

UNIVERSITE DU QUEBEC A CHICOUTIMI

ETUDE DE MISE EN VALEUR DES REJETS DE
CARBONATE-APATITE DE LA MINE NIOBEC
DANS LE BUT D'UNE UTILISATION
COMME ENGRAIS EN
AGRICULTURE

Par

Jean Y. Savard

Département des Sciences Appliquées

Mémoire présenté en vue de l'obtention
d'un diplôme de M.Sc.A. (géologie)

MARS 1981



Mise en garde/Advice

Afin de rendre accessible au plus grand nombre le résultat des travaux de recherche menés par ses étudiants gradués et dans l'esprit des règles qui régissent le dépôt et la diffusion des mémoires et thèses produits dans cette Institution, **l'Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** est fière de rendre accessible une version complète et gratuite de cette œuvre.

Motivated by a desire to make the results of its graduate students' research accessible to all, and in accordance with the rules governing the acceptance and diffusion of dissertations and theses in this Institution, the **Université du Québec à Chicoutimi (UQAC)** is proud to make a complete version of this work available at no cost to the reader.

L'auteur conserve néanmoins la propriété du droit d'auteur qui protège ce mémoire ou cette thèse. Ni le mémoire ou la thèse ni des extraits substantiels de ceux-ci ne peuvent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

The author retains ownership of the copyright of this dissertation or thesis. Neither the dissertation or thesis, nor substantial extracts from it, may be printed or otherwise reproduced without the author's permission.

SOMMAIRE

La mine Niobec de St-Honoré rejette en moyenne 99,5% de l'ensemble du matériel extrait par voie souterraine de son gisement de niobium et, de ce total, 20 à 25% forme le concentré de carbonates. Ce résidu qui découle de la première étape de traitement du minerai niobifère contient en moyenne 9% de P_2O_5 , 38% de CaO et 14% de MgO. De plus, le concentré de carbonates affiche des teneurs en P_2O_5 variant de 20 à 24% pour tout le domaine des particules de dimension supérieure à 200 mailles (74 microns).

Dans le but de concentrer l'apatite contenue dans ce rejet de carbonates, diverses méthodes ont été essayées. Un cyclonage double effectué sur le concentré de carbonates a donné une sous-verse finale dosant un peu plus de 20% P_2O_5 . D'autres essais ont été tentés sur une table à secousses (en utilisant le concentré de carbonates deschlammé) et ont produit un concentré titrant 28% P_2O_5 avec une très faible récupération. Enfin, un procédé de flottation inversée a permis au Centre de Recherches Minérales du Québec d'obtenir un concentré d'apatite de 34% P_2O_5 , combiné à une récupération réelle de 37,5% par rapport aux résidus totaux. D'autre part, le rejet total deschlammé qui constitue de 80 à 85% des résidus de la mine, renferme en moyenne 12% d'apatite. L'application d'une méthode de flottation directe sur ce minéral, développée par la mine Jacupiranga (Brésil), a débouché sur la production de concentrés titrant jusqu'à 37% P_2O_5 avec une récupération globale de 42,5%. Ce procédé utilise l'effet déprimant sur la gangue carbonatée d'un mélange d'amidon et de NaOH et flotte l'apatite à l'aide d'un acide gras.

L'apatite contenue dans ces divers produits fut soumise à des essais de solubilité en laboratoire et sur le terrain. Les résultats enregistrés

ont démontré le faible taux de solubilité de la fluorapatite ($\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$) de la mine Niobec de St-Honoré.

Par ailleurs, à la lumière des données recueillies, le traitement des rejets de carbonate-apatite de Niobec pourrait conduire à la réalisation de deux (2) produits: un concentré d'apatite de teneur intermédiaire et un amendement calcio-magnésien. La mise en opération d'un circuit permettant de traiter ces résidus nécessiterait, d'après nos estimations, un investissement de 1,047 à 2,201 millions de dollars. Le rendement interne sur ce capital investi excède 30% avec une valeur présente cumulative oscillant entre 2,101 et 2,304 millions (facteur de valeur présente à 16%).

D'autre part, l'examen du marché de la roche phosphatée a montré que la production mondiale de cette commodité a atteint 128 millions de tonnes¹ en 1979, les Etats-Unis s'accaparant de plus de 40% de cette production. Par ailleurs, le Canada importe de ce pays 95% de la roche phosphatée servant à approvisionner ses usines de transformation, celui-ci ne possédant pas à l'heure actuelle de dépôt de phosphate économique. Au niveau régional, d'autre part, le Saguenay-Lac-St-Jean consomme environ 14 000 tonnes d'engrais chimiques sous forme de fertilisants de type N-P-K². De ce total, 20% est constitué d'équivalent P_2O_5 .

¹ Tous les tonnages exprimés dans le texte sont en tonnes métriques.

² N-P-K: engrais mélangé constitué d'azote de phosphore et de potassium.

REMERCIEMENTS

Je tiens à exprimer mes remerciements les plus profonds envers messieurs Guy Archambault, André Dorr et Gilles Gagnon qui dirigèrent cette étude et desquels les critiques constructives jumelées à des conseils judicieux furent toujours accueillies avec une grande considération.

Je remercie la compagnie Les Services T.M.G. Inc. (Niobec) et tout son personnel de m'avoir facilité l'accès aux différentes installations de la mine et fourni tous les échantillons nécessaires à la réalisation du projet. Je veux souligner l'appui particulièrement apprécié de messieurs Rudy Biss (laboratoire de métallurgie) et Jean Kaiser (laboratoire d'analyse) sans lesquels le succès de cette recherche aurait été fortement compromis.

Je remercie également tous les membres du personnel technique de l'Université du Québec à Chicoutimi pour leur obligeance et exprime toute ma gratitude à messieurs Richard Lechasseur (analyses par absorption atomique), Marcel Lapointe (laboratoire de traitement des minerais) et Jean-Eudes Villeneuve (analyses par fluorescence et dispersion des rayons X) pour leur assistance au cours de la période des essais de laboratoire.

Enfin, je désire remercier sincèrement mon frère Gilles et ma soeur Louise pour leurs conseils et leur support moral inconditionnel tout au long de ma démarche scientifique conduisant à la rédaction de ce mémoire.

