% est:

$$P_{(P_2O_5)_{sup}} = \int_{0.07}^{+\infty} \frac{1}{0.0412\sqrt{2\pi}} \times e^{-\frac{1}{0.0034} [P_2O_5 - 0.0478]^2} dP_2O_5 =$$

$P_{sup} = 36.2\%$

La probabilité globale de Ca/P205 compris entre 0.91 et 2.6 en même temps que P205 soit égal ou supérieur à 7% est de:

$$P_{sup} = 0.56 \times 0.362 = 20.3\%$$

CONCLUSION DE CETTE COMPARAISON:

1. La probabilité de trouver au-dessus de la carbonatite de l'apatite ( $0.91 \leq Ca/P205 \leq 2.6$ ) est sensiblement la même pour les carbonatites profondes, moyennes et supérieures: 60%, 55.4% et 56%.
2. Il en est tout autrement pour la probabilité d'avoir dans ces roches des teneurs supérieures à 7% de P205. Cette probabilité descend de 74% au dessus des carbonatites profondes à 36% au dessus des carbonatites hautes, en passant par 64% au dessus des carbonatites moyennes. Il est à remarquer que des variations analogues ont été observées au dessus du bed-rock corallien des phosphorites de l'île de Makatea dans l'Océan Pacifique.

CONCLUSIONS GENERALES

- A. L'évaluation de cinq millions de tonnes de minerais phosphates a 13% de P2O5 de la synthèse BDI/77/03 paraît très raisonnable. Cependant une partie de ce P2O5 se trouve dans les phosphates autres que l'apatite.

Nous avons déjà dit page 18 que notre traitement statistique a été très simplifié: la distribution a été assimilée à une distribution normale car les coefficients de variation calculés n'étaient pas très loin des limites de possibilités de cette dernière, la constante régionale et les paramètres d'une éventuelle distribution lognormale ont été négligés, parce que les pourcentages des carottages récupérés au dessus et à proximité des carbonatites variaient entre 0% et 80% à 100% en passant par 10%, 20-25% et 40-50% et, ne paraissaient pas justifier des méthodes plus élaborées et surtout le temps passé à les exécuter.

Quoiqu'il en soit les résultats des différents traitements statistiques des analyses simultanées des carottages en P2O5, et en Ca montrent que des phosphates autre que l'apatite constituent, suivant l'endroit, de 20% à 60% des minerais pris en compte dans l'évaluation des réserves.

- B. Nous pensons qu'il s'agit des phosphates d'alumine avec peut-être, un peu de phosphate de fer. Calcinés à 550°C les phosphates d'alumine deviennent assimilables par les acides chimiques des racines des plantes, mais ne se prêtent pas à la fabrication d'acide phosphorique.
- C. Le traitement statistique précédent confirme l'une des conclusions de la synthèse BDI/77/03 qui estime insuffisantes les reconnaissances effectuées. Les profils des sondages sont trop espacés et il y a lieu d'intercaler des profils intermédiaires. Dans la plupart des lignes le nombre des sondages est insuffisant et des sondages complémentaires doivent être forés à l'Est des sondages déjà existants.

Les dimensions de la région déjà reconnue par les sondages sont insuffisantes et le nombre de sondages déjà forés n'est pas assez élevé.



D. Nous pensons qu'une prospection géophysique par sismique-refraction pourrait peut-être permettre de préciser la géométrie du contact des carbonatites avec les autres roches et donc guider l'implantation des nouveaux sondages.

La sismique-refraction serait à tester au dessus d'un profil déjà reconnu et si les résultats de cet essai sont, comme nous le croyons positifs, il y aurait lieu de faire effectuer une reconnaissance par sismique-refraction de la région en cours d'étude et de son pourtour.

Le traitement statistique précédent a montré que les teneurs en P205 augmentent quand on s'éloigne du lit de la rivière et remonte les pentes. Nous pensons donc qu'il faut tenter de préciser ce qui se passe sous les crêtes, en particulier:

Voir s'il existe des carbonatites et quelle serait leur cote éventuelle sous la colline située au dessus du sondage S10 et s'il y a lieu sur son versant Est.

S'il existe des carbonatites et quelle serait leur cote éventuelle sous la crête au dessus du sondage S7 (en se dirigeant vers le point  $x = 4\ 600$ ,  $y = 2\ 200$ ).

En cas de résultats positifs des tests de la sismique-refraction nous pensons qu'il faut également reconnaître la possibilité d'existence des carbonatites sous les syénites et suggérons en particulier:

- Les sommets sur la rive droite de la rivière Inamvumvu aux environs de  $x = 3\ 800$ ,  $y = 1\ 600$ .
- La croupe au dessus du confluent de la rivière Inamvumvu et de son affluent rive droite sans nom, aux environs de  $x = 3\ 500$ ,  $y = 500$ .
- La croupe en face de la précédente vers  $x = 4\ 100$ ,  $y = 700$ , etc.

E. Essai de séparation gravimétrique:

La description géologique, les coupes des sondages et l'existence de filons de quartz, ainsi que celle des sulfures signalés dans les sondages S1, S2, S5 et S6, laisse présumer l'existence dans les phosphates d'alumine et l'apatite des terres rares ou semi-rares sous forme de metamictes ou oxydes, ou silicates, ou autres.

Nous avons donc effectué sur place, un essai rapide de séparation gravimétrique sur deux échantillons de carottage du sondage S10.

L'échantillon A a été pris sur 5.20 mètres de carottages à 100% entre 96.50 et 101.70, car son rapport Ca/P2O5 n'était que de 0.23 (teneur moyenne pondérée en P2O5: 14.74% en Ca: 3.37%). Il était donc quasi-probable que cet échantillon contenait peu d'apatite minéralogique. Le poids de cet échantillon était à l'origine d'environ 620 g.

L'échantillon B a été pris sur 4.25 mètres de carottages de pourcentages inconnus, formés d'argiles mélangés à des débris de roches, effectués entre 107.65 et 111.90 m parce que son rapport Ca/P2O5 était de 0.94, très proche de celui d'une apatite naturelle plutonique (teneur moyenne pondérée en P2O5: 16.35% en Ca: 15.3%). Il était donc probable que le phosphate contenu était sous forme d'apatite. Son poids à l'origine était d'environ 420 g.

Les deux échantillons ont été soumis à une classification granulométrique rapide:

- A1 et B1 > 1 700 $\mu$
- A2 et B2 - entre 1 700 $\mu$  et 595 $\mu$
- A3 et B3 - entre 595 $\mu$  et 355 $\mu$

Les fines ont été jetées car il n'était pas possible d'établir un bilan pondéral d'une part et qu'il ne s'agissait que d'un essai d'orientation d'autre part, mais seulement qualitatif.

Après séchage et passage à l'aimant pour enlever les minéraux magnétiques, chacun des 6 échantillons obtenus à été plongé dans un béccher contenant du tetrabrométhane de masse spécifique 2.85-2.9 (il est probable que cette masse spécifique était devenue plus faible le 2e jour par suite de l'altération du tetrabrométhane).

Nous avons donc eu en definitive 18 échantillons:

ÉCHANTILLONS	GRANULOMETRIE	MAGNETIQUE	FLOTTANT	PLONGEANT
A1	> 1700 $\mu$	X	X	X
A2	- 1700 $\mu$ + 595 $\mu$	X	X	X
A3	- 595 $\mu$ + 355 $\mu$	X	X	X
B1	1700 $\mu$	X	X	X
B2	- 1700 $\mu$ + 595 $\mu$	X	X	X
B3	- 595 $\mu$ + 355 $\mu$	X	X	X

Sans être affirmatif nous avons cru reconnaître dans les plongeants A2-1 700 + 595  $\mu$  quelques metamictes et de l'analcime.

Les quantités des phosphates d'alumine contenues dans les flottants nous ont paru anormalement faibles (il n'est pas impossible que les phosphates d'alumine sont partis avec les < 355 ).

Au moment où nous écrivons ce rapport (début septembre 1980) nous n'avons pas encore reçu les résultats des divers examens et analyses et ne pouvons que présumer l'existence possible de phosphates autres que l'apatite ou les phosphates d'alumine.

F. Échantillons prelevés dans la tranchée: Trois échantillons de phosphate d'alumine presque purs ont été prelevés dans la tranchée qui longe la route. Au moment où nous écrivons ce rapport, nous n'avons pas encore reçu les résultats des divers examens et analyses effectués sur ces échantillons.

G. Teneurs en Uranium: il y a lieu d'attirer l'attention sur quelques teneurs en Uranium intéressantes signalées dans l'appendice II et IIb du rapport.

Dans le sondage 5 entre 134.70 et 135 m 540 g/T d'uranium accompagné de sulfures.

Dans le sondage S3ITS entre 250.10 et 250.30 mètres: 2 600 g/T d'uranium.

entre 260 et 281 m deux passées à 460 g/T d'uranium  
entre 282.3 et 283 m une passée à au moins 1 200 g/T d'uranium  
à 291 m une passée à 780 g/T d'uranium.

Les indications paraissent justifier une étude plus approfondie car elles sont susceptibles de conduire vers des concentrations plus importantes.

Valeurs de Ca/P2O5 utilisés dans nos calculs

Sondage S1 entre 99.00 mètres et 130.00 mètres: 0.75; 1.48; 2.02; 0.51; 0.80; 0.56; 0.68; 0.71; 0.61; 0.91; 0.46; 0.91; 0.75; 1.50 (14 valeurs;  $\mu = 0.904$ ;  $\sigma = 0.45$   $\gamma = 0.188$ ).

Sondage S2 entre 66.00 et 122.00 mètres: 0.80; 0.66; 0.82; 0.70; 0.95; 0.87; 0.70; 0.74; 0.74; 0.93; 0.65; 1.25; 1.11; 1.11; 0.86; 2.42; 1.69 (18 valeurs;  $\mu = 0.993$   $\sigma = 0.438$ ;  $\gamma = 0.181$ ).

Sondage S3 entre 94.30 mètres et 116.50 mètres: 0.17; 0.12; 0.79; 1.68; 2.21; 1.89; 2.0; 1.75; 1.98; 1.89 (10 valeurs;  $\mu = 1.448$ ;  $\sigma = 0.784$ ;  $\gamma = 0.553$ ).

Sondage S4 entre 97.70 mètres et 105.35 mètres; 2.92; 1.10; (3 valeurs  $\mu = 1.60$ ;  $\sigma = 0.866$ ;  $\gamma = 0.5$  les valeurs  $> 2.6$  ont été ramenées à 2.6).

Sondage S5 entre 79.00 mètres et 116.00 mètres: 5.9; 2.21; 1.02; 0.84; 2.22; 0.87; 0.90; 1.06; 0.33 (9 valeurs  $\mu = 1.34$ ;  $\sigma = 0.789$ ;  $\gamma = 0.554$  les valeurs  $\geq 2.6$  ont été ramenées à 2.6).

Sondage S6 entre 108.50 et 144.80 m 0.84; 0.87; 0.88; 1.15; 0.90; 1.25; 1.63; 1.74; 1.43; 1.03; 0.89; 1.6 (12 valeurs  $\mu = 1.18$ ;  $\sigma = 0.337$ ;  $\gamma = 0.104$ ).

Sondage S7 entre 41.80 et 47.05 mètres: 1.37; 6.22; 0.82 (3 valeurs;  $\mu = 1.60$ ;  $\sigma = 0.91$ ;  $\gamma = 0.554$  les valeurs  $\geq 2.6$  ont été ramenées à 2.6).

Sondage S8 entre 44.25 et 52.20 mètres (6 valeurs): 0.50; 1.18; 0.73; 0.88; 1.22; 2.04 ( $\mu = 1.09$ ;  $\sigma = 0.538$ ;  $\gamma = 0.242$ ).

Sondage S9 Aucune valeur retenue.

Sondage S10 entre 96.65 et 121.00 mètres: 0.07; 0.60; 1.86; 1.87; 1.17; 0.87; 0.97; 1.36; 1.21; 1.37; 0.61; 0.23 (12 valeurs;  $\mu = 1.02$ ;  $\sigma = 0.574$ ;  $\gamma = 0.30$ ).

Sondage S3ITS de 46 m 55 à 107.20 mètres: 0.07; 0.02;  
0.04; 0.13; 0.32; 0.69; 0.14; 0.11; 0.69; 0.84; 0.65;  
0.63; 0.57; 0.42; 0.52; 0.68; 0.44; 0.38; 0.48; 0.98;  
0.80; 0.74; 0.38; 0.71; 0.55; 0.62; 0.61; 0.48; 1.08;  
1.23; (30 valeurs;  $\mu = 0.53$ ;  $\sigma = 0.303$ ;  $\nu = 0.09$ ).

Sondage S4ITS de 50.40 à 85.00 mètres: 0.18; 2.4;  
0.93; 0.22; 0.35; 0.81; 0.08; 0.66; 0.67; 5.2; 3.6; 0.67;  
0.36; 0.71; 0.55; 0.64; 0.46; 0.24; 9.67; 0.59; 0.71;  
0.55; 0.71; 1.11; 0.55; 1.26 (26 valeurs;  $\mu = 0.89$ ;  
 $\sigma = 0.769$ ;  $\nu = 0.568$  les valeurs  $\geq 2.6$  ont été ramenées à  
2.6).

Sondage S5ITS de 87.50 à 109.40 mètres: 1.23; 1.30; 1.25; 1.13;  
1.24; 0.66; 1.43; 2.48 (8 valeurs;  $\mu = 1.34$ ;  $\sigma = 0.514$ ;  
 $\nu = 0.231$ ).

OBSERVATIONS DIVERSES

I. Possibilités d'alluvions aurifères et des terres rares

Il est connu que lorsque les rivières recoupent des contacts de roches basiques (notamment des syénites à nepheline ou gabbronorites ou dolerites) ou quelquefois des contacts des grès ou quartzites, avec des schistes (en particulier à sericite, à chlorite ou graphiteux) les graviers des flats en aval de ces contacts sont souvent aurifères.

L'existence des filons de quartz, la présence des sulfures dans les roches basiques du sondage S2 et des micas verdâtres dans le sondage S8, nous font suggérer une étude succincte des alluvions de la rivière Inamvumu par quelques forages à la Tarrière ou à la Banka ou éventuellement des puits à la pelle et à la pioche au cas où le bedrock ne serait pas trop profond.

Nous préconiserons par exemple, une ligne d'une dizaine de puits écartés d'une vingtaine de mètres l'un de l'autre, tracée perpendiculairement à la direction générale de la vallée, légèrement en aval du sondage S2. Le bedrock devra être entaillé d'une vingtaine de centimètres et les battées lavées seulement jusqu'aux premiers sables noirs.

Les fonds des battées seront recueillis et une classification granulométrique sera effectuée au laboratoire, par exemple:

- (a) les > 1 700  $\mu$
- (b) les - 1 700  $\mu$  + 595  $\mu$
- (c) les - 595  $\mu$  + 355  $\mu$
- (d) les - 355  $\mu$  + 200  $\mu$
- (e) les - 200  $\mu$  + 100  $\mu$
- (f) les - 100  $\mu$

Après séchage toutes les granulométries seront passées à l'aimant et chaque partie magnétique recueillie sera examinée à la binoculaire et éventuellement analysée chimiquement.

Après passage à l'aimant les fractions (a), (b), (c) et (d) seront contrôlées du point de vue masse spécifique au tetrabrométhane étudiées du point de vue minéralogique (or, mondzite, thorite, terres rares, etc.), et éventuellement analysées pour le Cadmium, Cerium, Europium, Gallium, Hafnium, Rubidium, Scandium, Tallium, et autres terres rares.

II. Eventualite d'existence des diamants:

La synthèse BDI/77/003 signale des roches basiques et des minéraux mafiques mais ne cite que des syénites. Notre attention a été attirée par la présence de la tourmaline, des pyroxenes et du sphène qui sont des satellites du diamant.

Des question se posent:

1. Est-ce que d'autres satellites du diamant seront présents dans les fonds de battées au cas où notre suggestion du I serait acceptée? Nous avons vu des grenats dans les lourds de nos échantillons A et B et pensons surtout à l'ilmenite, à la staurotide, au chrysoberyl et au corindon.
2. Est-ce que des gabbros-norites, norites et peridotites existent dans la région?

Au cas où la réponse à ces deux questions serait positive, une prospection pour diamants serait à envisager.

III. Gaz du lac Victoria:

Le lac Victoria se trouve en pleine rift-valley. Il est plus logique de supposer que le gaz s'échappe une cassure du fond à une certaine pression pour se dissoudre à la pression d'équilibre de dissolution endessous d'une certaine profondeur. L'origine biologique de ce gaz qui le rendrait unique au monde est contraire au bons sens.

Nous pensons donc qu'une prospection gravimétrique aeroportée avec le lac Victoria comme point de départ permettrait de découvrir des réserves de gaz exploitables industriellement.

IV. Bauxite:

Des indices de bauxites sont visibles dans quelques endroits en tranchée de la route Bujumbura-Matongo.



RESUME DES CONCLUSIONS

1. Les probabilités globales d'avoir à la fois Ca/P2O5  $\geq 0.91$  (valeur minimum lorsqu'il s'agit de l'apatite plutonique) et une teneur en P2O5 supérieur à 7% paraît augmenter lorsque l'on se dirige du Sud vers le Nord.
2. Les probabilités globales d'avoir de l'apatite avec une teneur supérieure à 7% de P2O5 passe de 35% près de la rivière à 43.5% pour les sondages les plus hauts, c'est à dire placés aux endroits où les circulations des eaux souterraines sont en principe moins importantes. Cependant il doit être tenu compte des failles disposées comme les barbes d'une plume, le long de la grande faille dans laquelle coule la rivière Inamvumu.
3. Les probabilités d'avoir des apatites à une teneur supérieure à 7% passe de 74% au dessus des carbonatites profonds, à la cote 1 310-1 333 m à 36% au dessus des carbonatites les plus hautes, à la cote supérieure à 1 390 m.
4. L'évaluation de cinq millions de tonnes de minerais phosphates à 13% de P2O5 de la synthèse BDI/77/03 paraît très raisonnable, cependant une partie de ce P2O5 se trouve sous une forme autre que l'apatite. Nous pensons qu'il s'agit principalement des phosphates d'alumine dont la proportion varie entre 20% et 60% des minerais pris en compte dans l'évaluation des réserves.
5. Calcines à 550°C les phosphates d'alumine sont assimilables par les plantes. Elles ne se prêtent pas à la fabrication d'acide phosphorique par les méthodes actuelles.
6. La synthèse BDI/77/03 a tout à fait raison de dire que les reconnaissances effectuées sont insuffisantes. Il y a lieu de les compléter par une éventuelle, prospection par sismique-réfraction qui guiderait l'implantation des nouveaux sondages.
7. Des possibilités de minéralisations autres que le phosphate existent dans la région.

Remarque importante:

Toutes les probabilités de ce rapport ont été effectués à l'aide d'un calculateur "Qualitron 4020". Les résultats des mêmes calculs effectués avec un calculateur "Hewlett-Packard 32 E" diffèrent de quelques %. Nous supposons que cette différence est due aux programmations qui ne sont pas les mêmes pour chacune des deux marques.

APPENDICE 3  
ETUDE ECONOMIQUE D'UNE EXPLOITATION  
SOUTERRAINE DES APATITES DE  
MOTONGO-BANDAGA AU BURUNDI

SOMMAIRE

	<u>Pages</u>
Remarque Préliminaire	252
I. Le Puits d'Extraction	254
II. Les Travaux Souterraines Definitifs	259
III. L'Exploitation Miniere	263
IV. Prix de Revient de l'Exploitation Miniere	265
V. Laverie de Flottation	267
Resumé en Conclusion	271

REMARQUE PRÉLIMINAIRE

Pour des raisons indépendantes de notre volonté nous n'avons pas assisté à la plupart des réunions tenues avec les autorités techniques et économiques du Burundi.

Pour cette raison l'étude économique qui va suivre n'est basée que sur quelques renseignements obtenus par raccroc tels que:

Coût de la Main d'Oeuvre Autochtone: 40 000 Fr.Bu/mois  
Européenne, charges comprises: 600 000 Fr.Bu/mois

Nous avons donc dû procéder par approximations:

Charges sur la Main d'Oeuvre Autochtone: 40%  
Un coût imaginaire Ju kWh de 25 Fr.Bu.  
Les dépenses en Investissements et Fournitures basés sur les Prix U.S.A. à la mi-1980, multipliés à cause des coûts des frêts par un coefficient de 2, ou 2.4, ou même 2.6 lorsqu'un montage par des spécialistes est nécessaire.

L'étude économique qui va suivre ne signifie pas que nous croyons à l'exploitabilité du gisement de Matongo-Bandaga assurée. Rien ne permet de l'affirmer dans l'état actuel de sa reconnaissance. La plupart des probabilités d'existence d'apatite, telles qu'elles découlent du traitement statistique des résultats des sondages dans les 20 mètres au contact des carbonatites, sont inférieures à 50%.

La possibilité d'une meilleure probabilité d'exploitabilité vers le Nord de la région reconnue et sous les crêtes est signalée dans la Première Partie de ce Rapport.