TABLE DES MATIERES

	<u>page</u>
1. Introduction	1
1.1 La mine Niobec et ses rejets de carbonate-apatite	1
1.2 Historique du projet et travaux antérieurs	3
1.3 Objectifs de l'étude	4
1.4 Méthodologie utilisée	5
2. Etude du contexte général	6
2.1 Contexte géologique et réserves en apatite du gisement de St-Honoré	6
2.1.1 Géologie du dépôt	6
2.1.2 Réserves en apatite	8
2.2 Les utilisations potentielles des rejets de carbonate- apatite dans les engrais et composés phosphorés	10
2.2.1 Les engrais à base de phosphore	10
2.2.2 Les composés phosphorés	11
2.3 Revue des études pédologiques des différentes régions agricoles du Québec	12
2.3.1 Critères de base utilisés	12
2.3.2 Acidité générale des sols québécois	14
2.3.3 Carences en phosphore au Québec	14
3. Analyse des rejets de carbonate-apatite	16
3.1 Détermination des caractéristiques minéralogiques	16
3.1.1 Nature et pourcentage des minéraux	16
3.1.2 Identification du minéral hôte du phosphore	18
3.2 Détermination des caractéristiques granulométriques	18
3.2.1 Granulométrie du concentré de carbonates	18
3.2.2 Granulométrie du rejet total deschlammé	22

3.3	Contenu en phosphore des rejets	23
3.3.1	Pourcentage en phosphore du concentré de carbonates et de ses fractions granulométriques	23
3.3.2	Phosphore contenu dans le rejet total deschlammé et sur ses fractions granulométriques	25
3.4	Analyses chimiques totales des rejets	26
3.4.1	Analyse chimique du concentré de carbonates et de ses fractions granulométriques	26
3.4.2	Analyse chimique du rejet total deschlammé et de ses fractions granulométriques	28
3.5	Identification des éléments bénéfiques et délétères	29
3.5.1	Contenu en éléments bénéfiques	29
3.5.2	Contenu en éléments délétères et normes	31
4.	Etudes techniques de mise en valeur des rejets de carbonate- apatite	34
4.1	Application de différentes méthodes de traitement pouvant permettre la concentration du phosphore de Niobec	34
4.1.1	Cyclonage du concentré de carbonates	34
4.1.2	Séparation de l'apatite par gravité	38
4.1.3	Flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonate	42
4.1.4	Flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlammé	43
4.2	Etudes de solubilité de l'apatite en laboratoire	54
4.2.1	Solubilité de l'apatite incluse dans un concentré produit par cyclonage	54
4.2.2	Solubilité comparative de l'apatite de St-Honoré avec deux engrais phosphatés	55
4.3	Etude de solubilité préliminaire de l'apatite sur le terrain	56
4.3.1	Description des essais	56
4.3.2	Résultats et interprétations	58
4.4	Définition de la gamme des produits réalisables	61
4.4.1	Produits issus du traitement effectué sur le concen- tré de carbonates	61

4.4.2	Produits découlant de la valorisation du rejet total deschlammé	62
5.	Evaluation de la rentabilité du projet	63
5.1	Elaboration des divers schémas de production	63
5.1.1	Flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates	63
5.1.2	Flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlammé	64
5.2	Estimation du capital nécessaire à l'implantation de chacun des scénarios	66
5.2.1	Procédé de flottation inversée de l'apatite	66
5.2.2	Procédé de flottation directe de l'apatite	68
5.3	Coûts de traitement de chacun des scénarios proposés	69
5.3.1	Flottation inversée de l'apatite	69
5.3.2	Flottation directe de l'apatite	70
5.4	Comparaison des coûts des schémas de traitement envisagés .	71
5.5	Extrapolation des coûts de production pour une période de dix (10) ans	73
5.6	Evaluation possible des prix payés pour le concentré produit	76
5.7	Calcul de la valeur présente des revenus	78
5.7.1	Valeur présente pour le procédé de flottation inversée	78
5.7.2	Valeur présente pour le procédé de flottation directe	79
5.7.3	Comparaison des deux scénarios au niveau de leur rentabilité	80
6.	Etude économique de la roche phosphatée	84
6.1	Marchés du phosphate	84
6.1.1	Historique sur l'évolution de l'offre et de la demande	84
6.1.2	Situation présente et perspectives d'avenir	86
6.2	Disponibilité et usages du phosphate	88
6.2.1	Usages du phosphate dans les fertilisants	89
6.2.2	Usages dans les produits chimiques	90

6.3	Analyse de la structure industrielle	90
6.3.1	Structure du secteur primaire	90
6.3.2	Structure du secteur secondaire	92
6.4	Contexte régional	93
6.4.1	Consommation en engrais phosphatés et produits phosphorés	93
6.4.2	Situation de l'industrie du phosphate au Saguenay- Lac-St-Jean	93
6.5	Sélection des produits pouvant être développés et étude comparative des produits dérivés des rejets de Niobec	95
7.	Discussion générale	99
7.1	Choix des méthodes de séparation	99
7.2	Evaluation des résultats obtenus à partir des différentes méthodes de séparation	100
7.2.1	Méthodes appliquées sur le concentré de carbonates .	100
7.2.2	Traitement du rejet total deschlammé	101
7.3	Rentabilité globale du projet de valorisation	102
7.4	Examen préliminaire de la mise en marché des produits à développer en fonction des besoins	103
7.4.1	Marché régional	103
7.4.2	Marchés provincial et national	104
8.	Conclusions et recommandations	106
	Références	109