Des circulations d'eaux souterraines ont lieu dans les zones du pourtour des carbonatites contenant de l'apatite. Elles sont à l'origine des argiles de décalcification et du faible pourcentage des carottages qui ont été pré-lévés dans ces formations.

Les débits de ces eaux, susceptibles de se verser dans la future mine sont inconnus. Aucune mesure n'a été faite dans les sondages, et il n'existe pas, du moins à notre connaissance, des mines susceptibles de donner des indications régionales.

Les débits des venues d'eau dans les mines de l'Afrique Equatoriale varient de 10 à 15 000 litres/seconde (Tsumeb).

Il serait donc prudent, compte tenu des indications de surface et des profils des sondages, de prévoir une station de pompage importante.

Il faut également prévoir un puisard suffisamment profond pour que la sédimentation des particules solides entraînées par les eaux infiltrées puisse se faire dans celui-ci.

Les raisons de sécurité suggèrent de prévoir deux puisards et deux stations de pompage en parallèle. Ainsi l'un des puisards pourrait être nettoyé pendant que l'autre serait en service, et le dénoyage de la mine serait assuré même en cas de panne de l'une des stations de pompage.

I. LE PUIITS D'EXTRACTION

Il est souhaitable, pour des raisons de sécurité évidentes, de foncer deux puits. L'un de ces puits, bétonné, de 3.60 mètres de diamètre intérieur servira à l'extraction et à la circulation normale du personnel. Un puisard de 20 à 30 mètres de profondeur sera creusé à sa base. Le traitement statistique des résultats des sondages indique une probabilité d'augmentation de la teneur en apatite avec la profondeur. Nous pensons donc que ce puits devrait être poussé à 220-230 mètres, dont 20 à 30 mètres de puisard.

Un deuxième puits de faible diamètre, pourrait être foncé à quelques centaines de mètres du premier et relié à celui-ci. Ce puits servirait à l'aérage, comporterait également un puisard équipé d'une station de pompage, et un passage de secours pour le personnel de la mine en cas de sinistre. Son fonçage pourrait être évité avec une dérogation du Service des Mines; dans ce cas l'aérage se ferait par des canars posés dans le premier puits qui comporterait deux puisards et deux pompes dans la station de pompage, mais le personnel n'aurait pas de sortie de secours.

I.1. Investissements exigés par le fonçage d'un puits vertical de 200 mètres de profondeur

Comme le relief ne se prête pas à une desserte par descenderie et skip, nous pensons que le fonçage d'au moins un puits vertical s'impose.

Déjà l'analyse des investissements nécessaires et la programmation dans le temps du fonçage d'un puits à partir des coûts réels et des résultats pratiques des projets déjà réalisés est très difficile car le nombre des variables est très important: conditions de travail, dimensions, géométrie, profondeur, nature des terrains traversés, appareillage utilisé, qualification de la main-d'oeuvre, etc. Comme nous avons été tenus à l'écart de presque tous les entretiens économiques, nos calculs sont particulièrement difficiles et malgré leur dispersion, nous avons tenté de nous baser sur les analyses des investissements dans des projets déjà réalisés.

En introduisant dans un ordinateur les valeurs correspondantes à certains des paramètres principaux - des estimations moyennes-types, valables pour l'année 1974 ont été obtenues aux U.S.A. Ces estimations donnent des informations très approximatives sur les paramètres suivants:

Coût du fonçage d'un puits.  
Étalement des travaux dans le temps.

Par exemple:

En ne tenant pas compte des venues aquifères, les résultats types donnés par l'ordinateur étaient aux U.S.A. pour l'année 1974:

Salaire moyen des ouvriers mensuels: 7.34 dollars/h.  
Salaire moyen horaire des ouvriers: 5.85 dollars/h.  
auxquels viennent s'ajouter 21% de charges.  
En comptant un mensuel pour deux horaires, le salaire moyen est de 7.68 dollars/heure, charges inclus.

Le coût du mètre linéaire d'un puits de 210 mètres de profondeur et de 3.60 mètres de diamètre intérieur était de 3 935 dollars (bétonné, non équipé).

Le coût total d'un puits de 210 mètres de profondeur et de 3.60 mètres de diamètre était de 830 000 dollars (bétonné, non équipé).

Le fonçage d'un tel puits une fois tout l'équipement livré à pied-d'oeuvre durait en moyenne 30 semaines.

Les dépenses de l'ensemble du fonçage, équipement non inclus se répartissent comme suite:

Main d'oeuvre ouvriers:	40.5%	soit 336150 doll.
Fournitures	18.7%	155210 doll.
Materiel fixe	9.9%	82170 doll.
Appareillages	13.7%	113710 doll.
Commandement et F.G.	17.2%	142760 doll.



L'équipement de ce puits, non compris la station de pompage, conçu pour 2 000 tonnes/jour de capacité, en trois postes de travail, soit 19.5 heures jour de fonctionnement effectif de la machine d'extraction était aux U.S.A. en 1974 de 1 320 000 dollars auxquels il y avait lieu d'ajouter 265 000 dollars (soit 20%) pour le transport du matériel sur place et son montage. Soit un total de 1 585 000 dollars.

Adaptation de ces estimations aux conditions de Burundi

Nous avons adopté la méthode de calcul suivante:

Main d'oeuvre

Un ouvrier autochtone gagne 40 000 Fr.Bu/mois, soit 480 000 Fr.Bu/an. En comptant les charges à 40% nous obtenons 672 000 Fr.Bu/an., soit (300 jours travail/an) 2 240 Fr.Bu/jour. Une heure couterait donc: 280 Fr.Bu. (2.80 dollars) au lieu de 7.68 dollars aux U.S.A., soit 36.46% en moins.

Les dépenses en main d'oeuvre ouvriers autochtones seraient donc de: 122 560 dollars soit 12,256,000 Fr.Bu.

Fournitures

Il s'agit des explosifs, de l'acier, des bois de mine, et divers. Entree 1974 et mi-1980 la dévaluation du dollar U.S.A. (indice des prix techniques) a été en moyenne de 70.5%. Ces fournitures coutent donc mi-1980 environ:  $155\ 210 \times 1.705 = 264\ 633$  dollars aux U.S.A., soit (100% de fret): 529 266 dollars ou 52 926 600 Fr.Bu.

Matériel fixe

Il s'agit du boulonnage, et du béton. Les sable et gravier du béton seront d'origine locale mais une usine de concassage et classification sera à importer et monter sur place. Nous adopterons donc les mêmes coefficients que pour le paragraphe précédent et obtenons:

$82\ 170 \times 1,705 \times 2 =$  280 200 doll. ou 28 020 000 Fr.Bu.

Appareillages

Il s'agit des canars d'aérage de 450 m/m, des canalisations d'exhaure de 100 m/m(?), des canalisations d'air de 150 m/m, des canalisations d'eau de 50 m/m, des canalisations pour beton de 150 m/m des cables d'énergie électrique, des fils d'éclairage électrique et de fils téléphoniques, des dispositifs d'alarme divers, des bureaux, ateliers et magasins légers (pompage non compris).

Avec la methode des paragraphes précédents:

113 710 x 1,705 x 2 = 387 750 dollars ou  
38 775 000 Fr.Bu.

Commandement et Frais généraux

Nous obtenons un total de:

463 000 dollars soit: 46 300 000 Fr.Bu.

<u>Resumé du Fonçage:</u>	<u>dollars</u>	<u>Fr.Bu.</u>
M.O. ouvriers	122 560	12 256 000
Fournitures	529 266	52 926 600
Matériel fixe	280 200	28 020 000
Appareillages	387 750	38 775 000
Commandement & F.G.	463 000	46 300 000
 Totaux	 1 782 776	 178 277 600

arrondis à 1 800 000 dol. ou 180 000 000 Fr.Bu.

I.2. Investissements exigés par l'équipement du puits

Cet équipement valait aux U.S.A. en 1974: 1 320 000 dollars.  
Avec l'indice adopté, il vaut à la mi-1980, aux U.S.A.:  
 $1\ 320\ 000 \times 1,705 = 2\ 250\ 600$  et au Burundi: 4 501 200 Dol.  
soit 450 120 000 Fr.Bu.

Son montage coutera 30% de sa valeur sur place soit:  
1 350 360 dollars ou 135 036 000 Fr.Bu.

Le puits betonne et équipé coute donc à la mi-1980 au Burundi:

	<u>dollars</u>	<u>Fr.Bu.</u>
Puits	1 800 000	180 000 000
Equipement monte	5 852 000	585 200 000
Total	<u>7 652 000</u>	<u>765 200 000</u>

Ce montant est approximatif et est susceptible de varier entre -20% et +30%.

I.3. Exhaure

Nous ne possédons pas d'informations sur le volume des venues aquifères.

A titre indicatif, une pompe débitant  $7.5\ m^3/\text{minute}$ , soit 125 litres/seconde coutait à mi-1980, avec son moteur, 8 525 dollars, soit du fait des conventions adoptées le double et donc 17 050 dollars ou 1 705 000 Fr.Bu. au Burundi. Auxquels il faut ajouter 300 mètres de canalisations de 100 m/m de qui valait aux U.S.A. à la mi-1980 21 dollars le mètre posé. Nous la compterons 4300 Fr.Bu. le mètre pose au Burundi, soit 1 290 000 Fr.Bu. la canalisation posée dans le puits, arrondi à 1 300 000 Fr.Bu.

Compte tenu des travaux souterraines (salle des pompes) le coût total de l'installation de pompage, dont le débit a été choisi au hasard, est d'environ 4 500 000 Fr.Bu. qui s'ajouteraient éventuellement aux 765 200 000 Fr.Bu. ci-dessus soit un investissement total de 770 000 000 Fr.Bu.

## II. TRAVAUX SOUTERRAINES DEFINITIFS

Dans ce qui suit nous supposons que la puissance moyenne minéralisée en apatite, au contact immédiat des carbonatites, est de 20 mètres.

Les paragraphes I. a, c, & d et le paragraphe II de notre lettre à ESC du 4 Juin 1980 définissaient un programme minimum d'études préliminaires: minéralogique, granulométrique, et flottation, avec détermination approximative de la maille de libération. Cette dernière étude confirmée au paragraphe c de notre lettre du 29 Septembre 1980.

A ce jour nous n'avons eu que des renseignements partiels, mais aucune réponse cohérente aux questions posées. Il ne nous est donc absolument impossible de répondre aux questions: 2.2.2., 2.2.3., 2.2.7., et 2.3.1. de l'appel d'offres.

Nous savons par expérience que dans les concentrés de flottation obtenus à partir des bruts plutoniques il est possible d'avoir des teneurs en BPL comprises entre 75% et 82%. Comme nous ignorons les teneurs en carbonates, ferals, silice, etc. des futurs concentrés (nous ne connaissons même pas la teneur en carbonates et en calcium de nos échantillons) les suppositions que nous ferons risquent d'être très différentes de la réalité. Nous n'en ferons donc pas.

Nous sommes pourtant obligés de supposer dans ce qui suit que l'apatite et les phosphates de Fer et d'Aluminium peuvent être séparés les uns des autres à la Laverie et par flottation. Car ce n'est que dans ce cas que le gisement peut être exploité.

Nous préconisons comme méthode d'exploitation le Block-Caving avec creusement d'un travers-bancs, allant du puits vers le contact carbonatite-roches minéralisées en apatite. Comme (sauf dans les zones faillées) les carbonatites tiennent bien, c'est dans celles-ci que seront creusées les galeries de roulage partant du travers-bancs, elles seront parallèles au contact carbonatites/zone minéralisée et desserviront l'ensemble du panneau exploité. Cinq mètres au dessus de cette galerie (stot de protection) sera tracée une autre galerie destinée au raclage du minerai abattu et évacué par des cheminées en montage. Le minerai sera raclé vers les goulottes de chargement débouchant sur la galerie de roulage et comportant un compartiment de circulation de personnel.

Le minerai foisonné des chantiers d'abatage (à gradins renversés) sera soutiré par les goulottes de chargement.

Nos calculs ont été basés sur les paramètres suivants:

Masse spécifique des carbonatites: 2.7

Foisonnement: 50%

Masse spécifique du minerai apatitique abattu: 2

La mine travaille à 3 postes/jour, 300 jours par an.

Il n'y a pas d'heures supplémentaires.

#### II.1. Le Travers-Bancs Principal

Section minimale après bétonnage éventuel:

Largeur: 3.00 mètres

Hauteur: 2.00 mètres

#### Prix de revient Général du Travers-Bancs au m. d'avancement

	<u>M.d'O.</u> Fr.Bu.	<u>Fournitures.</u> Fr.Bu.	<u>Total</u> Fr.Bu.
Creusement:	8 400	47 472	55 872
Bétonnage:	4 965	62 299	67 264
Equipement definitif pour expl.:	935	30 595	31 530
Totaux:	14 300	140 366	154 666

Soit, pour 200 mètres de Travers-Bancs: 30 933 200 Fr.Bu.

Les investissements en équipements sont d'environ  
40 000 000 Fr.Bu.

Les consommations au m. d'avancement sont:

Explosifs, detonateurs, etc.: 8476 Fr.Bu.

Acier (fleurets et taillants): 13 488 Fr.Bu.

II.2. Preparation d'un Panneau pour le demarrage de l'exploitation minière

Les travaux de preparation du panneau comprennent 480 metres de galeries de 1.55 m. de largeur sur 2.00 m. de hauteur et 150 metres de cheminées tracées en montage de 1.40 m x 1.40 m de section.

Les prix de revient au metre d'avancement sont:

	<u>M.d'O.</u> Fr.Bu.	<u>Fournitures</u> Fr.Bu.	<u>Total</u> Fr.Bu.
<u>Galeries:</u>			
Creust:	3 319	13 686	17 005
Surveill.			
10% M.O.	332		332
Imprevus			
10% Fourn.		1 369	1 369
Totaux:	3 651	15 055	18 706

Soit pour 480 metres de galerie: 8 978 880 Fr.Bu.

<u>Cheminées:</u>			
Creust:	4 036	14 990	19 026
Surveill.			
10% M.O.	404		404
Imprevus:			
10% Fourn.		1 499	1 499
Totaux:	4 440	16 489	20 929

Soit pour 150 metres de cheminées: 3 139 350 Fr.Bu.

Enfin il y a lieu d'ajouter à l'ensemble des travaux préparatoires du panneau 200 metres de goulottes de soutirage équipées dont le coût total sera de Frs.Bu.: 4 185 800.

Résumé des investissements exigés par le creusement  
d'un puits équipé, des travaux miniers et de la  
préparation d'un panneau de 480 000 tonnes de minerai  
à abattre:

	<u>Frs.Bu.</u>
Foncage et équipement d'un puits capable de 500 000 tonnes/an. de 210 m. de profondeur, avec puisard et une station de pompage de 7.5 m <sup>3</sup> /min. eau:	770 000 000
Travers-Bancs Principal équipé:	31 000 000
Préparation d'un panneau de 480 000 tonnes de minerai à abattre:	16 000 000
Total	817 000 000

à amortir sur 10 ans sur 5 000 000 tonnes de toutvenant,  
soit: 163.40 Frs.Bu/tonne et 78 432 000 Frs.Bu/an auxquels  
doivent s'ajouter les Frais Financiers (10% de la moitié  
des investissements) soit 39 216 000 Frs.Bu/an.

Nous arrivons ainsi à un total général annuel de Frs.Bu.  
117 648 000 soit 245.10 Frs.Bu. à la tonne extraite.

### III. EXPLOITATION MINIERE

La production annuelle prévue est de 480 000 tonnes soit 1600 tonnes/jour.

Il est très important d'utiliser la quantité correcte d'explosif (bonne fragmentation sans surbroyage).

Compte tenu des roches vues nous pensons que cette consommation doit être de l'ordre de 250 g/t. Pour cette consommation les graphiques indiquent que la charge correcte d'un trou de mine de 50 m/m de  $\phi$  est de 2 kg d'explosif au mètre de mine.

Le tonnage abattu avec un mètre de mine; sera donc de  $2000/250 = 8$  tonnes de tout-venant.

L'abattage total du panneau de 480 000 tonnes exigera donc le forage de 60 000 mètres de trous de mine.

La quantité totale d'explosif consommé par cet abattage sera de  $60\ 000 \times 2 = 120\ 000$  kg.

#### Resumé

Consommation d'explosif à la tonne de minerai abattu: 0.250 kg (250 g).  
 Coefficient de chargement des trous de mine de 50 m/m de diamètre: 2 kg au mètre.  
 Tonnage abattu au mètre de trou de mine: 8 tonnes  
 Consommation totale d'explosif de l'abattage de l'ensemble du panneau: 120 000 kg.  
 Durée de vie du panneau: 12 mois  
 Production mensuelle: 40 000 tonnes de tout venant.  
 Avancement annuel des travaux préparatoires d'un panneau: 830 mètres, soit 69 mètres/mois.  
 Longueur forée mensuellement des mines d'abattage: 60 000: 12 = 5 000 mètres; toutes chargées.  
 L'équipement comprendra des jumbos, du matériel ferroviaire, d'appareillage de boulonnage du toit, d'un véhicule servant au transport du personnel et des fournitures, et des scrapers.



PersonnelTravaux Préparatoires:

Une équipe de trois hommes a un avancement théorique de 6 mètres/poste, soit 2 mètres par homme/poste. En pratique il faut compter la moitié, soit 1 mètre par homme/poste. Les préparatoires exigeront donc 69 hommes/poste/mois. (828 hommes/poste par an).

Forage des Mines

Un mineur moyen fore 60 mètres de mine par poste. Le forage des mines exigera donc:  $5\ 000 : 60 = 84$  hommes/poste/mois.

Tir des mines

Un boute-feu charge en moyenne 187 mètres de mine par poste. Le chargement des mines exigera donc:  $5\ 000 : 187 = 27$  postes de boute-feu/mois.

Chargement du minerai abattu:

Un conducteur de chargeuse charge en moyenne 600 tonnes de minerai abattu (en 6 heures de travail de la chargeuse). Le nombre de postes des conducteurs de chargeuse sera donc de:  $40\ 000 : 600 = 67$ /mois.

Le total général de la main d'oeuvre autochtone exigée est de 247 postes/mois que nous arrondirons à 250 postes/mois.

Finalement nous prevoyons les résultats suivants:

IV. PRIX DE REVIENT GLOBAL DE L'EXPLOITATION MINIERE

	<u>Dollars</u> <u>aux U.S.A.</u>	<u>Fr.Bu.</u> <u>au Burundi</u>	<u>à la T. abattue</u> <u>Fr.Bu.</u>
<u>Par mois</u>			
Preparation du panneau		1 358 670	33.97
<u>Fournitures</u>	53 600	10 720 000	268.00
<u>Explosifs &amp; accessoires</u>	240 000	48 000 000	1 200.00
<u>Atelier &amp; Entretien</u>	52 400	10 480 000	262.00
<u>Énergie</u> (30 kWh/T)	96 000	30 000 000	750.00
<u>Carburants</u> (300 000 l)	56 000	11 200 000	280.00
<u>Main d'Oeuvre</u> <u>locale (250 h.)</u>			
<u>Mineurs</u>		560 000	14.00
<u>Aides &amp; Entr.</u> (200 h.)		448 000	11.20
<u>Surveillance &amp; Administrat.</u> <u>locales</u> (10% M.O.)		100 800	2.52
<u>Chef Mineur</u> <u>Européen</u>		600 000	15.00
<u>Divers</u>	9 000	1 800 000	45.00
<u>Totaux Techniques:</u>		<u>115 267 470</u>	<u>2 881.69</u>

	<u>Dollars</u> <u>aux U.S.A.</u>	<u>Fr.Bu.</u> <u>au Burundi</u>	<u>a la T. abattue</u> <u>Fr.Bu.</u>
Auxquels il faut ajouter:			
Taxes et assurances (2% des <u>Investissements</u> )		200 160	5.00
<u>Amortissements</u> <u>&amp; Frais Financiers</u>		10 008 000	250.20
Totaux Charges:		<u>10 208 160</u>	<u>255.20</u>
Fonds de roulement (4 mois des dépenses <u>techniques sur 10 ans</u> )		5 532 800	138.32
Prix de révient Général:		<u>131 008 430</u>	<u>3 275.21</u>

V. LAVERIE DE FLOTTATIONV.1. Ordre de grandeur des Investissements

Pour une laverie Traitant 40 000 tonnes de tout-venant par mois, l'ordre de grandeur des investissements sera:

	<u>aux U.S.A.</u> <u>dollars</u>	<u>au Burundi</u> <u>Fr.Bu.</u>
Concassage, broyage, tamisage, <u>classification:</u>	5 080 000	1 170 000 000
<u>Conditionnement</u> <u>&amp; flottation:</u>	6 800 000	1 564 300 000
<u>Séchage, stockage,</u> <u>manutentions, etc.</u>	3 624 000	833 400 000
<u>Batiments, lignes</u> <u>électriques,</u> <u>transformateurs,</u> <u>sous-stations:</u>	4 455 000	1 025 000 000
<u>Total:</u>		<u>4 592 700 000</u>

Amortissement sur 10 ans:

459 270 000 Fr.Bu/an

Frais Financiers: 10% de la moitié des investissements

229 635 000 Fr.Bu/an

Charges totales: 688 905 000 Fr.Bu/an

soit: 1 435.22 Fr.Bu/tonne traitée

V.2. Main d'oeuvre locale

Le fonctionnement de la laverie connexes à 3 postes par jour exige un effectif de 27 ouvriers dont le salaire annuel total est de: 23 520 000 Fr.Bu.