LISTE DES ANNEXES

	<u>page</u>
ANNEXE 1 : Schéma de traitement (simplifié) du minerai de niobium de St-Honoré	112
ANNEXE 2 : Courbe de dispersion de l'apatite de St-Honoré	113
ANNEXE 3 : Diagramme de diffraction des rayons X de l'apatite de St-Honoré	114
ANNEXE 4 : Essai de tamisage typique	115
ANNEXE 5 : Analyses chimiques totales des fractions granulométriques du concentré de carbonates de Niobec	116
ANNEXE 6 : Analyses chimiques totales des fractions granulométriques du rejet total deschiassé de Niobec	117
ANNEXE 7 : Courbes de partage des essais de cyclonage no 35, 36 et 38	118
ANNEXE 8 : Flottation inversée de l'apatite, essai standard no 95 (Delisle, 1979)	119
ANNEXE 9 : Essai de flottation no 236	120
ANNEXE 10: Essai de flottation no 214	121
ANNEXE 11: Résultats d'analyse des sols avant épandage d'amendements (Laboratoire M.A.Q. Alma)	122

ANNEXE 12:	Résultats des analyses de sol: avant (moyenne) et un mois après l'épandage des amendements	123
ANNEXE 13:	Calcul de l'impôt corporatif pour le procédé de flottation inversée	124
ANNEXE 14:	Calcul des droits miniers pour le procédé de flottation inversée	125
ANNEXE 15:	Calcul du flux monétaire pour le procédé de flottation inversée	126
ANNEXE 16:	Calcul de l'impôt corporatif pour le procédé de flottation directe	127
ANNEXE 17:	Calcul des droits miniers pour le procédé de flottation directe	128
ANNEXE 18:	Calcul du flux monétaire pour le procédé de flottation directe	129

LISTE DES TABLEAUX

	<u>page</u>
TABLEAU 1 : Principaux fertilisants à base de phosphore	11
TABLEAU 2 : Analyse granulométrique du concentré de carbonates	20
TABLEAU 3 : Analyse granulométrique du rejet total deschlämmé	22
TABLEAU 4 : Teneurs en phosphore des fractions granulométriques du concentré de carbonates	25
TABLEAU 5 : Teneurs en phosphore des fractions granulométriques du rejet total deschlämmé	26
TABLEAU 6 : Analyse chimique totale du concentré de carbonates	28
TABLEAU 7 : Analyse chimique totale du rejet total deschlämmé	29
TABLEAU 8 : Comparaison du contenu en éléments délétères entre les rejets de Niobec et une chaux phosphatée floridienne ..	33
TABLEAU 9 : Essais de cyclonage à hautes densités de pulpe (Cyclone de 50 mm)	35
TABLEAU 10: Essais de cyclonage réalisés avec un cyclone de 50 mm de diamètre	36
TABLEAU 11: Essai de cyclonage double exécuté sur le concentré de carbonates (Cyclone de 50 mm)	37
TABLEAU 12: Résultats des essais réalisés sur une table à secousses à partir du concentré de carbonates deschlämmé	40

TABLEAU 13:	Essais de flottation inversée de l'apatite à partir du concentré de carbonates de Niobec (Résultats extraits de Delisle, 1979) (voir graphique 7)	43
TABLEAU 14:	Comparaison entre la composition chimique d'un minerai phosphaté brésilien et le rejet total deschlämmé de Niobec	46
TABLEAU 15:	Résultats d'essais de dégrossissage effectués sur le rejet total deschlämmé en utilisant le procédé brésilien	48
TABLEAU 16:	Résultats d'essais de finition réalisés sur des composites d'essais de dégrossissage en appliquant le procédé brésilien	51
TABLEAU 17:	Résultats d'essais de solubilité de l'apatite de St-Honoré réalisés sur la sous-verse 43-S	54
TABLEAU 18:	Résultats d'essais de solubilité du phosphore contenu dans une chaux phosphatée de Floride (F) et le FMP (PM)	55
TABLEAU 19:	Gain ou perte en phosphore assimilable un mois après le début des essais de solubilité	59
TABLEAU 20:	Résultats d'analyse des parcelles 1 à 5 de l'essai-1, un an après le début des essais de solubilité	60
TABLEAU 21:	Comparaison des coûts de traitement et de capital des deux scénarios proposés	72
TABLEAU 22:	Evolution des coûts affectant la valorisation du minerai de niobium de Niobec	73
TABLEAU 23:	Projections de la demande en roche phosphatée aux Etats-Unis et dans le monde en 1985 et 2 000	87
TABLEAU 24:	Production mondiale de roche phosphatée au cours des trois dernières années compilées	91

TABLEAU 25: Liste des caractéristiques d'un concentré de P_2O_5 imposées par les deux principaux modes de traitement secondaire de la roche phosphatée	96
TABLEAU 26: Analyse chimique des concentrés produits à partir du concentré de carbonates (C.C.) et du rejet total deschlämmé (R.T.D.) de Niobec et d'un concentré de phosphate de Floride	97

LISTE DES FIGURES

	<u>page</u>
FIGURE 1 : Carte de localisation de la ville de St-Honoré	2
FIGURE 2 : Compilation géologique du complexe de St-Honoré (Gagnon, 1979)	7
FIGURE 3 : Dépôts de niobium de St-Honoré (Gagnon, 1979)	9
FIGURE 4 : Les régions agricoles du Québec	13
FIGURE 5 : Diagramme triangulaire montrant les variations de compo- sitions de la calcite, magnésite et sidérose	17
FIGURE 6 : Diagramme ternaire de la fluor-, chloro- et hydroxyla- patite	19
FIGURE 7 : Diagramme d'écoulement montrant les étapes de traitement du concentré de carbonates par cyclonage double (Cyclone de 50 mm)	37
FIGURE 8 : Diagramme d'écoulement montrant les différentes étapes du procédé de flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates de Niobec (Delisle, 1979)	45
FIGURE 9 : Diagramme d'écoulement montrant les différentes étapes d'un procédé de flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlämmé de Niobec	54
FIGURE 10: Carte de localisation des essais de solubilité effectués sur des sols du Lac St-Jean	57

- FIGURE 11: Répartition du tonnage journalier de concentré de carbonates à travers le diagramme d'écoulement du procédé de flottation inversée de l'apatite 64
- FIGURE 12: Répartition du tonnage journalier de rejet total deschlammé à travers le diagramme d'écoulement du procédé de flottation directe de l'apatite 65