Soit: 49 Fr.Bu. à la tonne traitée.

Il est également indispensable d'avoir un Chef-Laveur Européen, dont le traitement annuel est de 7 200 000 Fr.Bu. charges inclus.

Soit: 15 Fr.Bu. à la tonne traitée.

Dépense annuelle totale en salaires et traitements:

30 720 000 Fr.Bu/an soit 64.00 Fr.Bu. à la tonne traitée par la laverie.

V.3. Enèrgie Consommée

Pour couvrir les pertes de transmission et tenir compte du rendement réel des moteurs nous considerons que 1 HP = 1 kVA.

Nous supposons que la consommation réelle d'ènèrgie est de 82.5% de la puissance nominale.

Les durées de fonctionnement des moteurs et appareils sont augmentées de 5% pour tenir compte des moteurs tournant à vide lors des temps morts.

Il est supposé que la Recette du puits est distante de la laverie de 100 mètres.

Il est suppose que le coût de l'ènèrgie au Burundi est de 25 Fr.Bu. le kW.

Distribution et consommation d'Énergie

	<u>Debourage</u>	<u>Flottation</u>	<u>Stockage séchage, manutentions etc.</u>	<u>Total</u>
<u>Puissance HP</u>				
Nominative	1 650	1 580	740	3 970
Utilisée	1 430	1 360	640	3 430
<u>kW/h/an</u>	9 652 500	9 929 400	4 669 500	24 251 400
<u>Dépense totale</u>				
Fr.Bu.	241 312 500	248 234 300	116 738 200	606 285 000
<u>à la tonne traitée</u>				
Fr.Bu.	<u>502.73</u>	<u>517.15</u>	<u>243.20</u>	<u>1 263.08</u>

V.4. Autres Dépenses:

	<u>Dépense Fr.Bu. Totale/an</u>	<u>Dépense Fr.Bu. à la tonne traitée</u>
<u>Entretien des installations du jour (fournitures)</u>	32 990 000	68.73
<u>Réactifs &amp; carburants services jour</u>	176 935 000	368.61

Résumé des dépenses des Services du Jour:

	<u>Dep. Totales</u> <u>Fr.Bu.</u>	<u>a la T. traitée</u> <u>Fr.Bu.</u>
M.O. locale:	23 520 000	49.00
Surv. locale		
(20%) M.O.:	4 704 000	9.80
Surv. Eur.:	7 200 000	15.00
Énergie:	606 285 000	1263.09
Entretien:	32 990 000	68.73
Réactifs & Carburants:	176 935 000	368.61
Totaux techniques:	851 634 000	1774.24
Amortissements & F.G.:	688 905 000	1435.22
Total	<u>1 540 539 000</u>	<u>3209.46</u>
Amortissement & F.G. sur fonds roulement (4 mois des dep. tech.)	42 581 700	88.71
TOTAL GENERAL:	<u>1 583 120 700</u>	<u>3298.17</u>
	arrondi à:	<u>3300.00</u>

Comme il est prévu de construire une usine d'ammoniaque, nous préconisons comme fabrication d'engrais celle du phosphate monoammonique.

Une telle fabrication est possible à partir d'un acide phosphorique de qualité médiocre. Elle permettrait donc, si cela est possible, de diminuer les coûts de l'enrichissement du minerai et de la fabrication d'acide phosphorique à partir du concentré obtenu.

Resumé et ConclusionsRésumé:Dépenses totales et à la tonne extraite et traitée:

<u>Depenses:</u>	<u>Total/an</u> <u>Fr.Bu.</u>	<u>à la tonne extraite &amp; traitée</u> <u>Fr.Bu.</u>
Fond:	1 572 101 160	3 275
Jour:	1 583 120 700	3 300
<b>TOTAL GENERAL:</b>	<u>3 155 221 860</u>	<u>6 575</u>

En supposant qu'une tonne de concentrés d'apatite à 75% de BPL puisse être obtenue à partir de 7.5 tonnes de tout-venant. (Ce qui reste à prouver par les résultats des essais de flottation); cette tonne reviendrait, (si les bases de nos calculs, notamment le prix de 25 Fr.Bu. du kW sont exactes) à:  
49 312.50 Fr.Bu.

arrondie à: 50 000 Fr.Bu.



APPENDICE 4

LES DIVERSES ROUTES NITROPHOSPHATES

# Nitrophosphate Processes

## Part 1 of a Two-part Review of Existing Processes With Particular Emphasis On New Developments

The production of nitrophosphates, that is to say fertilizer products obtained from the acidulation of phosphate rock with nitric acid, has been a realistic possibility for almost 40 years. In its most unsophisticated form, the nitrophosphate technique simply involved the use of nitric acid, instead of the more usual sulphuric acid, to acidulate phosphate rock and convert its phosphate content into a form which is readily assimilable by plants. The original Odda process was developed some 38 years ago, with a view to avoiding the inherent disadvantage of the diluting effect of the sulphate ion in superphosphate manufacture, although the nitrophosphate technique only gained general interest during the sulphur shortage in the early 1950s. At that time the importance of finding an economic alternative to the complete reliance on sulphuric acid as a fertilizer raw material was readily apparent, and in some respects this line of thought is still evident today, although a number of nitrophosphate techniques involve the use of mixed acids (particularly phosphoric acid and sulphuric acid in conjunction with nitric acid) and as such still remain partly reliant on sulphur as a feedstock.

### Advantages Associated with Nitrophosphate Processes

Besides the removal of the need for a sulphurous raw material, other advantages of nitrophosphate processes are the elimination of intermediate storage and handling of materials prior to the production of the finished product, the cost associated with, and the production of a co-product which is commercially useful. Wet process phosphoric acid manufacture results in the production of a calcium sulphate slurry, which is, more often than not, discharged either into the sea or to an inland dump, although considerable development is currently underway to evolve processes which effectively utilize this by-product material. In nitrophosphate processes which involve the removal of calcium nitrate in some fashion, this product offers a number of possibilities: where there exists a market, it may be marketed directly as 15.5%N calcium nitrate, or alternatively it may be processed into lime ammonium nitrate or into ammonium nitrate, which may be either marketed separately or incorporated totally or partially into the complex fertilizer which is to be produced from the acidulated solution. If the calcium nitrate is processed to ammonium nitrate, the co-produced calcium carbonate represents less of a disposal problem than gypsum produced in conventional phosphoric acid manufacture, since it can be sold for agricultural liming or for other purposes.

Nitrophosphate processes involving the addition of sulphuric acid result in the formation of a calcium sulphate co-product which, as in wet phosphoric acid manufacture, is usually discarded, whilst incorporation of phosphoric acid into nitric acid-based processes simply results in increased water-solubility of the  $P_2O_5$  without the formation of a calcium co-product at this stage, although it must be realized that the calcium sulphate related to this procedure has previously been precipitated in the phosphoric acid production process.

Regardless of the acid used, the product of the acidula-

tion of phosphate rock is a solution principally containing phosphoric acid, together with a co-produced calcium salt the identity of which depends on the acid radical of the particular acidulant. It is the formation and characteristic properties of this co-produced salt that represent the fundamental drawbacks of nitrophosphate technology compared with sulphuric acid-based processes. In nitrophosphate processes, this co-produced calcium compound is calcium nitrate, and it is towards the production and removal of this compound that most of the technological developments in the nitrophosphate field have been focussed.

In the manufacture of wet process phosphoric acid, from which subsequent fertilizer formulations can be produced, the co-product of the sulphuric acidulation process is calcium sulphate, which is largely insoluble and can therefore be separated from the phosphoric acid solution relatively easily, so that it neither increases the ballast content of any subsequent fertilizer, nor does it impart any of its physical properties to this product. In contrast, acidulation of phosphate rock with nitric acid results in the formation of calcium nitrate which, unlike calcium sulphate, is soluble and thus requires more complicated techniques for its removal.

### Difficulties Created by the Presence of Calcium

The presence of unremoved calcium in the subsequent fertilizer derived from nitric acid attack has three distinct disadvantages. Firstly, during subsequent ammoniation, any calcium present in the solution or slurry is preferentially converted into dicalcium phosphate, which is not soluble in water but soluble in ammonium citrate solution. The relative merits of water-soluble and citrate-soluble  $P_2O_5$  have been under discussion in many countries of the world for a number of years. In some countries water-soluble  $P_2O_5$  alone is recognized, whereas citrate-soluble  $P_2O_5$  is equally acceptable in other countries; since there is no room in this review to discuss these aspects in detail, suffice it to say that 40 - 50% water-soluble  $P_2O_5$  is regarded as the minimum requirement in most areas, there being increasing attention focussed on processes that produce fertilizers containing a very high proportion of water-soluble  $P_2O_5$ .

The second disadvantage lies in the fact that the presence of any free calcium nitrate (usually present as the tetrahydrate), over and above that converted into dicalcium phosphate during ammoniation, in the finished fertilizer creates difficulties in storing this product, because of the extremely hygroscopic nature of calcium nitrate tetrahydrate. The third drawback associated with the unremoved calcium is the inclusion of unnecessary ballast in the finished product and the consequent reduction in grade of formulations. It is the removal or avoidance of this calcium nitrate which plays a major part in the technology of nitrophosphate processes, the most notable of which will be described below.

Since economics is a prime consideration in any commercial venture, the exploitation of nitrophosphate techniques depends largely upon the raw material prices in particular locations. For instance, although nitrophos-

phates are produced in large quantities in Europe, where sulphur is relatively expensive and economies of scale often make nitrophosphate techniques attractive, the production of these compounds in the U.S.A. is rather uncommon, there being only six installations of this type reported in 1967. However, the increasingly cheap production of ammonia and therefore of nitric acid, may possibly influence this state of affairs in time to come.

Nitrophosphate processes at present in operation in the fertilizer industry are numerous and varied with respect to the way in which the calcium nitrate is removed, avoided or its effect eliminated. In this first part of the review, consideration is given only to those processes, based on the original Odda process, in which calcium nitrate is first formed and then removed in some manner.

#### Evolution of Nitrophosphate Technology

As has already been briefly indicated, nitrophosphate processes were at first conceived as a method of production of a product comparable to single superphosphate, in which the ballast portion of calcium sulphate was replaced by calcium nitrate, a substance which has some value as a fertilizer by virtue of its nitrate content. The product produced by this method is of necessity quite low in nutrient value compared to fertilizers today, but at that time the chief drawback was considered to be not this low nutrient content but rather the fact that the product had extremely poor storage qualities due to the presence of calcium nitrate tetrahydrate. In view of this phenomenon the Swiss company, Lonza AG, developed a process in which the calcium nitrate contained in the product was modified into the trihydrate form which did not impart poor storage qualities to the resulting fertilizer, but this method has not been accepted outside this company's own works, since it was soon apparent that if the calcium nitrate was removed at least in part, fertilizer products containing quite high nutrient values could be produced with the added advantage of eliminating the reliance on sulphur as a feedstock. However, it has recently\* been reported that by acidulating phosphate rock with 70% nitric acid, filtering the extracted solution and evaporating this at 50-60°C, a calcium phosphate nitrate product  $\text{CaH}_2\text{NO}_3\text{PO}_4\text{H}_2\text{O}$  can be produced, which is believed to be a substituted mono-calcium phosphate and would presumably have good storage properties, since it contains no free calcium nitrate tetrahydrate.

#### Lonza Process

Although the importance of this new development remains to be seen, the Lonza process is the only one of its type which has found commercial application. At first sight the fundamental conception of forming the trihydrate in the Lonza technique would seem to be something of an anomaly, since the trihydrate form of calcium nitrate is, as would be expected, more hygroscopic than the tetrahydrate form. However, the justification lies in the fact that although the trihydrate form is the more hygroscopic, the amount of water which can be taken up from the surrounding air without giving rise to a caking effect is considerably greater. Indeed anhydrous calcium nitrate can absorb 40% of its own weight of water before its

storage properties are impaired. Thus by using the Lonza technique, phosphatic fertilizers can be produced which contain some 80% of their  $\text{P}_2\text{O}_5$  content in a water-soluble form and which do not contain more than three moles of water per mole of calcium nitrate. In this way, with the addition of potassium salts, NPK formulations such as 6:10:12 or 14:12:16 can be prepared.

There is, however, some doubt as to whether Lonza AG is continuing the use of this technique to any great extent at the present time, since this company has patented a process for the manufacture of potassium nitrate from potassium chloride and calcium nitrate, (this presumably being separated from a nitrophosphate solution)<sup>†</sup> and in addition is now marketing calcium ammonium nitrate and agricultural calcium nitrate.

With the exception of the Lonza technique, almost all other nitrophosphate processes have attempted to remove – at least partially – the calcium nitrate on formation or to eliminate its formation by precipitation of calcium in another form, such as the sulphate. In either case calcium is removed in some fashion. In this article those processes based on the removal of calcium nitrate after its initial formation will be considered. Such processes are termed Odda-type processes since they are modifications of a technique developed some 38 years ago for the removal of calcium nitrate from nitric acidulated phosphate slurries.

#### Odda-type Processes

In its original form, the Odda process was designed to remove almost totally calcium nitrate by crystallization employing water and liquid ammonia to cool the solution efficiently to the required temperature in a heat exchange system.

Since most contemporary nitrophosphate processes incorporate ammoniation of the acidulated phosphatic solution, in the same way as wet process phosphoric acid is ammoniated, to produce complex fertilizer products, the dependence on the efficiency of this removal of calcium nitrate can be clearly seen. On ammoniation an ion exchange reaction occurs in which the ammonia forms ammonium nitrate with the nitrate ion from the calcium nitrate, so that calcium is left to unite with phosphate ions to produce dicalcium phosphate. Normally the ammoniation of phosphoric acid results in the formation of ammonium phosphates which are water-soluble, but if calcium is present in solution, the water-insoluble but citrate-soluble dicalcium phosphate is formed. Thus in order to obtain a product in which  $\text{P}_2\text{O}_5$  is available in a water-soluble form, apart from the advantages of producing higher analysis products with better storage properties, much of the calcium nitrate must be removed. The amount of calcium which is removed is dependent however on the particular views held in particular areas with respect to the value of citrate-soluble  $\text{P}_2\text{O}_5$ , since the higher the degree of removal required, the higher are the capital and operating costs of the process. The original patents for the Odda process, granted to E. B. Johnson in 1930 mention cooling temperatures of -10 to -15°C, corresponding to a water-solubility of about 90%, but most commercial processes have until recently been aimed at a cooling temperature of 15 - 20°C corresponding to around 30% water-

\*Frazier, A. W., and Lehr, J. R., Division of Chemical Development, Tennessee Valley Authority, *J. Agr. Food Chem.* 16, May/June 1968, 388-390

†U.K. Patent 1,007,297 described in *Phosphorus and Potassium*, No. 25, October/November 1966, p. 46

solubility, as the optimum balance between process considerations and economic influences.

#### Hoechst - Uhde Process

A present-day application of the Odda process may be found in the Hoechst - Uhde nitrophosphates process which has in the past been described in some detail in this journal\*. In this process decomposition of the phosphate rock takes place at about 50°C using a 5 - 20% excess of 60% nitric acid, and then calcium nitrate is partially removed from the solution by cooling to bring down the crystals which are separated by centrifuging. Under normal conditions of operation with Moroccan rock, it has been stated that, after ammoniation, this process results in products with about 35% of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> in a water-soluble form after removing from the solution something like 60% of the CaO originally present in the rock. However, Uhde has also stated that the water-soluble P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> content can be increased to 70 - 80% by suitably modifying the cooling section. It should be noted here that as the degree of calcium nitrate removal increases, the N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio decreases to give a different end-product, so that in order to increase water-solubility and at the same time maintain the N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio an additional quantity of nitric acid must be used - hence the stipulation of a 5 - 20% excess of nitric acid in the process feed.

The ammoniated slurry, to which potash is added in the form of potassium chloride is then granulated to give NPK products with formulations up to 15:15:15 whilst the separated calcium nitrate undergoes carbo-ammoniation to produce ammonium nitrate or lime ammonium nitrate.

The raw materials consumption for the process, assuming a Moroccan rock feedstock, is as follows per tonne 20:20:0 product:

Phosphate rock	0.610 tonne
Nitric acid (60%)	1.380 tonne
Ammonia	0.255 tonne
Carbon dioxide	0.160 tonne
Calcium ammonium nitrate (credit)	0.85 tonne
Cooling water	5.0 tonne
Steam	0.2 tonne

#### Kampka-Nitro Process

There have been a number of modifications to the basic Odda technique, one of the most notable of these being the Kampka - Nitro process† developed by Chemische Fabrik Kalk GmbH of West Germany in which the main aim is to produce the maximum quantity of compound fertilizer product compared to the quantity of co-produced material by allowing virtually zero excess of nitric acid at the acidulation stage and recycling to the main process stream a portion of the ammonium nitrate derived from the calcium nitrate removed. This process in its simplest form achieves 62-3% removal of calcium nitrate which is little improvement on the Uhde process described above in respect to water-solubility of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, but a variation of the process, incorporating the introduction of part of the phosphate

\*See Phosphorus and Potassium No.24, August-September 1966, p.p.25-28

†See Phosphorus and Potassium, No.21, February-March 1965, p.22-26

rock feedstock into the process after crystallization, achieves around 74% removal of calcium nitrate during the crystallization, only to add additional CaO to the solution subsequently and so reduce once more the water-solubility of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. This process was not, however, developed with a view to increasing P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> solubility but rather to improve the process economics at a time when 30-40% water solubility was regarded as sufficient for agricultural purposes.

#### Norsk Hydro Process

At a time when in many parts of the world there is increasing importance being placed on water-solubility, it seems appropriate here to look briefly at a modification of the basic Odda-technique which has been developed by Norsk Hydro - Elektrisk Kvaestofaktieselskab, A.S. of Oslo, Norway, in which 80-85% water-solubility is obtained\*\*. It should be stressed once again that in addition to increasing the water-solubility, the efficient removal of calcium in the form of nitrate, as is accomplished by the Norsk-Hydro process, also enables the production of higher-analysis products because of the absence of ballast material in the system. This in turn leads to the obvious savings in transportation costs per unit of nutrient.

The Norsk Hydro process differs from most of the previous Odda-type processes which have found commercial use in that the crystallization of calcium nitrate is carried out at -5°C. At this temperature a solution is obtained which can be worked up to finished products containing 80 - 85% water-soluble P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, in comparison with other processes in which crystallization takes place at a temperature usually in excess of 12°C which corresponds to a water solubility of only 50% of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Phosphate rock is acidulated with a slight excess of 58-62% nitric acid in a series of vessels, and the acidulated solution is then cooled in several stages down to -5°C. After separation of the calcium nitrate crystals, which may be treated in a number of ways, the solution is ammoniated, evaporated and, after the addition of potassium chloride or sulphate, prilled to give ternary products with analyses as high as 17:17:17 and 16:16:18.

Although most modern nitrophosphate processes lend themselves to the use of prilling techniques to obtain a uniformly sized product, this treatment is not entirely without its drawbacks. If prilling is used in preference to granulation the number of formulations possible is limited when muriate of potash is used to furnish the potassium requirements, since in high concentrations this compound leads to the formation of a very viscous solution which presents difficulties in prilling. However, it is often stated that this problem can be overcome by using potassium sulphate as the source of potash, since this does not result in the same problems.