LISTE DES GRAPHIQUES

	<u>page</u>
GRAPHIQUE 1 : Courbe granulométrique du concentré de carbonates comparée avec celle de l'alimentation avant deschlammage	21
GRAPHIQUE 2 : Courbe granulométrique du rejet total deschlammé comparée avec celle de l'alimentation avant deschlammage ..	24
GRAPHIQUE 3 : Variations du CaO, MgO, Fe ₂ O ₃ , P ₂ O ₅ et SiO ₂ en fonction de la dimension des grains du concentré de carbonates de Niobec	27
GRAPHIQUE 4 : Variations de CaO, MgO, Fe ₂ O ₃ , P ₂ O ₅ et SiO ₂ en fonction de la dimension des grains du rejet total deschlammé de Niobec	30
GRAPHIQUE 5 : Récupération en apatite en fonction de la teneur en P ₂ O ₅ des concentrés réalisés à l'aide d'un cyclone (c.f.: tableaux 10 et 11)	39
GRAPHIQUE 6 : Récupération en apatite en fonction de la teneur en P ₂ O ₅ des concentrés réalisés à l'aide d'une table à secousses Wilfley (c.f.: tableau 12)	41
GRAPHIQUE 7 : Récupération en apatite en fonction de la teneur en P ₂ O ₅ des concentrés réalisés à l'aide de la méthode du CRMQ (c.f.: tableau 13)	44
GRAPHIQUE 8 : Récupération en apatite en fonction de la teneur des	

concentrés de dégrossissage réalisés à l'aide de la méthode de flottation directe (c.f.: tableau 15) ...	50
GRAPHIQUE 9 : Récupération en apatite en fonction de la teneur des concentrés de finition réalisés à l'aide de la méthode de flottation directe (c.f.: tableau 16)	52
GRAPHIQUE 10: Tonnage journalier approximatif de concentré d'apatite en fonction de sa teneur en P_2O_5 (c.f.: tableau 16)	67
GRAPHIQUE 11: Evolution des coûts de production de la mine Niobec au cours des quatre (4) premiers exercices financiers	75
GRAPHIQUE 12: Evolution du prix moyen d'une tonne de roche phosphatée sur une période de 24 ans	77
GRAPHIQUE 13: Valeur présente en fonction de la durée de vie de l'exploitation	82
GRAPHIQUE 14: Valeur présente cumulative en fonction de la durée de vie de l'exploitation	83
GRAPHIQUE 15: Courbes de croissance de la production en roche phosphatée dans le monde et aux Etats-Unis depuis le début du siècle	85
GRAPHIQUE 16: Consommation d'engrais chimiques pour la région Saguenay-Lac-St-Jean de 1974 à 1978 (Les Engrais Chimiques du Québec Inc.)	94

CHAPITRE 1

INTRODUCTION

1.1 La mine Niobec et ses rejets de carbonate-apatite

Le complexe minier de la compagnie Niobec incorporée se situe à 11 kilomètres au nord de Chicoutimi, dans les limites de la municipalité de St-Honoré. (Figure 1). Depuis 1976, le groupe formé de SOQUEM (50%) et Copperfields Mining (Teck), exploite la carbonatite de St-Honoré pour son contenu en niobium.

Le minerai, extrait par la méthode de chantiers ouverts, subit un concassage primaire sous terre, puis est amené à l'usine de concentration où il parcourt les diverses étapes de concassage et broyage. La partie du minerai brut ayant atteint l'intervalle de dimension désiré (95% passant le tamis de 65 mailles) est acheminée à la phase de flottation des carbonates. (Annexe 1). Le collecteur (acide gras) utilisé pour permettre la flottation des carbonates affecte également une partie de l'apatite contenue dans le minerai. En effet, environ 50% du phosphore contenu dans le minerai forme, avec la calcite et la dolomite, un résidu communément appelé "concentré de carbonates". Ces rejets sont entreposés dans un bassin de sédimentation et comptent pour environ 20 à 25% de tous les déchets miniers engendrés par le traitement du minerai niobifère. (Biss et Robert, 1979). Au rythme actuel de production, ce pourcentage représente de 435 à 544 tonnes métriques par jour et le concentré de carbonates contient 80% de dolomite et calcite et 20% d'apatite.