Calcium nitrate tetrahydrate may be processed into agricultural grade calcium nitrate containing 15.5% N or alternatively carbo-ammoniated to produce ammonium nitrate, for partial or total incorporation into the process, and calcium carbonate. The exact method of dealing with this calcium nitrate depends on the grade of fertilizer produced and whether this requires additional nitrogen. Total recycle of the nitrogen values results in the production of

\*\*See Phosphorus and Potassium, No.30, July-August 1967, p.p.21-22.

the fertilizers 28:14:0 and 23:11:11, whereas if some or all of this nitrogen is processed to independently saleable products, the following grades are produced:-

N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>:K<sub>2</sub>O  
 20:30:0  
 13:20:20  
 23:23:0  
 17:17:17  
 16:16:18  
 15:15:22  
 13:13:26

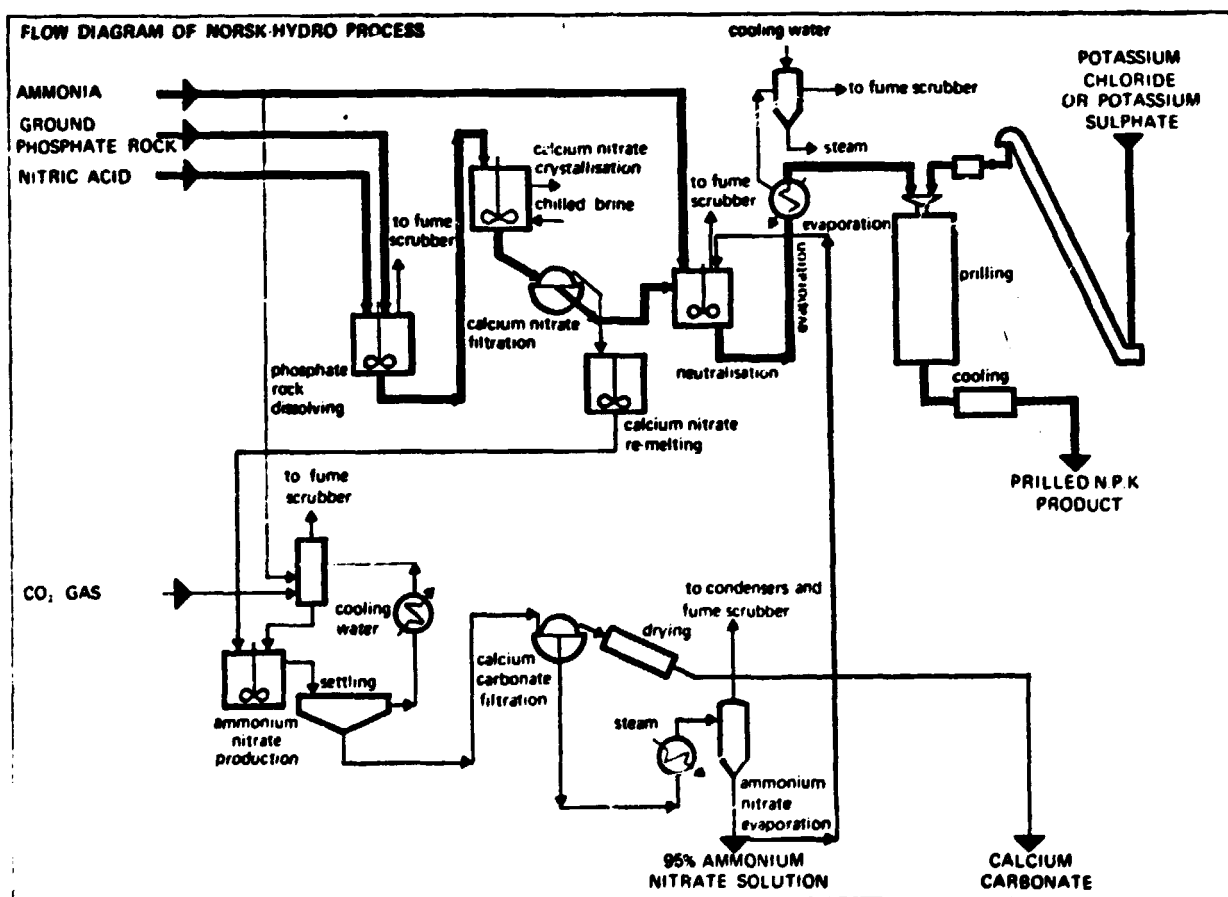
Consumptions for the process, based on Kola rock which is used in Norsk Hydro's own plants in Norway are given in the following table:

	Grade 16:16:18 23:11:11	
	(tonnes per tonne product)	
<b>Raw Materials</b>		
Kola rock 85% TPL	0.42	0.28
Nitric acid 100%	0.69	0.45
Ammonia 100%	0.23	0.15
Potash 60% K <sub>2</sub> O	0.30	0.18
Carbon dioxide	0.15	0.11
Coating agent	0.0015	0.0015
<b>By-Products</b>		
Ammonium nitrate 100%	0.49	0.0
Calcium carbonate 100%	0.33	0.22
<b>Utilities (approx. per tonne product)</b>		
Steam	0.9 t.	
Cooling water	13.0 t.	
Scrubbing water	10.0 t.	
Power	65.0 kWh.	

It should be emphasized that the economics of this process will vary considerably in various areas of the world. It is evident from the consumption figures supplied that water is used to achieve much of the cooling: this state of affairs may be acceptable in Norway but a similar installation, for example on the U.S. Gulf Coast, where cooling water may be at a temperature of around 30°C presents an entirely different proposition. The possibility of using liquid ammonia as a coolant may be attractive, since this will be readily available at a modern NPK complex and would be subsequently used in the gaseous phase in the ammoniation step of the NPK installation. There is, however, a capital cost disadvantage in the use of liquid ammonia cooling systems in comparison with a water-cooled unit. Moreover, the use of a conventional heat exchange system to crystallize the calcium nitrate is in itself not entirely without its disadvantages. The chief problem associated with this system is the build-up of a scale on the thermal exchange surfaces (calcium nitrate on the outside and calcium carbonate on the inside if hard water is used as a coolant) with a consequent large reduction in thermal efficiency after a period of time.

In an attempt to overcome some of these problems North Bohemian Chemical Works (SCHZ), Lovosice, Czechoslovakia has evolved a technique\* which involves the direct contact of non-miscible liquid to cool the acidulated liquor. This process has been exclusively licensed to the French companies Kaltenbach & Cie and Compagnie Centrale d'Etudes Industrielles, COCEI.

\*See Phosphorus and Potassium No.33, January/February, 1968, p.p. 26-28



### Kaltenbach/SCHZ Process

The distinguishing feature of this process is the use of gasoline to act as a direct contact cooling medium to crystallize out efficiently the calcium nitrate crystals in the tetrahydrate form. In all previous commercial nitrophosphate processes involving the crystallization of calcium nitrate, cooling has been effected in a conventional heat exchange system in which there is no physical contact between the coolant and the solution. By using the direct contact technique, all difficulties connected with reduction of heat transfer, due to scaling on the heat-exchanger tubes and coils, are avoided with the result that shut-downs for periodic cleaning of the heat exchange system are not required and that operating costs are consequently reduced. In the process, ground phosphate rock is attacked with 50-60% nitric acid in the conventional manner. The amount of excess nitric acid required depends of course on the required analysis of the product, but this is normally of the order of 5%. The resultant slurry is passed through a separator which removes unreacted solid material and then it is fed via a preliminary water cooler into the crystallizing section where supercooled gasoline is passed through the solution in a countercurrent manner. The warmed gasoline leaving the crystallizer is then recooled with the aid of liquid ammonia which is subsequently used in the gaseous phase to ammoniate the product acid. Thus it can be seen that a heat exchanger system is still used in the cooling section of this process, but the products passing through the exchanger are not liable to give rise to build-up, since they are essentially pure liquids containing little dissolved material. The internal design of the crystallizers result in the formation of well-defined tetrahydrate crystals between

0.35 and 1.2mm in diameter which are easily separated by centrifuging. These crystals are washed with water in the centrifuge to reduce the level of remaining  $P_2O_5$  to 0.2-0.3%, the wash waters being added to the acid solution.

Using two crystallizing stages operating at  $18^{\circ}C$  and  $-18^{\circ}C$  respectively, the process can produce a final product with a 95-98%  $P_2O_5$  water-solubility. If only 50-60% water soluble  $P_2O_5$  is required, one crystallizing stage is sufficient. The need for two crystallizers stems from the fact that if all the calcium nitrate were to be precipitated in a single stage, the slurry formed would be so viscous as to create handling problems.

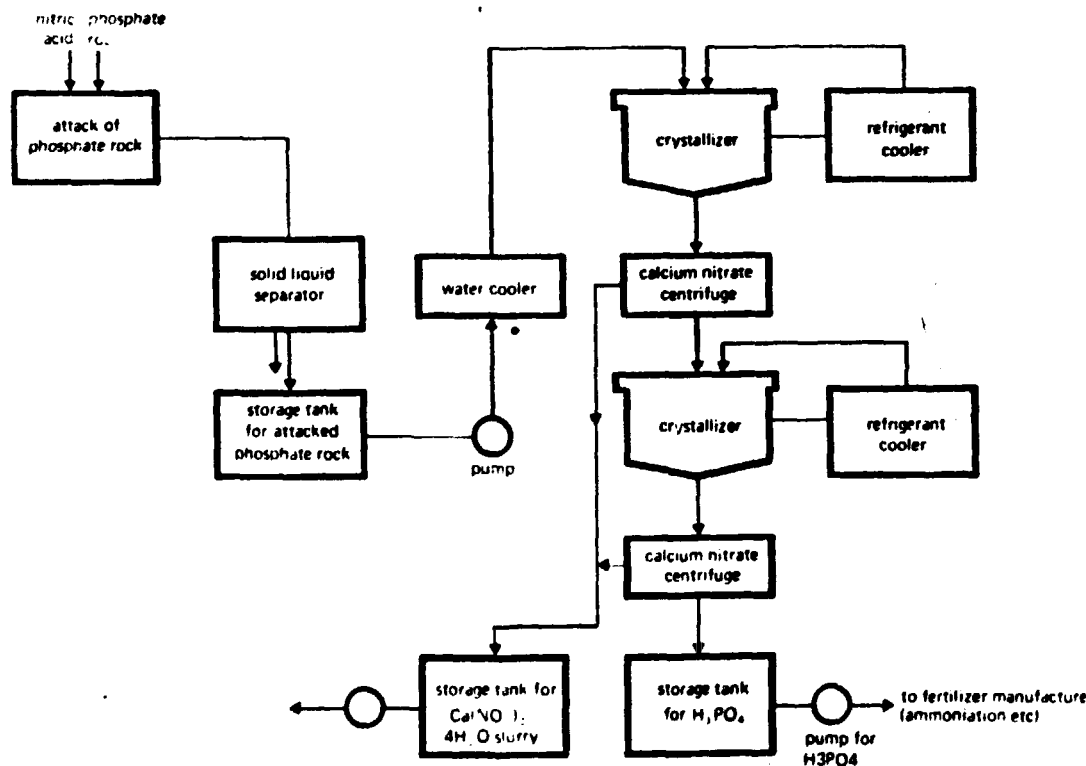
In comparison with more conventional Odde techniques, the Kaltenbach/SCHZ process is said to offer the following advantages:-

1. Reduced investment for refrigeration. Only  $7 m^3$  of refrigeration volume is required per tonne of  $P_2O_5$  compared with  $48 m^3$  for the conventional heat-exchange technique.
2. It is claimed that the crystallization treatment used in this process results in the production of calcium nitrate crystals of particularly uniform size, so that the efficiency of separation is of the order of 95-97% and the amount of entrained  $P_2O_5$  is reduced.
3. The high degree of calcium nitrate removal allows the production of a wide range of formulations with a high degree of variability in N: $P_2O_5$  ratio.

Compared with conventional processes, transportation costs per unit of nutrient in the finished product may be slightly reduced owing to the higher analysis formulations which it is possible to produce.

Raw material and utilities consumption for the process

FLOW DIAGRAM OF KALTENBACH/SCHZ PROCESS INCLUDING TWO-STAGE CRYSTALLIZATION



are given below:-

Item	Requirement per tonne
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Phosphate rock (Kola 39% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	2.615 tonne
Nitric acid as 100%	3.310 tonne
Gasoline	0.020 tonne
Calcium nitrate tetrahydrate (credit)	5.26 tonne
Ammonium nitrate (credit)	3.51 tonne
Electric power	127 kWh.
Steam	0.226 tonne
Cooling water	83 m <sup>3</sup> .

### Solvent Extraction Techniques

A completely different method of calcium removal, which may nevertheless be considered as a modification of the basic Odda technique of nitric acidulation of phosphate rock and subsequent removal of calcium nitrate, is that of solvent extraction. The use of solvent extraction techniques is by no means new to the phosphate industry - indeed, it has been recognized for a number of years as a method of separating phosphoric acid produced by hydrochloric acid attack of phosphate rock from the co-produced calcium chloride - and in the application of nitrophosphates two U.K. patents were applied for in 1964\* by the Dutch company Stamicarbon, which currently offers a wide range of nitrophosphate processes, for a process involving the use of solvent extraction.

The Stamicarbon patent relates to the use of a polar organic solvent which is poorly miscible with water - such as an aliphatic alcohol, ketone or ether - to take up the acid (phosphoric and nitric) present in solution, leaving calcium nitrate and other impurities in the aqueous phase. In this way, the calcium nitrate in the liquid phase can be treated in the conventional fashion whilst the acid can be regenerated from the solvent, which is recycled, by stripping with water, and neutralized with ammonia. According to the patent, one extraction/stripping stage results in the removal of 75% of the calcium nitrate but as far as is known this technique has not been exploited commercially.

More recently the Finnish company Typpi Oy has patented a modification of this process in which the need to produce phosphoric acid in an aqueous solution is dispensed with.

According to the patent, the phosphoric/nitric acid mixture, which has been extracted from a nitric-acidulated phosphate slurry in a suitable solvent, is neutralized to form a salt phase that separates distinctly from the solvent which may thus be recovered for recycle. The salt phase produced, containing mainly phosphates and nitrates may be in the form of an aqueous solution or as a solid phase, and neutralizing agents include gaseous ammonia, potassium or sodium carbonate, or any other basic compound of ammonia, potassium or sodium, depending upon the required grade of finished product.

\* U.K. Patents 1,063,248 and 1,082,395.

The ratio of water-soluble to citrate-soluble P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> depends primarily on the solvent used: if the solvent is such that it does not extract cations originally present in the phosphate feedstock (chiefly Ca<sup>++</sup> ions) from the acidulated slurry, then the water-solubility of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> contained in the resulting fertilizer will be high. The patent claims that when using *n*-butanol as the extractant in a four-stage counter-current extraction system operating at 20°C, subsequent neutralization of the extract phase, containing 9.97 HNO<sub>3</sub> and 6.6% H<sub>3</sub>PO<sub>4</sub> in the butanol solvent, with ammonia alone results in the formation of a product containing 89% of its P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> in a water-soluble form.

Since the solvent extraction stages involved in this type of process seem to be no more complex in nature than the several stage crystallization system employed in conventional Odda-type processes, there seems to be no obvious economic disadvantage in this method. It remains to be seen, however, how this route will be accepted by the chemical industry.

### Summary

It would therefore seem that considerable improvements to the basic Odda technology have taken place with the result that many of the inherent disadvantages of this procedure have been overcome. In the more conventional Odda techniques in which only partial removal of calcium nitrate is achieved, the disadvantageous restriction of the number of formulations is well known. This restriction arises from the fact that the water-solubility of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> and the N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio are rather closely related when much of the N content is furnished by residual calcium nitrate, so that for a particular water-solubility, only certain limited formulations can be prepared, and conversely for a given N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio in the finished product, only certain limited water solubilities can be obtained.

In the more recent variations of the Odda technique, such as the Norsk Hydro and the Kaltenbach SCHZ processes, considerably more calcium nitrate is removed so that the water-solubility of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> becomes more independent of the N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio, since the N content is not significantly contributed to by the unremoved calcium nitrate. Thus these processes do not possess the restrictions in formulations characterized by the earlier processes of this type.

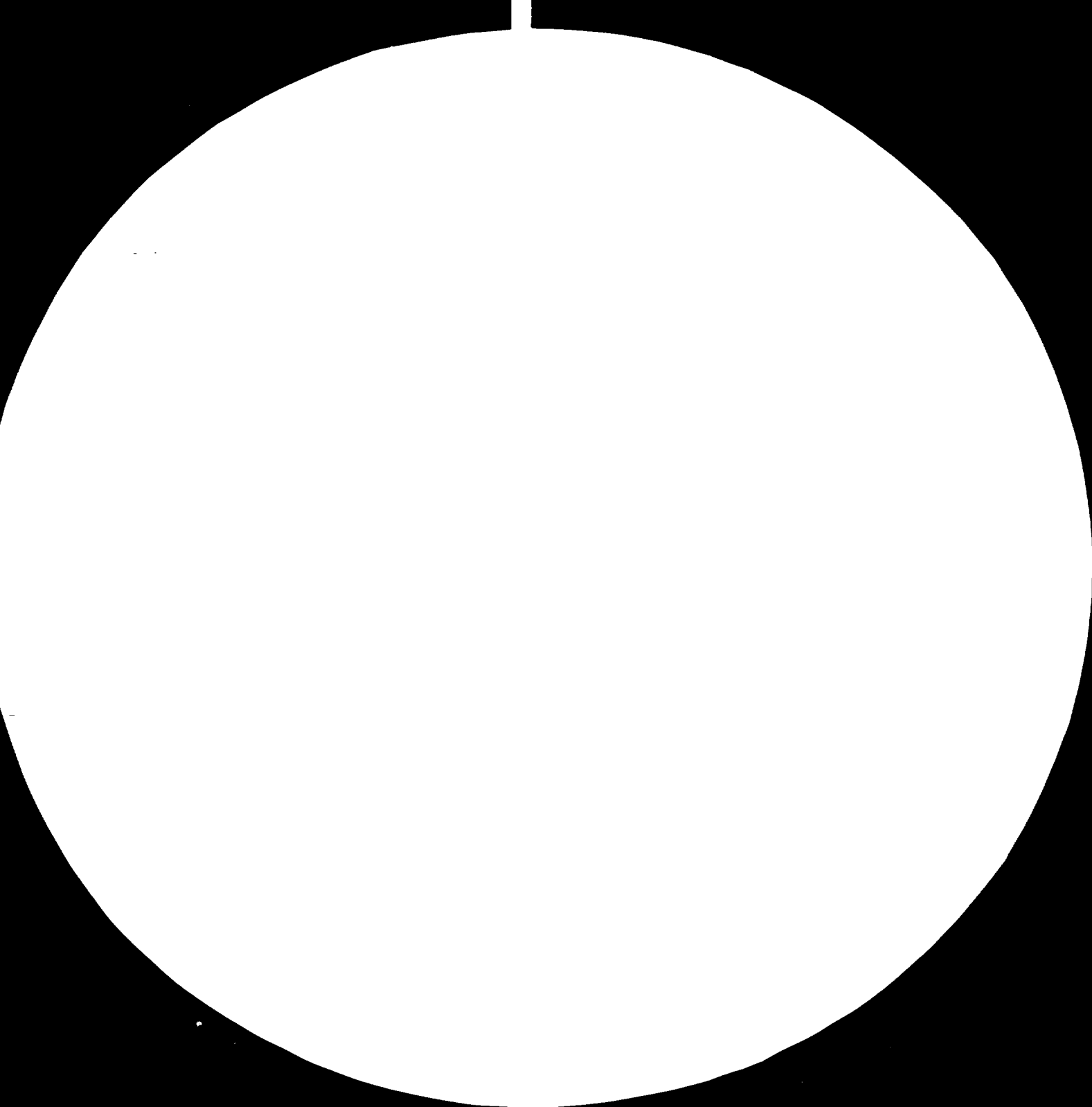
There are also in existence, however, a number of nitrophosphate processes which do not revolve around the formation and removal of calcium nitrate as such: these processes involve the use of other ions to precipitate calcium in another form or to eliminate the need for this precipitation. Into this category come the mixed acid processes, developed notably by such companies as Potasse et Engrais Chimique of France, (PEC), Stamicarbon of the Netherlands and Tennessee Valley Authority of the U.S.A., and the sulphate recycle processes which have recently been developed. These techniques will be discussed more fully in Part II of this review on Nitrophosphate processes which will appear in the next issue of this journal.

U-591

---









MS-2000 by MITSUBISHI TELEVISION INDUSTRY CO., LTD.  
Copyright © 1987 by MITSUBISHI TELEVISION INDUSTRY CO., LTD.

# Nitrophosphate Processes Part 2

## Processes involving the use of additional reagents to reduce the effect of calcium

In part 1 of this review,\* the discussion was limited to the consideration of processes which were variations on the classical Odda theme of acidulating phosphate rock with nitric acid and subsequently removing calcium as calcium nitrate. In this second part are considered the various processes which have been developed to avoid the use of the exacting calcium nitrate removal techniques and the problems associated with these, by the use of additives either in the acidulation stage or in later stages to convert the calcium nitrate into a product which is easier to remove, or, in some cases, which need not be removed at all. These processes may be broadly separated into two types; the so-called mixed acid processes, which have been in operational existence for some time now, particularly in Europe, and the various ammonium sulphate recycle processes, which are basically extensions of the sulphuric type of mixed acid process - these ammonium sulphate recycle processes have been developed only recently and have not as yet been commercially exploited.

### Mixed Acid Processes

Mixed acid processes have been put forward by a number of organizations including Potasse et Engrais Chimique (PEC), Dutch State Mines (DSM) and Chemische Fabrik Kalk AG in Europe, and in addition considerable work in this field has been accomplished in the U.S.A. by the

\*Phosphorus and Potassium No.39, January/February 1969, page 18.

Tennessee Valley Authority (TVA). In their original form, the mixed acid processes developed in Europe were aimed only at the manufacture of products with very limited water-solubility (in one particular process the water-solubility of  $P_2O_5$  in the product is 20:0), since at the time of the development of these processes, the chief concern was for the elimination of the adverse effects of calcium nitrate, and in this connection, for instance in the original PEC processes, additional reagents are used only on the excess calcium nitrate produced after neutralization by ammoniation. In this way, much of the calcium is precipitated in the form of water-insoluble dicalcium phosphate.

Basically there are three types of mixed acid process, phosphonitric, sulphonitric and carbonitric, the latter having been developed a considerable time after the other two. In addition to these three techniques there is one other closely related procedure, whose development is also associated with PEC, but which is strictly speaking not a mixed acid process, since it does not involve the use of a supplementary acid, but instead the use of the sulphate radical in potassium sulphate to effect the conversion of calcium nitrate into a more acceptable material. The close similarity between this and the true mixed acid processes will become more apparent later on.

At the time of development of these processes, the chief problem to overcome was not that of limited water-solubility as it is today, but that of improving the poor storage qualities imparted by calcium nitrate. When phosphate rock is acidulated with nitric acid and the reacted slurry simply ammoniated, roughly half of the calcium nitrate originally

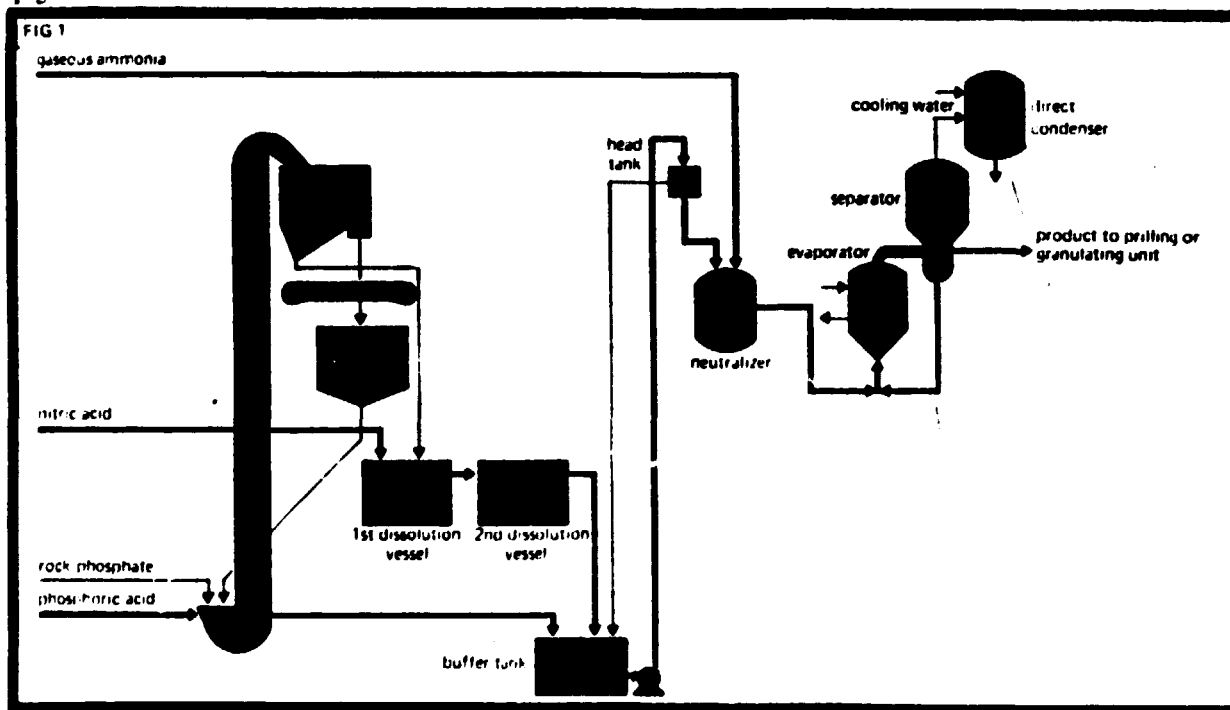


Fig. 1. Simplified flow diagram of DSM nitrophosphate process incorporating the addition of phosphoric acid after acid-attack

formed during the acidulation still remains in the product. To eliminate this excess calcium nitrate, processes were developed involving the addition of various acids into the ammoniation stage, with the result that double decomposition reactions occur to form ammonium nitrate which may remain in the product without deleterious effect, and a corresponding calcium salt, which may be easily removed or is at least unharmed to the finished product.

In the sulphonitric process, sulphuric acid is added with ammonia, so that the effective result is the addition of ammonium sulphate to the slurry to react with the calcium nitrate to form ammonium nitrate and calcium sulphate which can be easily separated. A similar effect can also be obtained by the addition of ammonium sulphate directly or by the addition of potassium sulphate, in which case calcium sulphate is precipitated as before and potassium nitrate remains in the slurry. This latter route is particularly useful when there is a need for production of chlorine-free NPK fertilizers.

Similarly with the phosphonitric process, phosphoric acid is introduced during ammoniation, so that by effectively adding ammonium phosphate to the slurry, the  $P_2O_5$  combines with the calcium remaining in the form of the nitrate whilst the added ammonia forms ammonium nitrate with the liberated nitrate ions.

In the early 1940s, PEC found a way of accomplishing this conversion of calcium nitrate using, instead of the  $SO_4^{2-}$  and  $PO_4^{3-}$  ions, the carbonate ion furnished by carbon dioxide. When carbon dioxide is incorporated in the secondary ammoniation, the calcium nitrate is decomposed to give ammonium nitrate and calcium carbonate, which can be easily removed. The chief problem which had to be overcome in the development of this process was the reversion of the phosphate to tricalcium phosphate under the influence of calcium carbonate prior to its removal. However, it was found that this adverse reaction could be suitably controlled using small additions of magnesium sulphate.

With the exception of the sulphonitric process (and the process incorporating the addition of potassium sulphate), these routes produce fertilizers with very limited water-solubility, and the sulphonitric process only gives high  $P_2O_5$  water-solubility when the consumption of sulphate

radical (as sulphuric acid or potassium sulphate) is quite high. In view of this, it is interesting to note that as a result of development work carried out in conjunction with Office National Industriel et de l'Azote (ONIA) at Toulouse, PEC has now perfected a modified Odda nitrophosphate process in which calcium nitrate is frozen out using cooling coils. This process is at present in operation at ONIA's Toulouse works and the same technology is being used in two other units erected in France. More details of the operation of the process are not yet known, but it seems probable that this technique has been developed in an attempt to produce fertilizers with increased  $P_2O_5$  water-solubility compared with the other established PEC processes.

#### DSM Process

One of the various nitrophosphate routes developed by Dutch State Mines incorporates the phosphonitric technique. In this process, a production scheme for which is shown, phosphate rock is dissolved in nitric acid in two consecutive reaction stages. The entire requirement of nitric acid is added in the first reactor, and the heat of reaction thus generated is sufficient to maintain the reaction temperature at about 60°C. After the reaction is completed the reacted slurry passes to a buffer tank where sufficient phosphoric acid is added to reduce the  $CaO/P_2O_5$  ratio to around 1.5. It is then possible to neutralize the slurry by ammoniation without any free calcium nitrate remaining in the finished product and with a reduction in the proportion of citrate-soluble dicalcium phosphate formed. Ammoniation takes place at about 110°C at atmospheric pressure so that a considerable quantity of water is evaporated at the same time. After a second evaporation the resulting slurry may be prilled or granulated to produce a product containing about 50% of its  $P_2O_5$  in the water-soluble form.

#### TVA Work

In the U.S.A. the Tennessee Valley Authority has been seriously investigating the operation of nitrophosphate technology for some time, and since 1966, this organization has been operating a 300 t.p.d. plant scale unit producing

Table I Typical Consumption Figures Per Tonne of Product for the PEC Mixed Acid Processes

	Phosphonitric	Sulphonitric	Addition of $K_2SO_4$	Carbonitric
	16:23:0	14:14:0	11:12:12	16:14:0
<b>Acidulation</b>				
Phosphate rock, 73% BPL	0.401 t	0.429 t	0.364 t	0.428 t
Nitric acid, 50%	0.760 t	0.664 t	0.694 t	0.786 t
<b>Ammoniation</b>				
Ammonia	0.103 t	0.090 t	0.047 t	0.099 t
Phosphoric acid, 54% $P_2O_5$	0.184 t	0.184 t		
Sulphuric acid, 100%		0.143 t		
Potassium sulphate			0.243 t	
Carbon dioxide				0.073 t
Magnesium sulphate, as monohydrate				0.026 t
Coating agent	0.010 t	0.010 t	0.007 t	0.010 t
Filler		0.030 t	0.010 t	
Fuel oil	0.080 t	0.055 t	0.050 t	0.080 t
Power, kWh.	80	70	60	75
Labour, m/hr. (operational and maintenance)	1.45	1.23	1.9	1.45

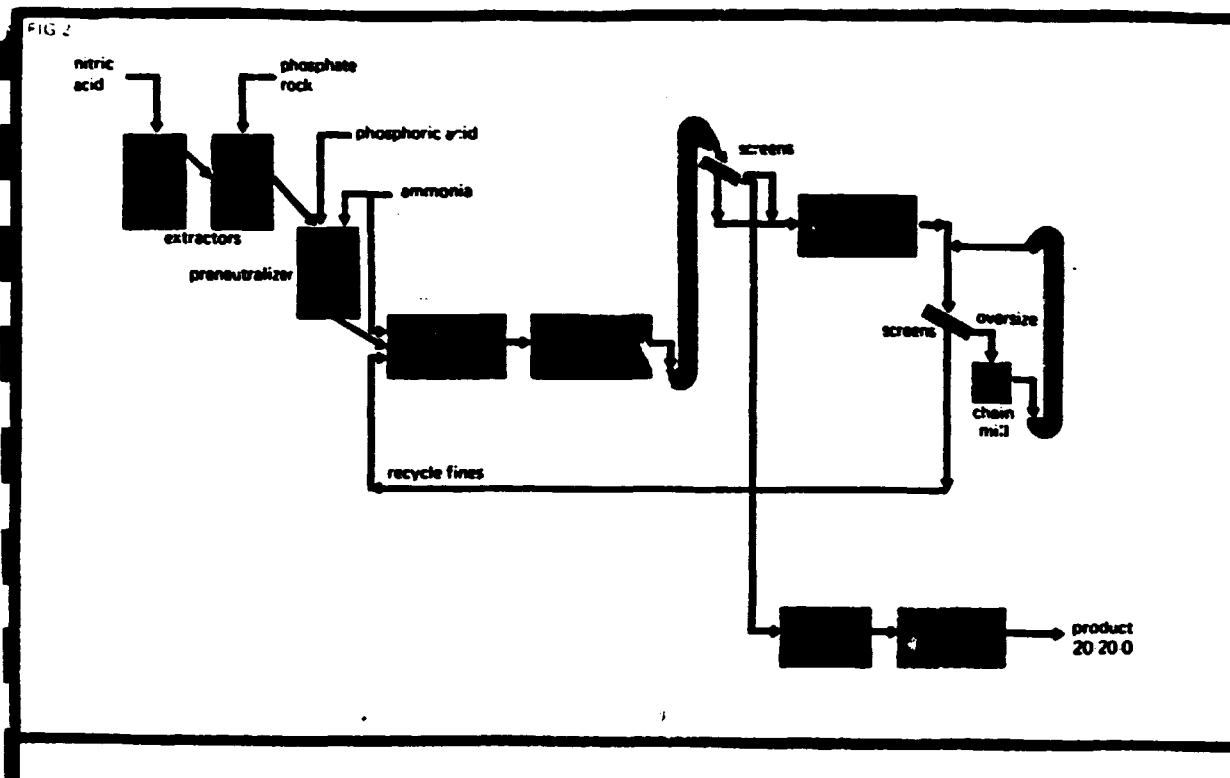


Fig.2. Schematic diagram of TVA phosphonitric process

26:13:0 material by a phosphonitric process incorporating the use of the TVA ammoniator-granulator. The process being investigated involves the digestion of phosphate rock with nitric acid in two reactors arranged in series, the retention time for each being 25 min. Reaction temperatures are around 84°C for 20:20:0 and 46°C for 26:13:0. The reacted slurry then passes to a large preneutralizer operating at 150°C over a retention time of 1 hr, in which 75% of the required ammonia is added together with the desired amount of phosphoric acid and, in the case of 20:20:0, a small quantity of sulphuric acid (0.02 - 0.023 tons per ton product). After preneutralization the remainder of the ammonia requirement is introduced in the ammoniator-granulator.

A notable feature of this process is the absence of evaporators. Using 60-65% nitric acid for the acidulation and superphosphoric acid (76% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) for addition during preneutralization, the heat generated in the reactors and preneutralizer drives off enough moisture to allow ammoniation-granulation to proceed directly. After granulation the product is dried, screened, cooled and coated. By using the ammoniator-granulator technique, this process turns the formation of very viscous slurries during ammoniation to its advantage, in comparison to other processes in which this phenomenon poses handling problems. A typical analysis of the two products is given in the following table:

	20:20:0	26:13:0
Analysis, %		
Total N	20.4	26.3
Ammoniacal N	11.5	14.6
Total P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	20.6	13.2
Available P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	20.5	13.2
Water-soluble P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	8.3	7.4
CaO	12.3	6.6
SO <sub>4</sub>	2.5	-

	20:20:0	26:13:0
Moisture	1.8	1.0
Conditioner	1.1	1.5
Screen analysis:		
- 6 + 12 Tyler mesh	91	92

According to TVA, fertilizers with formulations like those above can be produced in which up to 50% of the P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> is in water-soluble.

#### Merits and Demerits of Mixed Acid Processes

In general, there are two chief disadvantages associated with the mixed acid processes: limited water-solubility of P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> and limited grade. Water-solubility in the carbonitric process is zero and in the sulphonitric and phosphonitric processes, normally between 30 and 50%, by virtue of the large quantities of dicalcium phosphate remaining in the finished product. In the sulphonitric process, this quantity of dicalcium phosphate can be reduced by the addition of increased quantities of sulphuric acid (or sulphate) so that practically all the calcium is removed as calcium sulphate. However, although it is possible to produce high water-solubility products by this method due to the almost complete removal of calcium as sulphate, generally, unless the sulphate is recycled in some way, fertilizers with only limited P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> water-solubility are produced, since ideally only the minimum quantity of gypsum compliant with product specifications should be precipitated - by controlling the quantity of sulphuric acid added to the process - because this gypsum is of no value and must be disposed of at an additional cost incurrence. Since the phosphonitric process removes no calcium, but only reduces the CaO:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio, high water-solubilities are not possible.

Phosphonitric and sulphonitric processes are partially dependent on sulphurous raw materials, but the main

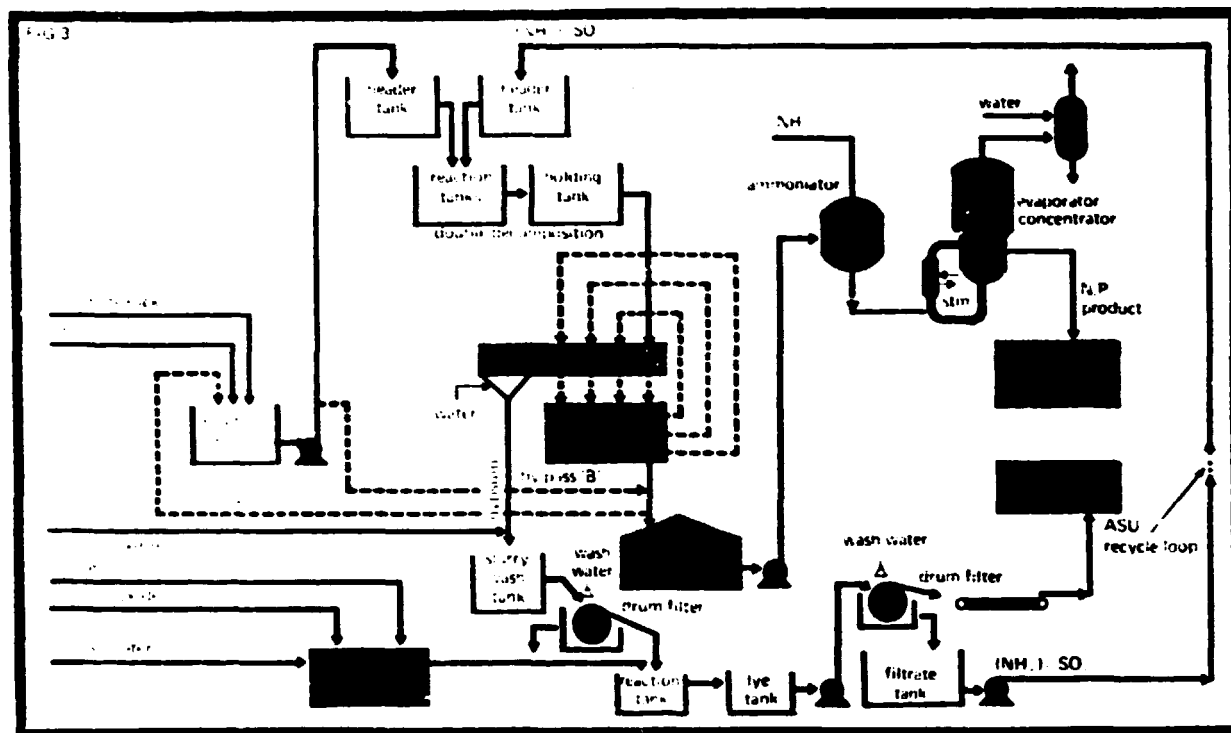


Fig. 3. Flow diagram of DSM/Power Gas ammonium sulphate recycle process

advantage in these processes is that, by a reduction in the nitrate nitrogen content, lower  $N:P_2O_5$  ratios can be obtained in the end products compared with those produced by other nitrophosphate routes this reduction of nitrate nitrogen content also has agronomic advantages. In the variations of these processes where the supplementary acid (sulphuric or phosphoric) is added at the acidulation stage, rather than during ammoniation when its purpose is chiefly the suppression of calcium nitrate, larger amounts of phosphoric or sulphuric acid may be added to lower the  $N:P_2O_5$  ratio, and at the same time, particularly with the sulphuric route, to increase the water-solubility of the  $P_2O_5$ .

If sulphur prices are high, this increase in the addition of sulphuric or phosphoric acid can significantly affect the economics of the process. In this context the TVA has recently published data on the economic influences associated with its own phosphonitric process described earlier\*.

\*"TVA Mixed Acid Nitric Phosphate Process" Davis, C. H., Meline, R. S., Graham, H. G. Chemical Engineering Progress, 1968, Vol. 64, No. 5, May, 75-82.

Table II, taken from the data published by TVA on this subject, gives an effective indication of the dependence of raw material cost on the required water-solubility of  $P_2O_5$ , reflecting the influence on the increased quantity of supplementary acid used. It can be seen from this table that an increase in the amount of additional acid supply to improve water-solubility results in considerably higher production costs, indicating that the minimum quantity of supplementary acid, yielding a product with acceptable storage characteristics, should be used, within the limits of product specifications for  $N:P_2O_5$  ratio and water-solubility.

The second major disadvantage of mixed acid processes is that of limited grade. In the sulphuric and carbonic processes, calcium sulphate and calcium carbonate are formed, which may or may not be separated from the finished product. In cases where this precipitation is incomplete, that is, when the quantity of additive is only sufficient to bring down part of the calcium, a comparatively low grade product will be obtained by virtue of the ballast effect of this remaining calcium. As has been stated above, it is possible particularly in the case of the

Table II Effect of Required Water Solubility of  $P_2O_5$  on Various Production Factors for the TVA Phosphonitric Process

Water solubility of $P_2O_5$ in product % of total $P_2O_5$	Tons S required/ton product $P_2O_5$	Raw material cost, \$/ton $P_2O_5$ +	Proportion of Product $P_2O_5$ $H_3PO_4$ %	Highest possible 1:1:0 product grade
94*	0.94	67.60	100	25-25-0
50	0.65	56.00	69	21-21-0
40	0.58	53.40	62	20-20-0
30	0.53	51.20	56	20-20-0
25	0.51	50.45	54	20-20-0
20	0.36	44.50	38	19-19-0

\* All ammonium phosphate

+ Assuming sulphur price of \$40.0 per ton and phosphate rock cost of \$10.0

phosphonic process to precipitate large quantities of calcium thus improving the grade at the same time as improving the water-solubility, but the phosphonic process removes no calcium at all so that the production of a high-analysis product by this method is not possible.

#### Ammonium Sulphate Recycle Processes

One of the methods already described for eliminating the drawbacks of calcium nitrate is that of addition of ammonium sulphate. Following recent developments in the field of by-product gypsum processing, a number of modifications of this basic technique have been put forward in which the gypsum produced during the removal of calcium from the slurry is reprocessed to ammonium sulphate which can then be recycled. In view of the wide interest currently being shown in these processes, it would seem appropriate to consider them separately from the mixed acid processes, since they have many inherently good features which the latter processes do not possess.

Currently there are three ammonium sulphate recycle processes available, the DSM/Power Gas Process<sup>\*</sup>, the Chemico Process<sup>†</sup>, developed in conjunction with TVA, and the Agri-Chemicals process, developed by U.S.S. Agri-Chemicals, Inc. of the U.S.A. and presently being offered under licence by Foster Wheeler Corp. Of these three processes, the Chemico and Agri-Chemical routes incorporate slight modifications on the basic technique employed in the DSM Power Gas process, which is in fact closely similar to the Lihenroth process developed as long ago as 1927. The chief advantages of ammonium sulphate recycle processes over other nitrophosphate routes are the high water-solubility of  $P_2O_5$  possible in the product, the almost total independence from sulphur-containing raw

<sup>\*</sup>See Phosphorus and Potassium No.37, September/October 1968, p.25.