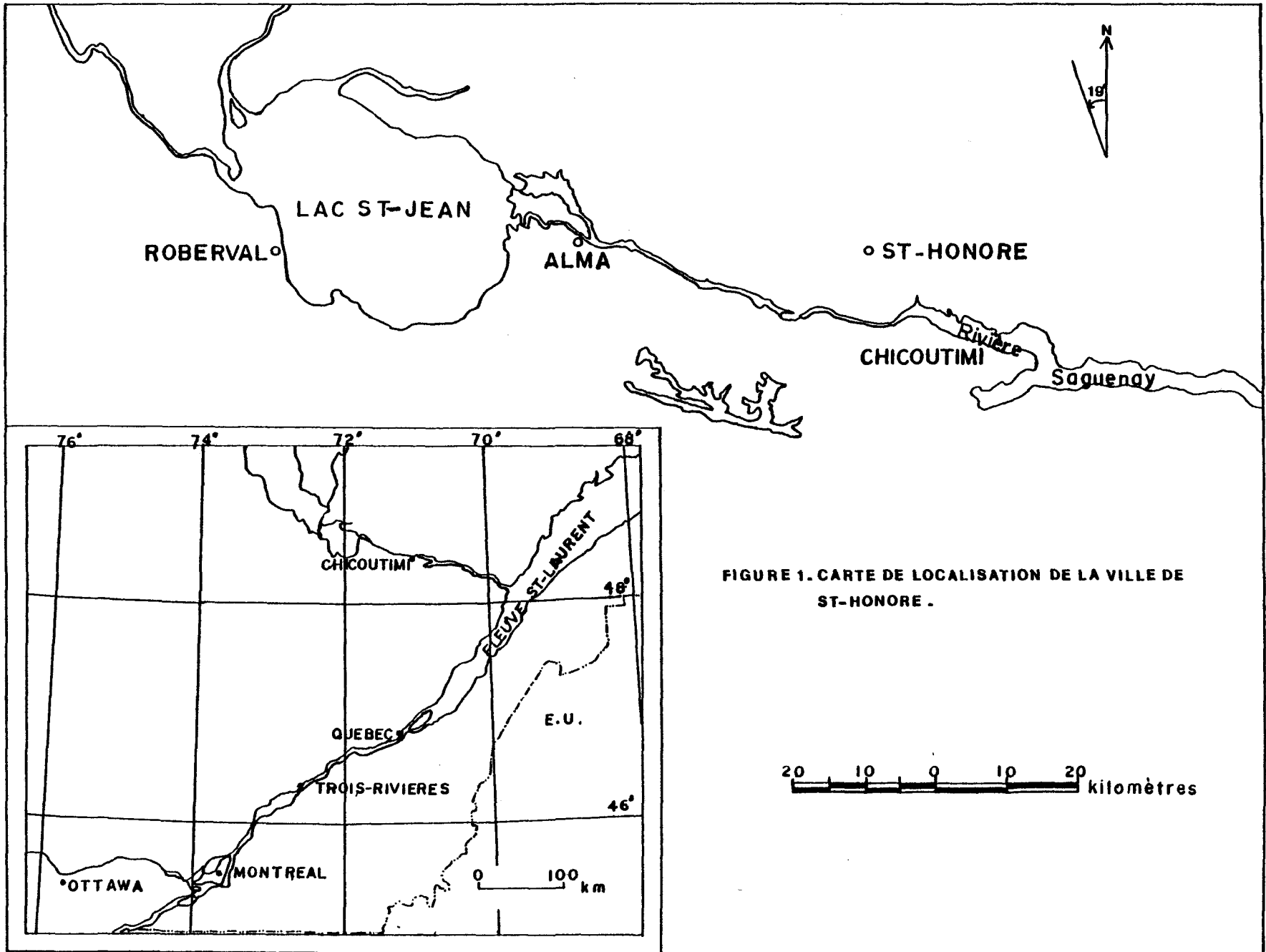


FIGURE 1. CARTE DE LOCALISATION DE LA VILLE DE ST-HONORE .

20 10 0 10 20 kilomètres

Par ailleurs, dans les étapes de traitement subséquentes, aucun résidu n'offre une concentration en phosphore supérieure à celle du concentré de carbonates. Les rebuts créés par les diverses phases de flottation du pyrochlore ne renferment guère plus de 6% d'apatite. Les résidus formés par l'ensemble des rejets et contenant entre 3,5 et 5,0% P_2O_5 , représentent un minerai phosphaté d'intérêt (rejet total deschlammé, annexe 1).

1.2 Historique du projet et travaux antérieurs

Dès avril 1977, M. Gilles Gagnon¹, dans une communication présentée à l'occasion du congrès annuel de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, mettait en évidence le potentiel économique représenté par l'apatite contenue dans le gisement de St-Honoré. (Gagnon et Gendron, 1977). Au mois de mai de la même année, un échantillon de concentré de carbonates fut expédié au laboratoire régional du ministère de l'Agriculture du Québec (situé à Alma) pour fins d'analyse.

Durant l'automne 1977, l'auteur réalisa une étude globale sur le potentiel du concentré de carbonates de la mine Niobec. (Savard, 1977). Ce travail a fait ressortir les avantages et les possibilités d'utilisation de ces résidus comme engrais, en plus de proposer une série d'essais visant la concentration du phosphore.

Subséquentement, Niobec entreprit (pendant l'hiver 1978) des expériences sur la calcination du concentré de carbonates. Au cours de cette même période, le Centre de Recherches Minérales du Québec (CRM), à partir de deux (2) échantillons du concentré de carbonates, réalisa des essais sur la flottation de l'apatite.

Dans une lettre adressée à M. Raymond Raby, alors directeur de la mine, M. Gyula Bossanyi, agronome au M.A.Q. d'Alma, exposait un projet d'étude et d'expérimentation sur le terrain, des "sous-produits" de la mine de niobium de St-Honoré. Ces évaluations devaient s'échelonner sur toute la période d'été 1978.

Au cours du semestre d'hiver 1979, le CRM développa un procédé de flottation inversée de l'apatite à partir du concentré de carbonates (Delisle,

¹ Alors géologue en chef de Niobec.

1979). La méthode mise au point permettait de flotter les carbonates tout en déprimant le minéral de phosphore. A l'automne de la même année, le CRM a fait franchir au processus l'étape de l'usine-pilote. Mis à part sa faible récupération globale en apatite, ce procédé a donné des résultats fort intéressants. (Delisle, 1980).

Le ministère de l'Energie et des Ressources du Québec, par le biais d'une subvention à la recherche, a permis l'amorce d'une expertise sur les rejets de la mine Niobec. Cette étude préliminaire réalisée par l'Université du Québec à Chicoutimi a permis l'examen d'un ensemble de cheminements pouvant conduire à la valorisation du concentré de carbonates. (Savard, 1979). Dans le cadre de ce projet, un rapport d'étape fut soumis au MERQ au mois de mai 1980. (Archambault, 1980). En plus de faire l'inventaire des différents types d'engrais, ce travail résumait l'ensemble des données techniques portant sur les résidus de Niobec. Une étude économique du marché des phosphates et l'analyse des facteurs régionaux y figuraient également.

Depuis quelques années, les techniques de traitement de minerais phosphatés de basses teneurs progressent très rapidement. Le Brésil, à partir d'une carbonatite 5% P_2O_5 , produit un concentré d'apatite de haute teneur avec une récupération de 90%. (Silvia et Andery, 1972). L'Afrique du Sud et la Finlande exhibent eux aussi des dépôts de phosphore ayant des contenus en apatite inférieurs à 12%; la mine Kemira Oy de Finlande traite avec succès un complexe de carbonatite affichant des teneurs aussi faibles que 3,9% P_2O_5 . (Anon., 1979).

Parmi toute la littérature consultée, aucune ne faisait mention du traitement de déchets miniers de composition similaire à ceux de St-Honoré. Dans le cas où la minéralogie se comparait, il ne s'agissait pas de rebuts mais bien de dépôts de phosphore (Jacupiranga, Brésil). Contrairement à Niobec, le matériel phosphaté extrait de ceux-ci doit subir toutes les étapes de comminution.