<sup>†</sup>See Phosphorus and Potassium No.39, January/February 1969, p.33.

materials, except for make-up quantities of ammonium sulphate or gypsum, and the avoidance of tedious calcium nitrate removal procedures which must be used in other nitrophosphate processes that give high water-soluble  $P_2O_5$  products.

#### DSM/Power Gas Process

The DSM/Power Gas ammonium sulphate recycle process is an adaptation of a conventional nitrophosphate process involving the addition of ammonium sulphate, which DSM is currently operating at Geleen in the Netherlands. In the process operating at Geleen, the calcium sulphate is disposed of in the same manner as the effluent from wet process phosphoric acid. The Power Gas Corp. has licensing arrangements with Osterreichische Stickstoffwerke AG. (OSW) and Fertilizers and Chemicals, Travancore, Ltd. (FACT) for their processes which produce ammonium sulphate from by-product gypsum and as a result of this, by applying the Power Gas know-how, the recycle section of the existing DSM process was realized. Although the technology is now well-established, the entire process has not yet been exploited, but the two essentially separate parts are in fact working very well at Geleen, Linz and Travancore.

Phosphate rock is acidulated with nitric acid at 65°C in a number of reaction tanks and the acidulated slurry is subsequently reacted at about 55°C in another set of tanks with ammonium sulphate. Here calcium sulphate dihydrate is formed from the calcium nitrate originally present in the slurry, and this gypsum is separated and washed on a tilting pan filter. Neutralization of the filtrate with ammonia takes place at atmospheric pressure and at a temperature corresponding to the boiling point of the slurry (between 105 and 110°C). Steam evaporators then remove most of the remaining moisture before the product is prilled or granulated.

#### Ammonium sulphate recycle

The gypsum filter cake, after being washed to recover

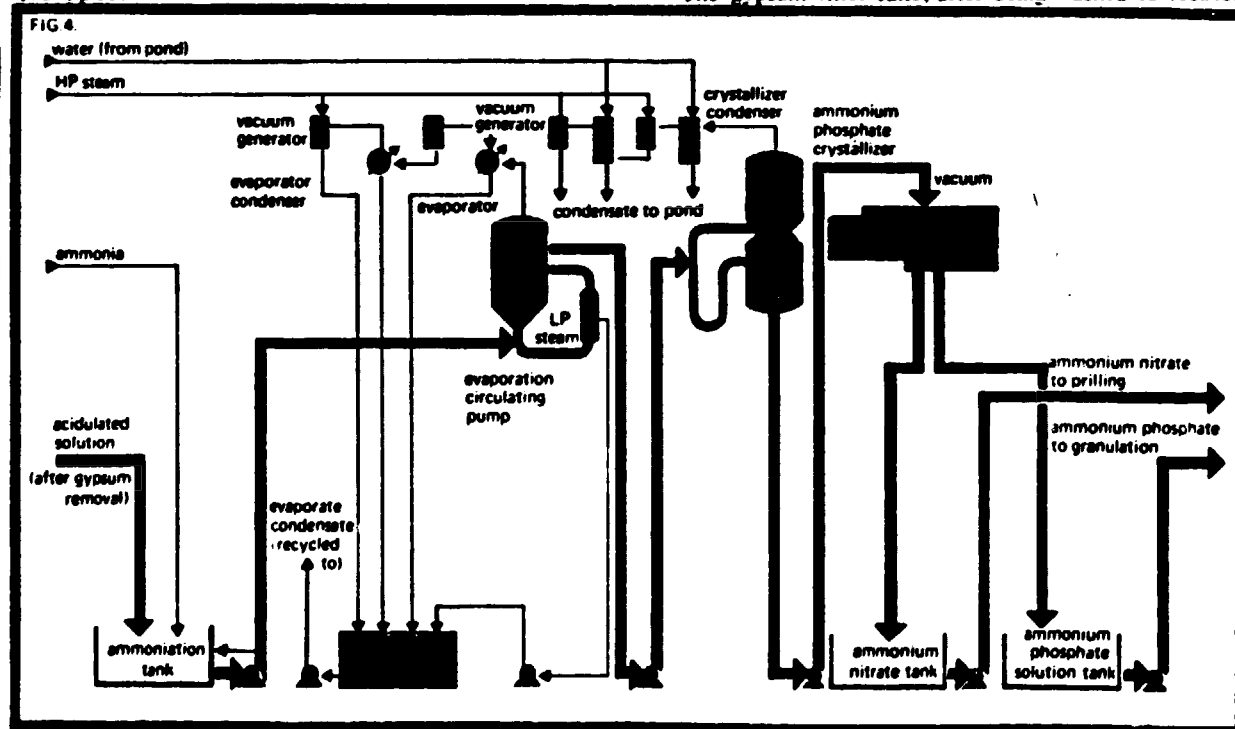


Fig.4. Ammonium phosphate/ammonium nitrate separation system for Chemico ammonium sulphate recycle process

mother liquor for recycle, is repulped and washed again on a rotary vacuum filter and the resulting filter cake, containing about 20% moisture is fed to the ammonium sulphate recovery section. Here 52-53% ammonium carbonate solution is used to produce a slurry consisting of ammonium sulphate solution together with calcium carbonate in the solid phase. After filtration of the chalk, a 38% ammonium sulphate solution is obtained for recycle.

In its simplest form as described above, a high water-soluble product with an N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio of about 1.6 is obtained. To produce a higher N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio, excess nitric acid is used whereas the production of low N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> product by this process is achieved by the addition of other phosphatic material, for instance phosphoric acid, triple superphosphate or monoammonium phosphate. Most conveniently, this phosphate is supplied using phosphoric acid which may be furnished by the conventional wet process, in which case the process ceases to be independent of sulphur as a feedstock. Alternatively this can be supplied *in situ* by recycling a quantity of the filtrate from the tilting pan filters. With this process, there is no straight N co-product as with other processes, but to accommodate this feature low N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratios are only possible by the addition of other phosphatic materials.

Some typical operational data for the DSM/Power Gas process are given in the table below:

Table III End Products	22:22:0	26:13:0
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> water-solubility	89%	92%
Overall N efficiency	97.8%	97.8%
Overall P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> efficiency	96.3%	96.1%
<b>Raw Materials</b>		
Phosphate rock (Florida)	0.459 t.	0.416 t.
Phosphoric acid, 100% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.285 t.	
Nitric acid, 55%	0.742 t.	
Nitric acid, 57%		0.954 t.
Ammonia, 100%	0.038 t.	0.060 t.
Coating agent	0.026 t.	0.026 t.
Make-up gypsum, approx. figure		0.04 t.
<b>Utilities</b>		
Steam @ 200 p.s.i.g.	1.84 t.	1.54 t.
Steam @ 30 p.s.i.g.	0.025 t.	0.025 t.
Water, '000 U.S. gal.	18.5	14.5
Power, kWh	23.6	25.4

The chief distinguishing feature between the DSM/Power Gas process and the Chemico and Agri-Chem routes is that these latter two processes both obtain low N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> products by separation of ammonium nitrate from the solution/slurry at some stage. This means that these two processes become almost totally independent of a sulphur feedstock, even when producing low ratio N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> formulations, although there is of course the simultaneous production of quantities of straight N products from the ammonium nitrate (for which a market must be found) since the overall total production of N and P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> cannot be altered by other than external means.

#### Chemico Process

The operating conditions in the Chemico process are controlled so that after gypsum removal, ammoniation results in the formation of ammonium nitrate and monoammonium phosphate only. This is done by ammoniating to a pH of about 3.5. At this acidity no diammonium phosphate is formed, a situation which considerably facili-

tates the separation of ammonium nitrate from ammonium phosphate by crystallization, since it is possible to effect a sharper separation of monoammonium phosphate from the ammonium nitrate mother liquor, compared to the separation of diammonium phosphate.

In the Chemical process phosphate rock is digested in two stages with sufficient 50-60% nitric acid to convert all the phosphate into phosphoric acid, and the phosphoric acid slurry is then mixed with a 38-40% solution of ammonium sulphate to achieve a multistage precipitation of gypsum. The gypsum, after being washed, is treated with ammonia and carbon dioxide to yield ammonium sulphate, for recycle, and calcium carbonate by the Merseberg reaction, whilst the acidulated slurry containing phosphoric acid and ammonium nitrate is ammoniated to pH 3.5, thus converting the phosphoric acid to monoammonium phosphate.

After ammoniation, the slurry, which contains about 58% water, is concentrated in a vacuum evaporator system to a 20% water content before being fed to the vacuum crystallizer. In this crystallizer monoammonium phosphate is precipitated in the form of easily separable crystals which are removed by centrifuge. The monoammonium phosphate is then redissolved in water and granulated, whilst the ammonium nitrate solution is prilled. By this technique, fertilizers with very high contents of water-soluble P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> can be produced, but in order to increase the water solubility even more, it is possible to modify the process to incorporate one or more partial ammoniation steps, followed by filtration stages to precipitate small quantities of dicalcium phosphate derived from the calcium remaining after gypsum precipitation.

It has been stated by Chemico that this process is capable of producing products corresponding to N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratios of 1.73:1 more cheaply than a diammonium phosphate ammonium nitrate route and much more cheaply than a phosphonitric route, at sulphur prices in excess of \$33 per ton. Of course, the ratio 1.73:1 need not necessarily be the ratio of nutrients in a particular product, but it is the overall N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio for a variety of products produced by the process at any particular time. If the product is required with a low N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratio, then this must entail the production of a comparatively large quantity of straight N ammonium nitrate.

#### Agri-Chemical Process

In the development of this process it has again been recognized that increased product flexibility can be obtained by separating ammonium nitrate, although the method by which this is done is slightly different to – and perhaps slightly more straightforward than – the Chemico process. It is possible to produce products with N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ratios as low as 0.67:1 by this process, and lower ratios still are possible with the addition of small amounts of P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> from external sources.

A mixture of ammonium sulphate and nitric acid – unlike the previous processes described – is used to acidulate the rock phosphate in a multi-compartment digester incorporating a high speed turbine agitator in the first digestion compartment (i.e. pre-mixer) and slower axial impellers in the other compartments to gradually reduce the degree of mixing. The quantity of nitric acid used in the acidulating mixture is approximately equivalent to the calcium, iron and aluminium contained in the rock, and the



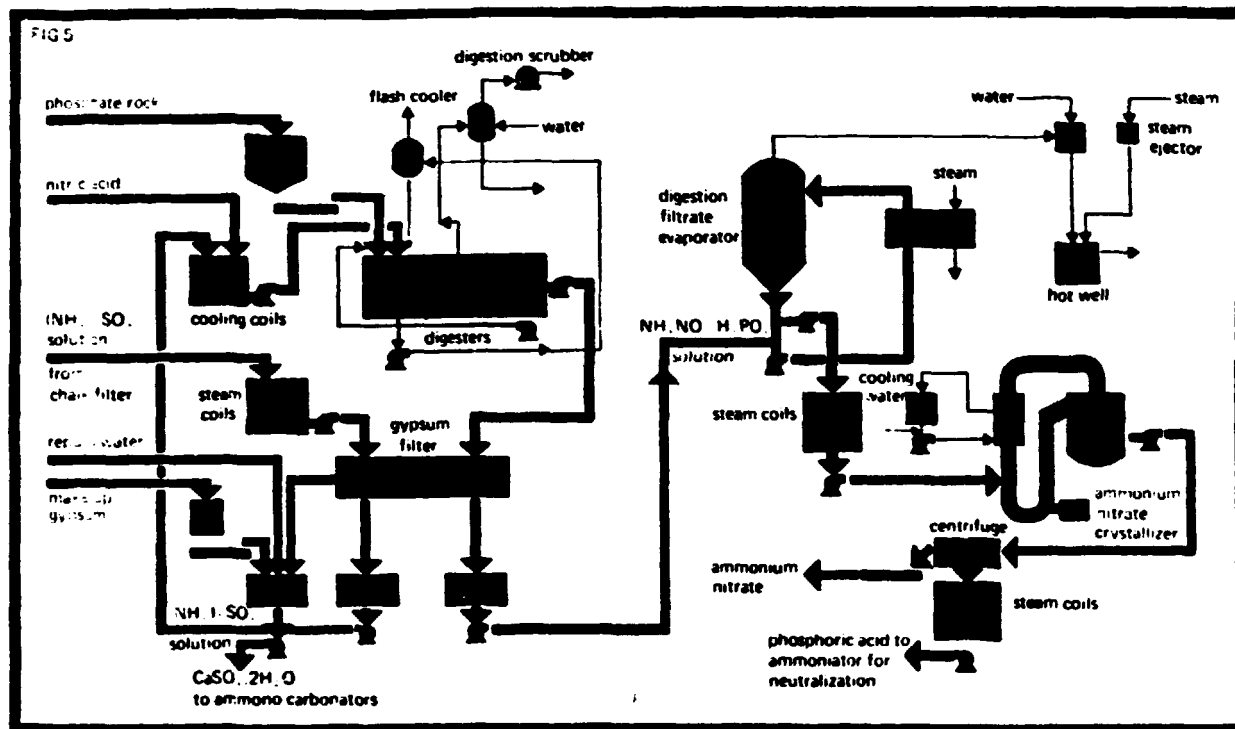


Fig. 5. Schematic diagram of Agri-Chem/Foster Wheeler ammonium sulphate recycle process, including ammonium nitrate separation

amount of ammonium sulphate used is roughly 98% of the stoichiometric equivalent to the calcium.

The slurry leaving the final digester compartment is filtered on a tilting pan filter to remove the gypsum which has precipitated and this precipitate is washed with ammonium sulphate solution to reduce the  $P_2O_5$  losses to about 0.5%. This washed cake is then repulped to a 50% solids slurry for further processing, whilst, when manufacturing products with  $N:P_2O_5$  ratio less than 2, the ammonium nitrate/phosphoric acid mixture is evaporated to a water content of 12% prior to crystallizing out the ammonium nitrate.

Depending on the product required, some, or almost all, of the ammonium nitrate present in the solution is crystallized out by cooling. After gypsum filtration the slurry has a pH of roughly 0.5, essential if good separation of ammonium nitrate is to result. Operating at  $33^\circ C$  with a feed solution containing 12% moisture, the crystallizer can bring down 60% of the ammonium nitrate present in the solution corresponding to a 1:1:0 type product after ammoniation. The operation of the crystallizer can be adjusted to produce after ammoniation products with  $N:P_2O_5$  ratios down to 1:1.5. The ammonium nitrate crystals, which have a size of 50-100 mesh, are centrifuged for reprocessing to ammonium nitrate prills, incorporation into granular fertilizers, or for use in the production of nitrogen solutions.

Prior to ammoniation, the solution resulting from the crystallization steps, containing mainly phosphoric acid together with a quantity of ammonium nitrate, is used to scrub the unreacted ammonia from the off-gases of the gypsum/ammonium sulphate conversion section. Neutralization of this solution with ammonia to a pH of 5.3 results in the production of a 1:1:0 finished product (assuming that 60% of the ammonium nitrate is removed during crystallization); at this pH range the solubility of ammonium phosphates is at a maximum.

During the process there is a total sulphur input loss of

about 1%, resulting chiefly from the incomplete washing of the calcium carbonate produced during the regeneration of ammonium sulphate. Consumption figures for the production of a 17:17:17 grade are given in the following table:

Raw Material	Consumption per tonne 17:17:17
Phosphate rock, 68% BLP	0.61 t.
Nitric acid, 100%	0.73 t.
Ammonia, 100%	0.25 t.
Carbon dioxide	0.28 t.
Make-up gypsum	0.11 t.
Potash, 52.5% $K_2O$	0.27 t.
Coating agent	0.02 t.
Credits: Ammonium nitrate, 100%	0.50 t.
Calcium carbonate, dry basis	0.71 t.
Utilities	
Steam	0.85 t.
Power	48 kWh
Natural gas	0.7 m.s.c.f.
Process water make-up	340 gal.

### Conclusions

To reiterate the fundamental principles involved in nitrophosphate manufacture, it is stressed that the basic problem to solve is that of removal of calcium. If calcium is present in the form of calcium nitrate tetrahydrate, the finished product has very poor storage qualities: this was originally the justification for its removal. But if calcium is present in the finished product in any form whatsoever, this must represent a disadvantage since, on the one hand by virtue of the ballasting effect of this calcium, there will be a reduction in total nutrient content of the product, and on the other hand calcium that is not removed during the process is invariably found in the finished product as the water-insoluble dicalcium phosphate.

In view of the increasing interest throughout the world

in high, if not total, water-solubility of phosphate -- indeed even in France and the Netherlands which one might call the home of the mixed acid processes there is a growing awareness of the limited use of  $P_2O_5$  which is largely citrate-soluble -- it seems that the mixed acid processes in their present form, that is to say producing fertilizers containing about 50% of their  $P_2O_5$  in a citrate-soluble form, offer few possibilities for the future. Of the mixed acid processes, the sulphonitric (of which the ammonium sulphate recycle processes are an evident extension) has the most promise as regards the form of the  $P_2O_5$ , since it is possible to obtain higher water-solubility by this method; the disadvantage here is that the gypsum produced is not returned to the process in any way, but merely disposed of.

The ammonium sulphate recycle processes, producing as they do high water-solubility finished products without dependence on sulphur feedstocks, offer the greatest possible attraction, together with the newly developed Odda-type processes of Norsk Hydro and SCHZ which were discussed in Part I of this review. But whatever the relative merits of individual nitrophosphates, the question which must ultimately be asked is how do nitrophosphate processes compare with other routes based on sulphur. All the processes which entirely eliminate the use of sulphur result in a total production ratio of N: $P_2O_5$  of roughly 2:1; that is to say regardless of the flexibility of the process in terms of the different N: $P_2O_5$  products which it can produce, the overall production pattern remains the same, 2:1. Thus, if low N: $P_2O_5$  products are being produced, corresponding amounts of high N or straight N products must also be produced, whether in the form of calcium nitrate, calcium ammonium nitrate, or ammonium nitrate (together with a corresponding quantity of calcium carbonate), for which a market must be found, so that ultimately the real question is whether the fertilizer demand pattern is also in the ratio 2:1 for N and  $P_2O_5$ . In these demand conditions the economics of nitrophosphate manufacture compare very favourably with those sulphur based fertilizer production which themselves become most favourable in the opposite situation i.e. when the demand ratio of N to  $P_2O_5$  is greater than 1:2.

In addition to fitting the demand pattern, the favourability of nitrophosphate processes depends largely on the price of sulphur, since the higher this is, the more economic become the nitrophosphate processes by comparison. In this way it becomes clear that the ideal situation for a nitrophosphate venture is one where high N complex fertilizers are required in conditions where sulphur prices are high. In addition to this there is also an agronomic consideration to be borne in mind. In certain applications nitrate nitrogen is inferior to ammoniacal nitrogen in its activity\*. Some grades of product produced by Odda-type processes contain as much as 40% of their total nitrogen in the nitrate form, by virtue of the large quantities of recycled ammonium nitrate. Ammonium sulphate recycle processes in which the majority ammonium nitrate is not removed also contain this large proportion of nitrate nitrogen. In comparison, high N urea -- ammonium phosphate fertilizers do not possess this disadvantage.

Taking all things into consideration, there are special conditions under which nitrophosphate processes become very favourable indeed. In circumstances where these conditions prevail, the most attractive nitrophosphate processes are those consuming the least sulphur and producing high proportions of water-soluble  $P_2O_5$ , such as the Norsk-Hydro and SCHZ processes, which have already found application in commercial production processes, and the ammonium sulphate recycle processes which although proven in operation, have not yet been used in a commercial installation. The ammonium sulphate recycle processes appear to have a slight advantage over the Odda-type processes in that the rather difficult freezing out process is precluded, but whether they find commercial application, in view of the rather limited conditions of demand pattern and sulphur price which are necessary, remains to be seen.

---

\*"Economics of Nitrophosphate Fertilizers" R. Ewell, presented at 18 annual meeting of Fertilizer Industry Round Table, Washington, November 1968.

---

## Book Review

---

*International Glossary of Technical Terms* Volume No. 1  
May 1968. Edited by George O. Argall Jr. Published by  
"World Mining" and obtainable from them at 500,  
Howard St., San Francisco, California. 265 pp. Price  
U.S. \$ 20.00

The editorial staff of *World Mining* has spent four years working on the "International Glossary of Technical Terms" and it is evident that a great deal of research has gone into the compilation. The main value of the book lies in its potential as a reference work for the minerals industry as it covers terms used in geology, exploration, mining methods, minerals, beneficiation, smelting and refining, giving each word in English with its translation into four languages. The book is rightly called an international glossary and certainly users who speak Swedish, German, French or Spanish will

find it of great assistance in dealing with English technical terms. It is therefore all the more regrettable that the convenience of English-speaking persons was not given more weight; since only the English words are listed alphabetically, the book offers a limited service to the English speaker, whose need is more often for a translation from, rather than into, a foreign tongue.