1.3 Objectifs de l'étude

Le but premier de cette recherche vise donc l'adaptation et l'amorce du développement d'un procédé permettant de concentrer économiquement l'apa-

patite rejetée par la mine Niobec de St-Honoré, en examinant un ensemble de méthodes basées sur les caractéristiques intrinsèques des minéraux présents. L'examen et l'intégration des sous-produits pouvant découler du processus choisi figurent également au nombre de nos préoccupations. Enfin, cette étude veut contribuer à la recherche de techniques qui s'orientent vers une meilleure utilisation des ressources disponibles et démontrer l'importance du recyclage des rejets miniers ou d'origines diverses.

1.4 Méthodologie utilisée

Dans un premier temps, nous avons examiné la géologie du complexe de carbonatite de St-Honoré et déterminé les réserves en apatite de ce gisement. Par la suite, l'énumération des différents usages du phosphore combinée à l'analyse de rapports pédologiques fixait en partie le but à atteindre.

L'utilisation des données recueillies précédemment nous a guidés vers une analyse complète des rejets de carbonate-apatite de Niobec. L'examen minéralogique, granulométrique et chimique de ceux-ci, nous a permis de faire ressortir leurs caractéristiques intrinsèques et nous a orientés vers l'élaboration de divers schémas de valorisation. Quatre (4) procédés de traitement furent appliqués sur les rejets de Niobec, par l'évolution de méthodes simples vers d'autres plus complexes. Les résultats de ces essais nous ont donné l'occasion de dégager deux (2) méthodes de traitement pouvant s'avérer rentables. L'estimation des coûts de production et des besoins en capitaux a confirmé nos hypothèses.

Enfin, nous avons examiné divers aspects de l'industrie du phosphate à travers le monde, tant au niveau de l'offre et de la demande qu'à celui de la structure industrielle, afin de mieux comprendre la situation économique de cette substance minérale.

CHAPITRE 2

ETUDE DU CONTEXTE REGIONAL

2.1 Contexte géologique et réserves en apatite du gisement de St-Honoré

2.1.1 Géologie du dépôt

Le complexe de carbonatite de St-Honoré se présente sous forme annulaire et couvre une surface totale de près de vingt-cinq (25) km². (Figure 2). Une couche de calcaire Trenton d'âge Ordovicien, d'une épaisseur de soixante-quinze (75) mètres par endroit, se superpose aux roches du complexe. Ce calcaire possède un litage horizontal et repose en discordance sur la carbonatite montrant une surface d'érosion irrégulière. (Vallée et Dubuc, 1970).

A l'intérieur du complexe, nous retrouvons les unités lithologiques suivantes: (Gauthier, Gagnon et Borneau, 1979)

- a) Un noyau de carbonatite de forme légèrement elliptique, avec son grand axe orienté nord-sud. Celui-ci comprend, du centre vers l'extérieur:
 - i) Une masse circulaire de dolomitite et d'ankérite de texture bréchoidale à massive, avec un contenu en terres rares pouvant aller jusqu'à 4,5% en oxyde total (types C₁ + C₂).
 - ii) Des ring-dykes ou cone sheets de dolomitite stérile ou à faible teneur en niobium et terres rares (C₅).