In his preface, the editor has pointed out the perennial difficulty of translating highly specialized vocabulary, and this idiomatic dilemma also exists with the vague, general words. The problem is apparent in the text where occasionally several alternatives are offered for one English word, a result of the intense research to establish the precise meaning of words used in different areas as well as in various contexts. The editorial claim that this work will form the basis of a computer retrieval programme is substantiated by the high level of accuracy and the all-inclusiveness of the glossary. It embraces the vocabulary of the modern minerals industry from the very vague to the closely-defined terms and it could be even further supplemented to meet one company's particular bias.

In the granulator, the ammonium phosphate melt is sprayed onto a bed consisting of crushed urea prills, potassium chloride and recycled product.

The product from the granulator is thoroughly cooled prior to screening. Various grades have been produced in this way and properties are said to be good.

#### Nitrophosphate processes

The production of nitrophosphates, that is to say fertilizer products obtained from the acidulation of phosphate rock with nitric acid, has been a realistic possibility for almost 40 years. In its most unsophisticated form, the nitrophosphate techniques simply involved the use of nitric acid, instead of the more usual sulphuric acid, to acidulate phosphate rock and convert its phosphate content into a form which is readily assimilable by plants. The original Odda process was developed some 38 years ago, with a view to avoiding the inherent disadvantage of the diluting effect of the sulphate ion in superphosphate manufacture. The main advantage of the technique today is the elimination of dependence on sulphur, although a number of nitrophosphate techniques involve the use of mixed acids (particularly phosphoric acid and sulphuric acid in conjunction with nitric acid) and as such still remain partly reliant on sulphur as a feedstock.

Regardless of the acid used, the product of the acidulation of phosphate rock is a solution principally containing phosphoric acid, together with a co-produced calcium salt the identity of which depends on the acid radical of the particular acidulant.

In the manufacture of wet process phosphoric acid, from which subsequent fertilizer formulations can be produced, the co-product of the sulphuric acidulation process is calcium sulphate, which is insoluble and can therefore be separated from the phosphoric acid solution relatively easily. In nitrophosphates the calcium product is calcium nitrate, which is much more soluble, and it is towards the production and removal of this compound that most of the technological developments in the nitrophosphate field have been focused.

#### *Difficulties created by the presence of calcium*

The presence of unrecovered calcium in the subsequent fertilizer derived from nitric acid attack has three distinct disadvantages. Firstly, during subsequent ammoniation, any calcium present in the solution or slurry is preferentially converted into dicalcium

phosphate, which is not soluble in water but soluble in ammonium citrate solution. The relative merits of water-soluble and citrate-soluble  $P_2O_5$  have been under discussion in many countries of the world for a number of years, and attitudes vary from country to country.

The second disadvantage lies in the fact that the presence of any free calcium nitrate (usually present as the tetrahydrate), over and above that converted into dicalcium phosphate during ammoniation, in the finished fertilizer creates difficulties in storing this product, because of the extremely hygroscopic nature of calcium nitrate tetrahydrate. The third drawback associated with the unremoved calcium is the inclusion of unnecessary ballast in the finished product and the consequent reduction in grade of formulations. It is the removal or avoidance of this calcium nitrate which plays a major part in the technology of nitrophosphate processes, the most notable of which will be described below.

#### *Odda-type processes*

In its original form, the Odda process was designed to remove almost totally calcium nitrate by crystallization employing water and liquid ammonia to cool the solution efficiently to the required temperature in a heat exchange system.

Since most contemporary nitrophosphate processes incorporate ammoniation of the acidulated phosphatic solution, in the same way as wet process phosphoric acid is ammoniated, to produce complex fertilizer products, the dependence on the efficiency of this removal of calcium nitrate are clear. Normally the ammoniation of phosphoric acid results in the formation of ammonium phosphates which are water-soluble, but if calcium is present in solution, the water-insoluble but citrate-soluble dicalcium phosphate is formed. Thus in order to obtain a product in which  $P_2O_5$  is available in a water-soluble form, apart from the advantages of producing higher analysis products with better storage properties, much of the calcium nitrate must be removed. The higher the degree of removal required, the higher are the capital and operating costs of the process. The original patents for the Odda process, mention cooling temperatures of  $-10^{\circ}C$  to  $-15^{\circ}C$ , corresponding to a water-solubility of about 90%, but many commercial processes of this type have until recently been aimed at a cooling temperature of  $15^{\circ}$ - $20^{\circ}C$  corresponding to around 30% water-solubility, as the optimum balance between process considerations and economic influences. Many plants in Europe continue to produce nitrophosphate products with the  $P_2O_5$  predominantly in the citrate-soluble form.

*Norsk Hydro process*

The most commercially proven Odda-type process has been developed by Norsk Hydro-Electrisk Kvaestofaktieselskab AS of Oslo, Norway, in which high analysis 80-85% water-solubility is obtained.

Phosphate rock is acidulated with a slight excess of 58-62% nitric acid in a series of vessels, and the acidulated solution is then cooled in several stages down to  $-5^{\circ}\text{C}$ . After separation of the calcium nitrate crystals, which may be treated in a number of ways, the solution is ammoniated, evaporated and, after the addition of potassium chloride or sulphate, prilled to give ternary products with analyses as high as 17:17:17 and 16:16:18.

Although most modern nitrophosphate processes lend themselves to the use of prilling techniques to obtain a uniformly sized product, this treatment is not entirely without its drawbacks. If prilling is used in preference to granulation the number of formulations possible is limited when muriate of potash is used to furnish the potassium requirements, since in high concentrations this compound leads to the formation of a very viscous solution which presents difficulties in prilling. However, it is often stated that this problem can be overcome by using potassium sulphate as the source of potash, since this does not result in the same problems.

Calcium nitrate tetrahydrate may be processed into agricultural grade calcium nitrate containing 15.5% N or alternatively carbo-ammoniated to produce ammonium nitrate, for partial or total incorporation into the process, and calcium carbonate. The exact method of dealing with this calcium nitrate depends on the grade of fertilizer produced and whether this requires additional nitrogen. Total recycle of the nitrogen values results in the production of the fertilizers 28:14:0 and 23:11:11, whereas if some or all of this nitrogen is processed to independently saleable products, the following grades are produced.

N:P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>:K<sub>2</sub>O

20:30:0

13:20:20

23:23:0

17:17:17

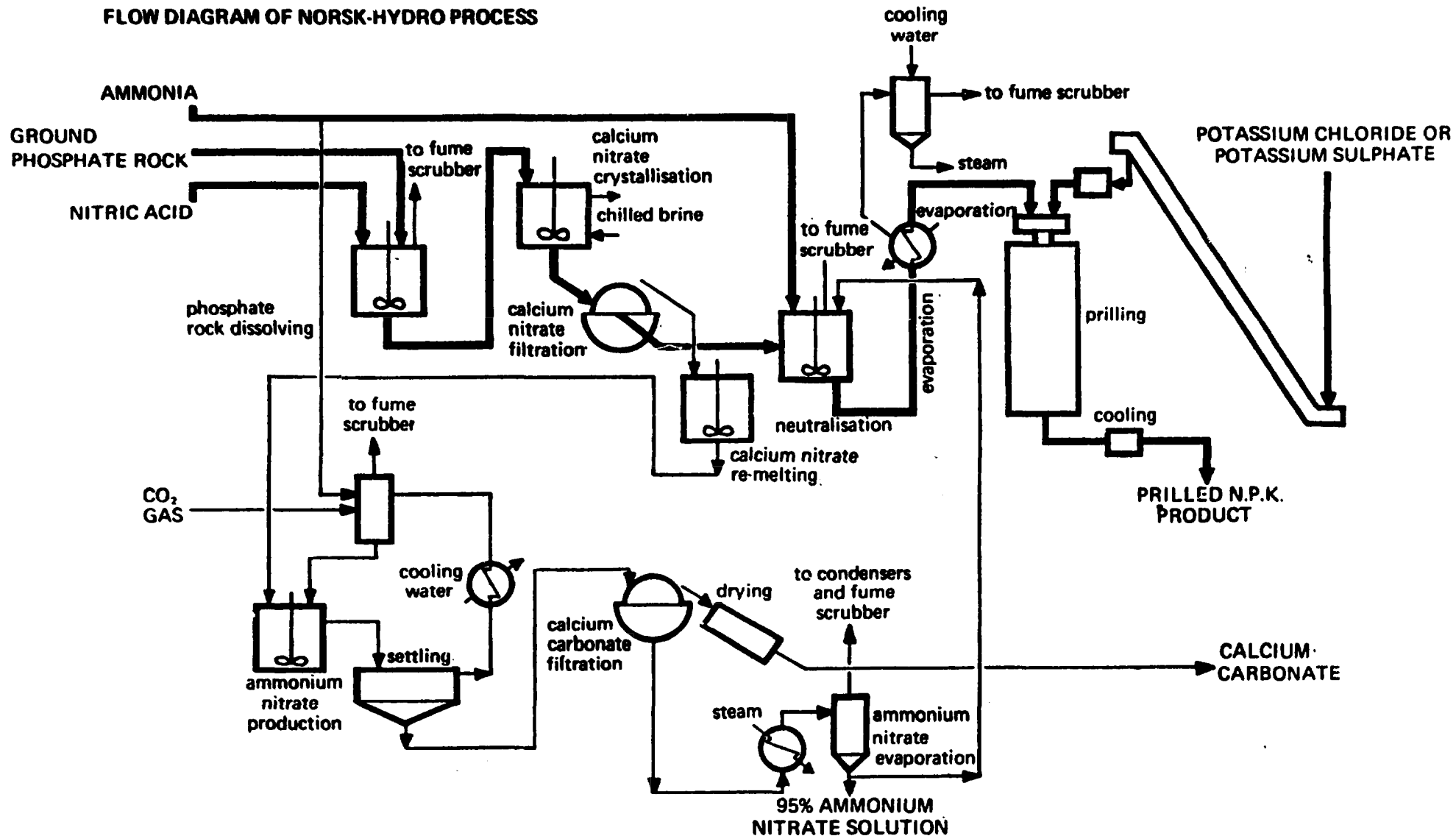
16:16:18

15:15:22

13:13:26

A novel way of removing calcium nitrate has been developed and put into commercial operation at North Bohemian Chemical Works, Lovosice, Czechoslovakia.

**FLOW DIAGRAM OF NORSK-HYDRO PROCESS**



### *SCHZ process*

The distinguishing feature of this process is the use of gasoline to act as a direct contact cooling medium to crystallize out efficiently the calcium nitrate crystals in the tetrahydrate form. By using the direct contact technique, all difficulties connected with reduction of heat transfer, due to scaling on the heat-exchanger tubes or coils, are avoided with the result that shut-downs for periodic cleaning of the heat exchange system are not required and that operating costs are consequently reduced.

In the process, ground phosphate rock is attacked with 50-60% nitric acid in the conventional manner. The amount of excess nitric acid required depends of course on the required analysis of the product, but this is normally of the order of 5%. The resultant slurry is passed through a separator which removes unreacted solid material and then it is fed via a preliminary water cooler into the crystallizing section where supercooled gasoline is passed through the solution in a countercurrent manner. The warmed gasoline leaving the crystallizer is then recooled with the aid of liquid ammonia which is subsequently used in the gaseous phase to ammoniate the product acid. Thus it can be seen that a heat exchanger system is still used in the cooling section of this process, but the products passing through the exchanger are not liable to give rise to build-up, since they are essentially pure liquids containing little dissolved material.

Using two crystallizing stages operating at 18°C and -18°C respectively, the process can produce a final product with a 95-98%  $P_2O_5$  water-solubility. If only 50-60% water soluble  $P_2O_5$  is required, one crystallizing stage is sufficient.

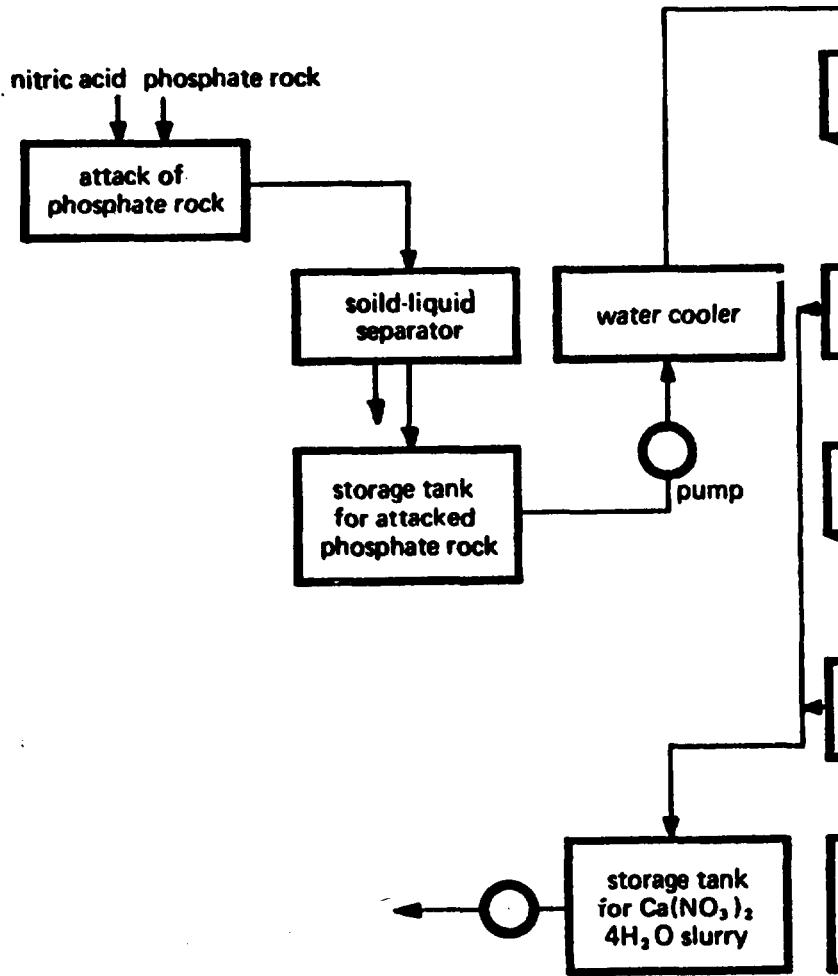
Various processes which have been developed to avoid the use of the exacting calcium nitrate removal techniques and the problems associated with these, by the use of additives either in the acidulation stage or later stages to convert the calcium nitrate into a product which is easier to remove or, in some cases, which need not be removed at all. These processes may be broadly separated into two types: the so-called mixed acid processes, which have been in operational existence for some time now, particularly in Europe, and the various ammonium sulphate recycle processes.

### *Mixed acid processes*

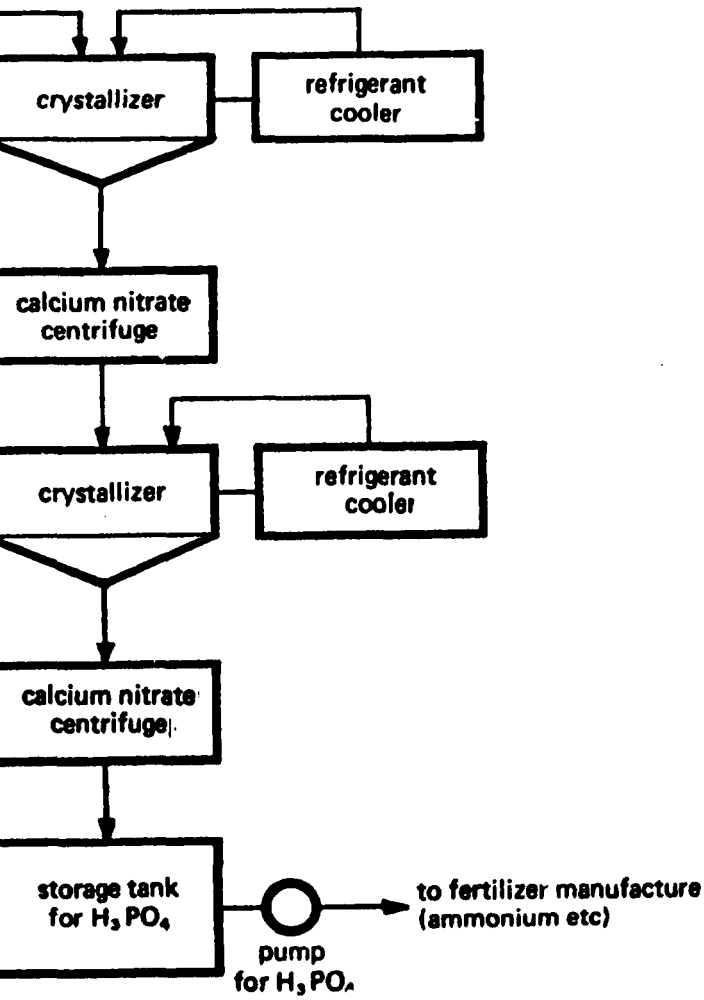
Because of the relatively low water solubility of the  $P_2O_5$ , these processes have become almost obsolete.

In their original form, the mixed acid processes developed in Europe were aimed only at the manufacture of products with very limited water-solubility (in one particular process the water-solubility of  $P_2O_5$  in the product is zero), since at the time of the development

SCHZ PROCESS INCLUDING TWO-STAGE CRYSTALLIZATION







of these processes, the chief concern was for the elimination of the adverse effects of calcium nitrate.

Basically there are three types of mixed acid process, phosphonitric, sulphonitric and carbonitric.

In the sulphonitric process, sulphuric acid is added with ammonia, so that the effective result is the addition of ammonium sulphate to the slurry to react with the calcium nitrate to form ammonium nitrate and calcium sulphate which can be easily separated. A similar effect can also be obtained by the addition of ammonium sulphate directly or by the addition of potassium sulphate, in which case calcium sulphate is precipitated as before and potassium nitrate remains in the slurry. This latter route is particularly useful when there is a need for production of chlorine-free NPK fertilizers.

Similarly with the phosphonitric process, phosphoric acid is introduced during ammoniation, so that by effectively adding ammonium phosphate to the slurry, the  $P_2O_5$  combines with the calcium remaining in the form of the nitrate whilst the added ammonia forms ammonium nitrate with the liberated nitrate ions.

When carbon dioxide is incorporated in the secondary ammoniation, the calcium nitrate is decomposed to give ammonium nitrate and calcium carbonate, which can be easily removed. The chief problem which had to be overcome in the development of this process was the reversion of the phosphate to tricalcium phosphate under the influence of calcium carbonate prior to its removal.

With the exception of the sulphonitric process (and the process incorporating the addition of potassium sulphate), these routes produce fertilizers with very limited water-solubility, and the sulphonitric process only gives high  $P_2O_5$  water-solubility when the consumption of sulphate radical (as sulphuric acid or potassium sulphate) is quite high.

#### *Ammonium sulphate addition*

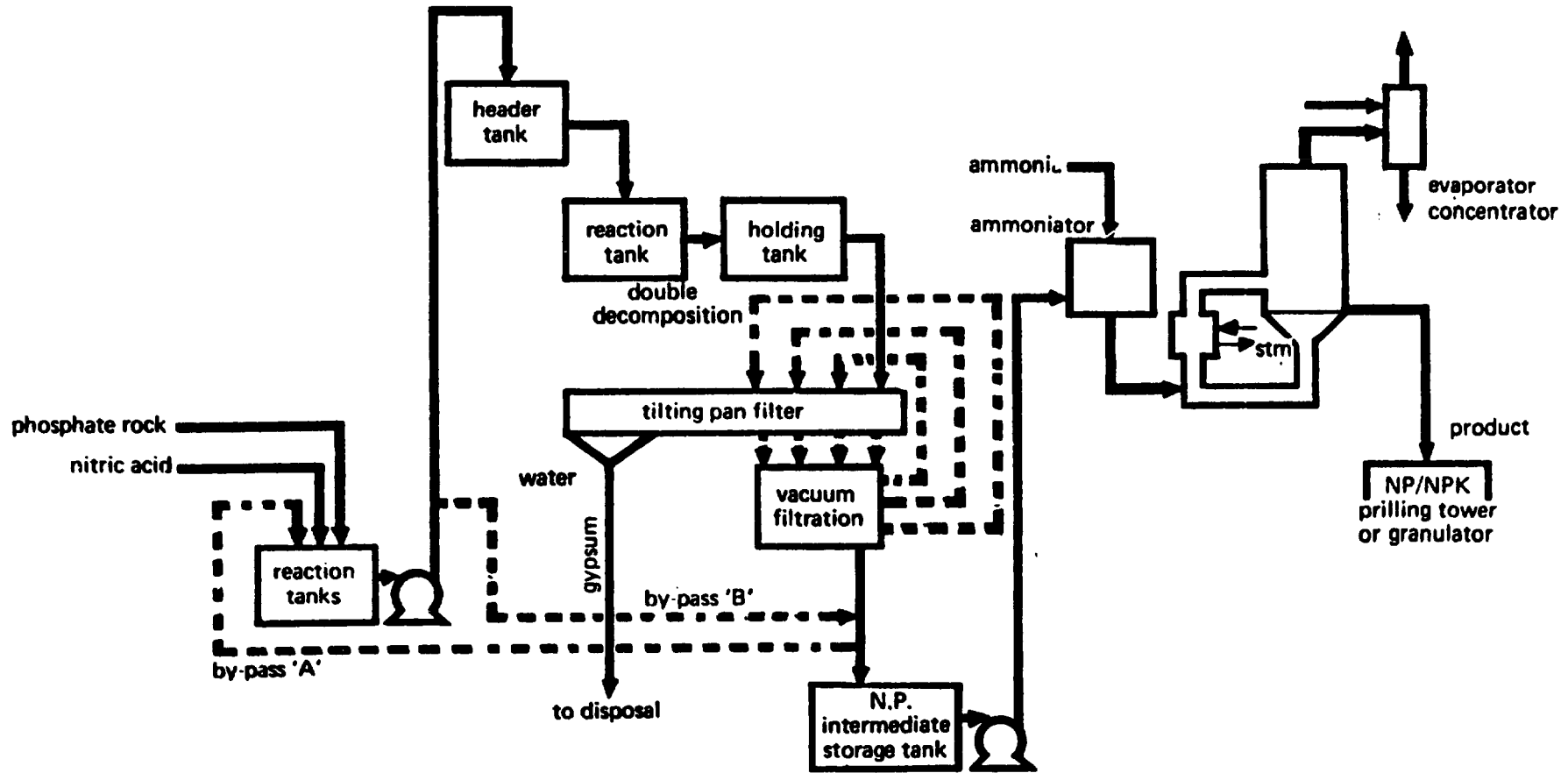
One of the methods already described for eliminating the drawbacks of calcium nitrate is that of addition of ammonium sulphate, so that calcium is precipitated as sulphate as in a conventional phosphoric acid process.