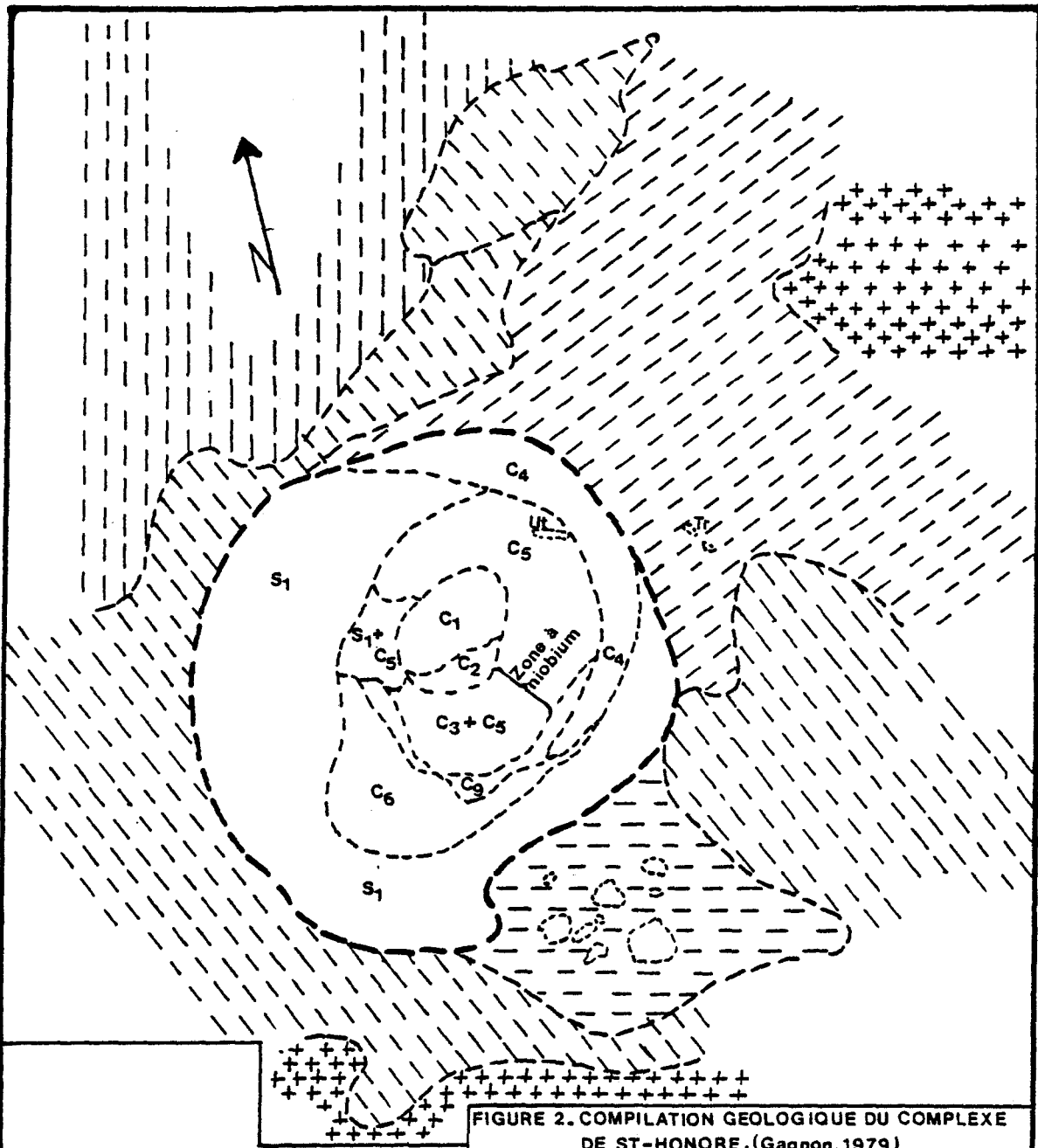


FIGURE 2. COMPILATION GEOLOGIQUE DU COMPLEXE DE ST-HONORE. (Gagnon, 1979)

Paléozoïque	Ut	Schiste d Utica.	Contact géologique. Affleurement. Limite de la carbonatite.
	Tr	Calcaire Trenton.	
Complexe de St-Honore	C12	Noyau central: dolomitite, ankérite, Terres Rares.	Echelle: 0 500 M
	C5	Dolomitite à faible teneur en Nb et T.R..	
	C3	Dolomitite et calcitite à apatite et Nb.	
	C9	Dolomitite rouge à faible teneur en Nb.	
	C6	Calcitite à pyroxène et magnétite.	
	C4	Calcitite à micas et magnétite.	
Socle Précambrien	S1	Roches alcalines à feldspath et feldspathoïde.	
		Syénite à cancrinite néphéline et grenat.	
		Syénite, syéno-diorite, fénétisée.	
		Diorite à magnétite, gneisso-diorite, fénétisée.	
		Gneiss à pyroxène et biotite.	
		Anorthosite, syénite.	

- iii) Des dolomitites et calcitites à forte teneur en niobium ($>0,4\%$ Nb_2O_5) dans l'hémisphère sud (type C_3) en contact avec une dolomitite rouge, massive et altérée (type C_9).
 - iv) Une bande arquée de calcite à phlogopite en bordure nord (C_4).
 - v) Une frange d'épaisseur variable de calcitite à pyroxène, formant la limite sud du noyau (C_6).
- b) Un anneau circulaire renfermant des roches alcalines à feldspaths et feldspathoïdes.
 - c) Un amas triangulaire de syénite à cancrinite et grenat, dans la partie sud-est du complexe.

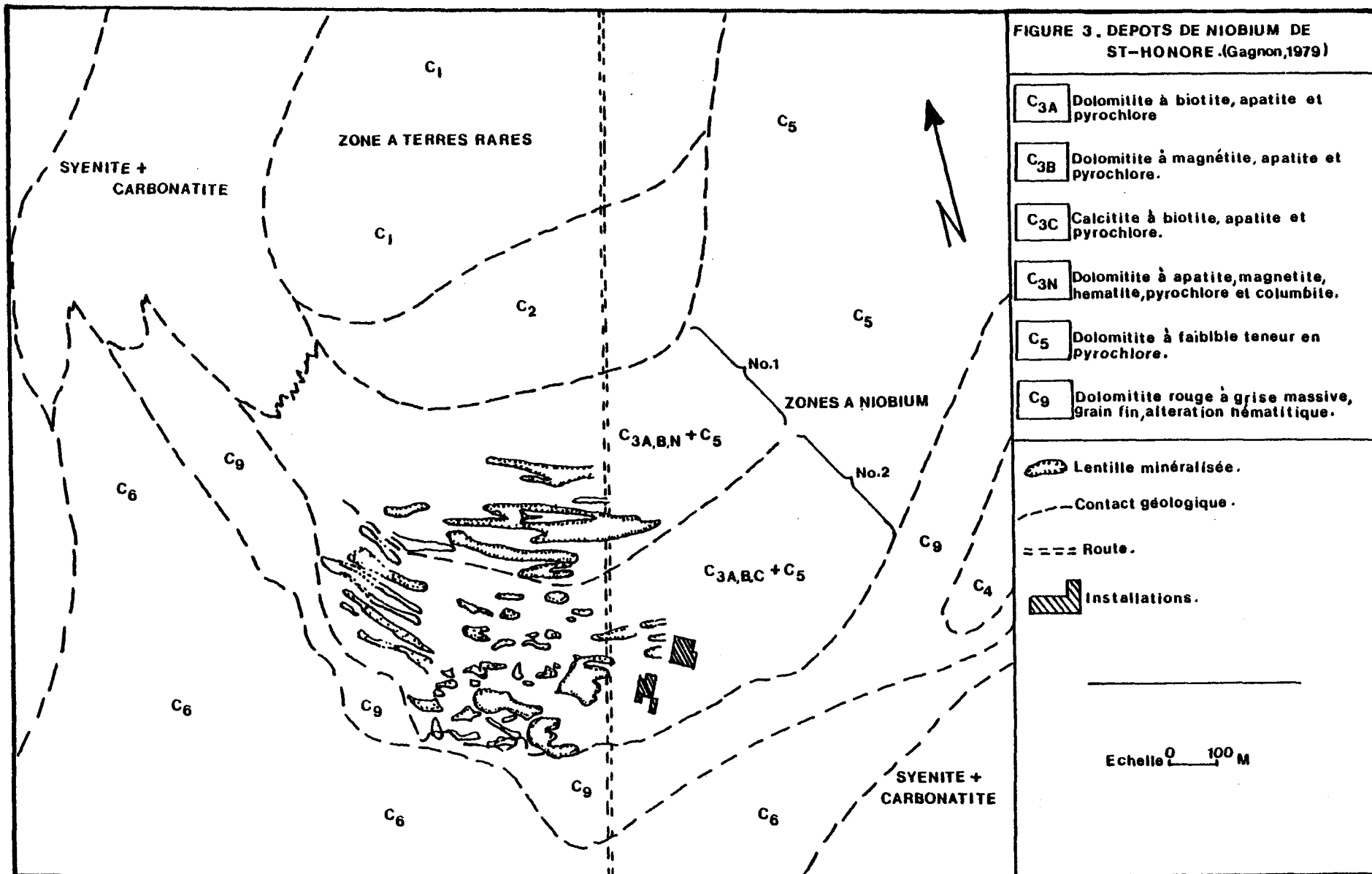
Les roches encaissantes sont composées de diorite à magnétite et d'une syénite à hypersthène dans la partie nord-est. Un peu plus loin, nous retrouvons des anorthosites et gneiss, constituant les unités caractéristiques de la province du Grenville.