#### *UKF process*

A number of ammonium sulphate addition processes have been developed including some variations known as ammonium sulphate recycle processes in which the by-product gypsum is reprocessed to ammonium sulphate.

None of the recycle processes is used commercially but the Dutch firm UKF is operating the ammonium sulphate precipitation route.

# UKF AMMONIUM SULPHATE PRECIPITATION NITROPHOSPHATE PROCESS.



In this case, the calcium sulphate is disposed of in the same manner as the effluent from wet process phosphoric acid. UKF in fact offer this crystallization nitrophosphate technology under license.

Phosphate rock is acidulated with nitric acid at 65°C in a number of reaction tanks and the acidulated slurry is subsequently reacted at about 55°C in another set of tanks with ammonium sulphate. Here calcium sulphate dihydrate is formed from the calcium nitrate originally present in the slurry, and this gypsum is separated and washed on a tilting pan filter. Neutralization of the filtrate with ammonia takes place at atmospheric pressure and at a temperature corresponding to the boiling point of the slurry (between 105°C and 110°C). Steam evaporators then remove most of the remaining moisture before the product is prilled or granulated.

#### *Superfos process*

A particular variant of the nitrophosphate route worthy of mention is the Superfos process, since it is unique in producing chloride-free NPK formulations, which are becoming more important, particularly in Scandinavia and parts of the United States.

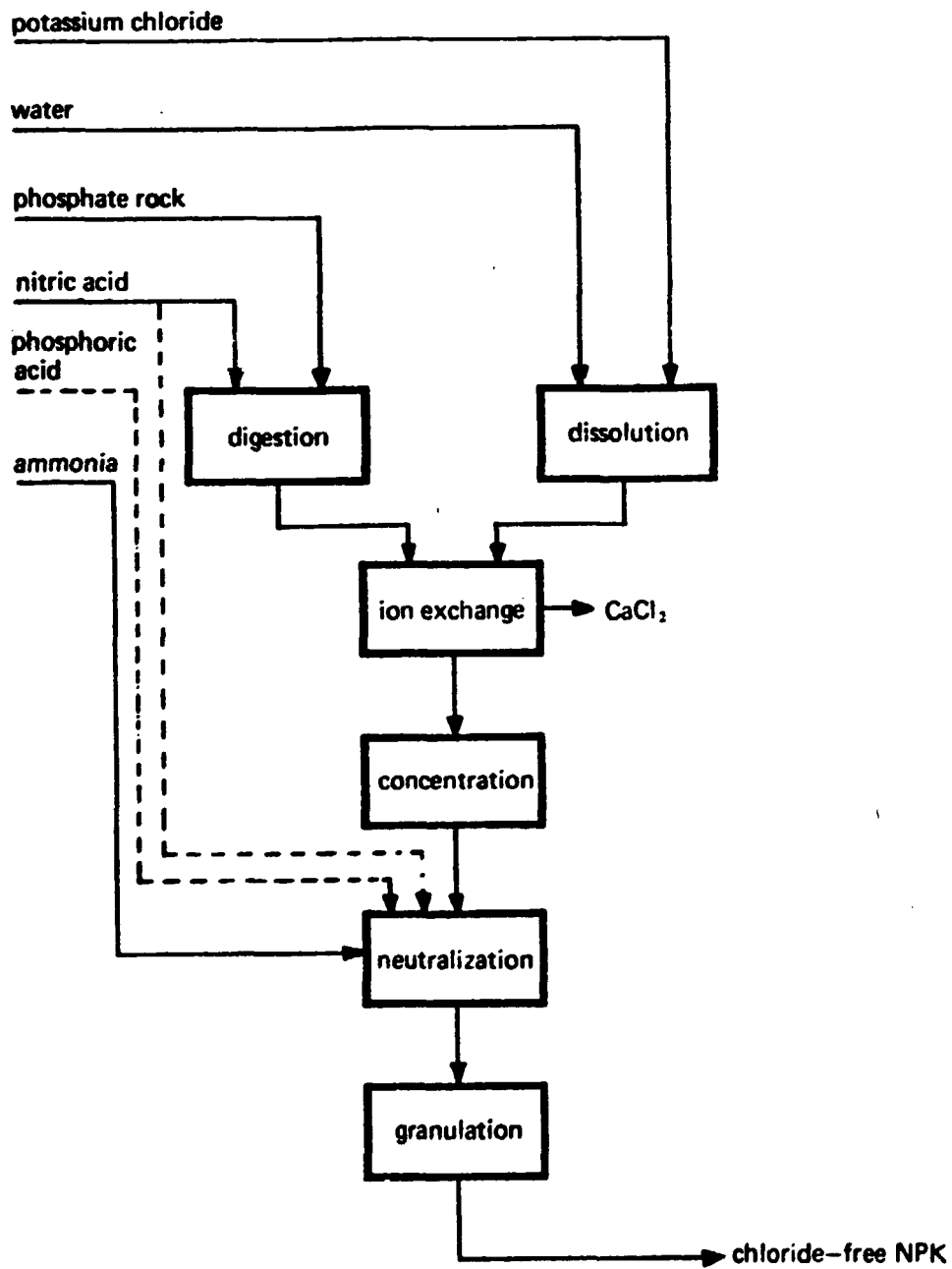
By use of an ion exchange technique the process utilizes potassium chloride – the most cheaply available potash source – and produces calcium chloride as the by-product. The company has successfully operated the process at full commercial scale for a number of years and maintains that even allowing for the relatively high cost of the ion-exchange equipment the process makes chloride-free fertilizers as economically as more conventional methods based on the use of the more expensive potassium sulphate.

#### *The KC ion process*

The basic features of the process are as follows: phosphate rock is reacted with nitric acid, giving a slurry containing calcium, phosphorus and nitrogen, the calcium being present in the form of cations and phosphorus and nitrogen in the form of anions. This slurry is brought into contact with a potassium-loaded cation exchanger, whereby calcium and potassium change places. This means that calcium ions are removed from the nitrophosphate slurry and potassium ions are brought into the slurry. The ion exchanger is regenerated with a potassium chloride solution, and the effluent from the regeneration is a calcium chloride solution.

To obtain a high water solubility of  $P_2O_5$  in KC ion fertilizer, the  $K_2O:P_2O_5$  ratio must be between 1.5 and 2. To retain the high  $P_2O_5$  water solubility while lowering the  $K_2O:P_2O_5$  ratio to 1 or

# FLOW DIAGRAM OF THE KC ION PROCESS



less, phosphoric acid, monoammonium phosphate, diammonium phosphate or any other NP fertilizer or NPK fertilizer with a low  $K_2O:P_2O_5$  ratio may be added to the KC ion system.

The material can be added in the dry phase (bulk-blending, granulation) or in the liquid phase (e.g. by varying the digestion step) if homogeneous granules are required. The process can be adapted to add on to an existing Odla type process.

#### Discussion of factors related to the use of fertilizer intermediate.

##### *Introduction*

Since granular complex fertilizer production essentially involves the bringing together of straight nitrogenous materials with various  $P_2O_5$  intermediates (which may also contain some nitrogen), followed by the addition of potash in a suitable form as necessary, this discussion may best be presented by considering in turn each  $P_2O_5$  intermediate and the effects of utilizing this in conjunction with the most prominent nitrogenous materials.

##### *Phosphoric acid*

Phosphoric acid is used in granulation either by means of direct introduction into the granulator itself or by means of preneutralization. In either case neutralization is effected with ammonia, and if this is the major form of  $P_2O_5$  input, the following comments made for mono- and diammonium phosphate largely apply.

##### *Triple superphosphate*

Triple superphosphate usually contains 44-46%  $P_2O_5$ , mainly in a water-soluble form, but contains no other nutrient. It can be ammoniated approximately to the limit of 0.14 ammonium per tonne  $P_2O_5$  giving a practical maximum of the order 5:46:0. However, the ammoniation reaction converts practically all the monocalcium phosphate to dicalcium phosphate, which is not water soluble, and the total water solubility of the product becomes significantly less than 50%.

Furthermore, it has been very difficult until fairly recently to produce co-granulated NPK formulations based on urea and triple superphosphate. This was due to adduct formulation reactions between monocalcium phosphate and urea liberating moisture; the result was therefore usually a sticky mass which could not be stored.

APPENDICE 5.

PERSONNES VISITEES POUR  
OBTENIR DES INFORMATIONS.

## PERSONNES VISITEES POUR OBTENIR DES INFORMATIONS

BURUNDIUNDP/PNUD

Madame Josette Saad  
Assistant Resident Representative, B.P. 1490, Bujumbura. Tel: 3135

Ministry of Geology and Mines

Isidore Nyaboya  
Minister of Energy and Mines. B.P. 745, Bujumbura. Tel: 3524

Ioan M. Radulescu (Ingenieur Geologique)  
Directeur du Project,  
Recherches Minieres des Nations Unies B.P. 1160, Bujumbura. Tel: 2021

Smejkal

Ministry of Agriculture (& Elevage)

Baranitondeye Vital  
Director, Department of Agronomy B.P. 1185, Bujumbura. Tel: 4219

Ndabikingiye Oscar

Berahino  
Director General, Direction General d'Elevage

Salvatore Sahinguvu  
Directeur Planification Agricole

Ministry of Planning

Ntibarikure Mathias (Ir Agro-Economist)  
Conseiller a la Presidence de la Republique  
B.P. 938, Bujumbura. Tel: 6063

Amand Sindihebura  
Director, Dept. of Statistical Studies B.P. 1156, Bujumbura

Franz Joh Moog  
Conseiller Aupres du Ministere du Plan B.P. 1213, Bujumbura

Kasiqiye Louis, Energy & Mines

Willi Kuhn (at OTB Office) Conseiller Aupres du Ministere du Plan  
B.P. 462, Bujumbura Tel: 4160

(Murango)  
Director General, Ministry of Planning



Ministry of Transport

Venant Marekani  
 Directeur General des Transports

B.P. 2390, Bujumbura Tel: 5420  
 5422

Regides O

Butoke (Water)  
 Masase (Power)

Ministry of Industry

Edouard Kasigiri  
 Directeur General,  
 Ministere du Commerce et de l'Industry

Bujumbura Tel: 6192

Balthazar Nzeymana  
 Directeur Adjoint, Dept. Industry.

Hubert Sainmont,  
 Organisation des Nations Unies pour le  
 Developpement Industriel

B.P. 1490, Bujumbura Tel: 5953

AMI/AMI Burundi

R. Delbol, Director

Weuts,  
 Nkundwa, Asst. Director  
 Pascal Ntahonkiriye

B.P. 750, Bujumbura

ONATOUR

Victor Ciza, Directeur de l'Office  
 National de la Tourbe

B.P. 2360, Bujumbura Tel: 6480

ISABU

Mortens

UNDP - Kigali

Mampouya  
 Ferry, Assistant Resident Representative

Bralirwa - Rwanda

Marcel Perrin, Bralirwa, Kigali

Kigali

Tel: 6494

Bottazzi ]  
 Ten Hoer ] Bralirwa, Gisenyi,

B.P. 180, Gisenyi

Tel: 345  
 346

UCB - Brussels

Weyens, Department Vente des Procèdes, Avenue Louise, Brussels.

AMI Antwerp

Van Aerde  
Van Vooren

Tx. 31366  
33089  
31355

AMI London (Stratford)

Dave Daniels

APPENDICE 6.

REFERENCES.

Général/Agriculturel

1. Géographie du Burundi, Van der Velpen
2. Bureau de Censur, Ministère de l'Intérieur, February 1980.
3. Ministry of Agriculture Report 1975
4. Rapport Interiminaire sur le Programme Engrais 1972-76  
M.Jeandrain, 1977
5. Rapport du Programme Engrais 1977, M.Jeandrain, Oscar  
Ndabikingiye 1978
6. Programme des Engrais et des Intrants Connexes (Phase I & II)  
FAO Report AG GCPF/BD1/014/BEL 1980
7. UNIDO Report RP/GLO/78/008 F.J.E. Van Drerendonk et al.
8. Five Year Plan 1978-1982, Ministère du Plan, Burundi.
9. Country Programme for Burundi: 1977-1981 DP/CC/BD1/R2,  
UNDP Report.
10. Supplying Fertilizers for Zaire's Agricultural Development  
TVA/NPDC Bulletin Y-101,  
November 1975
11. Etude sur la Distribution et de la Production d'Engrais  
en Zaire UNIDO Study under direction Jean Paul  
Gardinier, January 1975.

Bibliographie pour Azote

---

1. First International Peat Symposium, Dublin, 1954.
2. Second International Peat Congress, Leningrad, 1963.
3. Third International Peat Congress, Quebec, 1968.
4. Fourth International Peat Congress, Otaniemi, 1972.
5. Fifth International Peat Congress, Poznań, 1976.
6. Conference on Management Assessment of Peat as an Energy Resource. Arlington, Va., July 22-24, 1979.
7. Ruston, W.R.: "Utilisation industrielle de la tourbe Burundi". Rapport pour ONUDI, 1974.
8. Outukumpu Oy: "Etude de tourbe au Burundi". Rapport pour PNUD, 1978.
9. Pfenningsfeld, F.: "Prélèvement et analyse de sols et de tourbes (1ère phase)". ONUDI, 1980.
10. Ruston, W.R.: "Needs and Supply of Thermal Energy. The Use of Domestic Peat Reserves". Vienna, 1980.
11. Richard, M.K.H.: "Extraction, préparation et utilisation de la tourbe". ONUDI, 1980.
12. République du Burundi, Recherches minières: "Les gisements de tourbe de Buyongwe et Ndurumu (marais de l'Akanyaru)". Projet du Gouvernement de la République du Burundi avec la participation du PNUD, 1980.
13. Hess, M., Hydrocarbon Processing 55, 11 (Nov. 1976), 97.
14. Klingman, G.E. and Schaaf, R.P., Hydrocarbon Processing 51, 4 (Apr. 1972), 97.
15. Buch, A., Energie 27 (1975), 339.
16. Franzen, E.J. and Goeke, E.K., Hydrocarbon Processing 55, 11 (Nov. 1976), 134.
17. Savage, P.R., Chemical Engineering 84 (Sept. 17, 1977), 108.
18. Van der Burgt, M.J., Hydrocarbon Processing 58, 1 (Jan. 1979), 161.
19. Gas Processing Handbook. Hydrocarbon Processing 58, 4 (Apr. 1979), 99.
20. Harney, B.M. and Mills, G.A., Hydrocarbon Processing 59, 2 (Feb. 1980), 67.
21. Miron, J. and Skeist, I., Process Economics International, 1, 2 (Winter 1979/80), 12.
22. Strebentz, P., Hydrocarbon Processing 59, 7 (July 1980), 68.

23. Rudolf, P.: "Lurgi Pressure Gasification and its Application for Ammonia Manufacture". Fertilizer Assn. of India, New Delhi, 1973.
24. Buividas, L.J., Finneran, J.A. and Quartulli, O.J., Chemical Eng. Progress 70, 10 (Oct. 1974), 21.
25. Sharpe, R.A. Hydrocarbon Processing 55, 11 (Nov. 1976), 171.
26. Savage, P.R., Chemical Engineering 84 (Oct. 24, 1977), 79.
27. Netzer, D. and Moe, J., Chemical Engineering 84 (Oct. 24, 1977), 129
28. Waitzman, D.A., Chemical Engineering 85 (Jan. 30, 1978), 69.
29. Kerke, S.Y., Mathew, T. and Chatterjee, B., Fertilizer News (India) 24, 6 (June 1979), 33.
30. Pachaiyappan, V., Fertilizer News (India) 24, 8 (Aug. 1979), 41.
31. Cruppon, T.A. and Buividas, L.J., Hydrocarbon Processing 58, 9 (Sept. 1979), 197.
32. Institute of Gas Technology, Chicago. Experimental Program for the Development of Peat Gasification. Interim Reports 1 through 6, FE-2469-3, 8, 10, 17, 25, 27, 34, 35 (1976-1979).
33. Punvani, D.V. and Rader, A.M., Hydrocarbon Processing 57, 4 (Apr. 1978), 107.
34. Leppämäki, E., Asplund, D. and Ekman, E.: "Gasification of peat - a literature review". Technical Research Centre of Finland, 1979.
35. Weil, S.A., Punvani, V.D., Kopstein, M.J. and Rader, A.M., ACS 179th National Meeting, Houston (March 1980).
36. Mensinger, M.C., Weil, S.A., Punvani, D.V. and Kopstein, M.J., ACS 179th National Meeting, Houston (March 1980).
37. Punvani, D.V., 7th Energy Technology Conference and Exposition, Washington, D.C. (March 1980).
38. Damas, H.: "Recherches hydrologiques dans les lacs Kivu, Edouard et Albert". Explor. P.N.A. Miss. Damas 1935-1936. I.P.N.C.B. Bruxelles (1937).
39. Capart, A., Les Naturalistes Belges 41 (1960), 397.
40. Kufferath, J., Les Naturalistes Belges 41 (1960), 418-426.
41. Marlier, G., Les Naturalistes Belges 41 (1960), 427-437
42. Tietze, K.: "The Lake Kivu Methane - Problems of Extraction and their Mathematical-Physical Study". UN Economic and Social Council (1973).
43. Tietze, K. and Schobert, S., XII International Congress of Microbiology, München (Sept. 1978).
44. Tietze, K., Diss. Univ. Kiel (1978).

45. Tietze, K., 39. Jahrestagung der Deutschen Geophysikalischen Gesellschaft e.V., Kiel (Apr. 1979).
46. Tietze, K., Trans. AGU 60, 32 (Aug. 7, 1979).
47. Tietze, K., Geyh, M., Müller, H., Schröder, L., Stahl, W. and Wehner, H., Trans. AGU 60, 46 (Nov. 13, 1979).
48. Tietze, K., Geyh, M., Müller, H., Schröder, L., Stahl, W. und Wehner, H., Geologische Rundschau 69 (1980), 452.
49. Tietze, K., SPE/DoE Symposium on Unconventional Gas Recovery, Pittsburgh, Pa. (May 1980).
50. Silberring, L., Chemie-Ingenieur-Technik 43 (1971), 711.
51. Silberring, L., Nitrogen No. 120 (July/August 1979), 35.
52. Norconsult A.S. et Electrowatt S.A.: "Aménagement du bassin de la rivière Kagera, phase II. Etude sectorielle. Potentiel hydroélectrique du Burundi (y compris des bassins en dehors du bassin de la Kagera)". Rapport pour PNUD (1976).
53. Norconsult A.S. and Electrowatt Ltd.: "Kagera River Basin Development, Phase II, Burundi-Rwanda-United Republic of Tanzania, Prefeasibility Studies, Kagera River Hydropower Developments, Rusumo Falls Hydropower Project, Kishanda Valley Hydropower Project, Kakono Dam Hydropower Project". Report for UNDP (1976).
54. Drescher, W.W., Gieck, J. and Potts, P., Hydrocarbon Processing 47, 9 (Sept. 1968), 261.

Phosphate

1. UNDP Report BDI/77/03, Exploration of Carbonatite Deposit Matongo-Bandaga.
2. Phosphorus and Potassium No.39 January/February 1968  
pp 18-23  
Phosphorus and Potassium No.40 March/April 1969  
pp 29-36
3. Proceedings Seminar on Ground Rock for Direct Application, IFDC/Israel Fertilizer Research Centre, Haifa, Israel  
March 1978.
4. Phosphorus and Potassium No.68 November/December 1973  
pp 19-23
5. Peat Granulate and Sub-tropical Soils. Prof.Dr. G.Lattig,  
International Peat Symposium 1980, Minnesota U.S.A.