2.1.2 Réserves en apatite

Le gisement de St-Honoré se subdivise en deux (2) zones minéralisées distinctes. (Figure 3). Le secteur no 1, d'une longueur de cinq cent cinquante (550) mètres, comporte six (6) lentilles subverticales d'épaisseur dépassant parfois trente (30) mètres. Trois (3) faciès différents de carbonatite renferment la minéralisation de niobium:

- a) Une dolomitite foliée à grain fin, contenant de l'apatite, magnétite, hématite, pyrochlore et columbite (C_{3N} , figure 3).
- b) Une dolomitite à biotite, apatite et pyrochlore (C_{3A} , figure 3).
- c) Une dolomitite à magnétite, apatite et pyrochlore (C_{3B} , figure 3).

L'apatite représente le marqueur le plus efficace des zones fortement minéralisées en niobium. En effet, le pyrochlore est intimement lié à certains minéraux accessoires et à l'apatite en particulier. Les bandes riches en apatite affichent généralement un contenu en niobium élevé. De ce fait, nous pouvons estimer les réserves "in situ" en roches phosphatées à partir des calculs de réserves effectués pour le minéral niobifère. Le potentiel



peut ainsi s'évaluer à dix (10) millions de tonnes dosant en moyenne 9% BPL¹.

Le secteur no 2, actuellement en exploitation, s'étend sur huit cents (800) mètres de long sur deux cent cinquante (250) mètres de large. Il se compose de dix (10) lentilles minéralisées. Cette zone diffère de la précédente par son caractère localement calcitique (C₃C, figure 3). (Gagnon, 1979). Les réserves en minerai du secteur no 2 s'élèvent à dix (10) millions de tonnes, avec un contenu en apatite de l'ordre de 8%.

Le bassin des résidus de l'usine de concentration sur le site de la mine, doit également être considéré dans le calcul des réserves en phosphore. Près de trois (3) millions de tonnes de rejets titrant de 3,5 à 5,0% P₂O₅ y sont accumulés jusqu'à maintenant. Le potentiel de roche phosphatée que représente l'exploitation de la mine Niobec de St-Honoré, se chiffre donc à plus de vingt (20) millions de tonnes dosant en moyenne de 4,0 à 4,5% P₂O₅. Ce total représente environ 900 000 tonnes d'équivalent P₂O₅.

2.2 Les utilisations potentielles des rejets de carbonate-apatite dans les engrais et composés phosphorés

2.2.1 Les engrais à base de phosphore

Il existe une variété très importante de matériel fertilisant à base de phosphore. La roche phosphatée naturelle d'une teneur moyenne de 30% en P₂O₅, constitue généralement la matière première pour la fabrication d'engrais phosphorés. Celle-ci doit tout d'abord subir un traitement à l'acide pour solubiliser le minéral de phosphore présent. L'acide phosphorique impur découlant de ce procédé est combiné à de l'ammoniaque pour former une gamme de fertilisants de type complexe (Tableau 1). Le superphosphate peut également faire partie d'un mélange d'ammoniaque et de potasse pour donner naissance aux amendements complets de type N-P-K².

D'autres engrais phosphorés sont utilisés à plus ou moins grande échelle à travers le monde. A partir de roches phosphatées et de roches magnésiennes, le Japon produit, par traitement au four électrique, un composé

¹ BPL: Bone phosphate of lime. 1 BPL = 0,458 P₂O₅.

² Exemple: un engrais de formule 20-20-20 renferme 20% d'azote, 20% P₂O₅ et 20% K₂O.

connu sous le nom de F.M.P. (Fused Magnesium Phosphore). Aux Etats-Unis, certaines régions emploient un amendement phosphaté sous forme de chaux. Ce matériel, contenant entre 18 et 30% de P_2O_5 , est finement broyé et épan-
du comme tel, sans subir de transformation chimique. (Emigh, 1975).

Fertilisant	P_2O_5 total (%)	P_2O_5 disponible (%)
Superphosphate triple	45-50	43-49
Superphosphate triple ammoniaqué	43-49	43-49
Superphosphate simple	16-20	16-20
Superphosphate simple ammoniaqué	14-20	14-18
Phosphate diammonium	53	53
Phosphate monoammonium	48	48
Magnésium - Phosphore fondu (FMP)	20	19-20
Engrais de mélange N-P-K	variable	variable
Chaux phosphatée	18-30	variable

Tableau 1. Principaux fertilisants à base de phosphore.

2.2.2 Les composés phosphorés

Une multitude de produits, tant organiques qu'inorganiques, renferment du phosphore. D'autre part, son utilisation exige d'abord la production d'un acide phosphorique relativement pur et le traitement au four électrique permet d'obtenir un tel produit. La combinaison de roches phosphatées (24% P_2O_5 minimum) avec de la silice et du coke donne du phosphore élémentaire. Un oxyde de phosphore libre d'impuretés est obtenu en ajoutant de l'eau à

ce dernier. Par la suite, cet oxyde servira de base dans la fabrication de suppléments alimentaires et de pâte à dents. Il pourra également se retrouver dans des usages aussi variés que: la pharmacie, la photographie, l'ignifugation, les détersifs, les pesticides et insecticides.

2.3 Revue des études pédologiques des différentes régions agricoles du Québec

2.3.1 Critères de base utilisés

Le Québec se subdivise, depuis 1968, en douze (12) régions agricoles (figure 4). Différentes données furent recueillies avant de procéder à ce découpage. Les principaux paramètres retenus s'énumèrent ainsi:

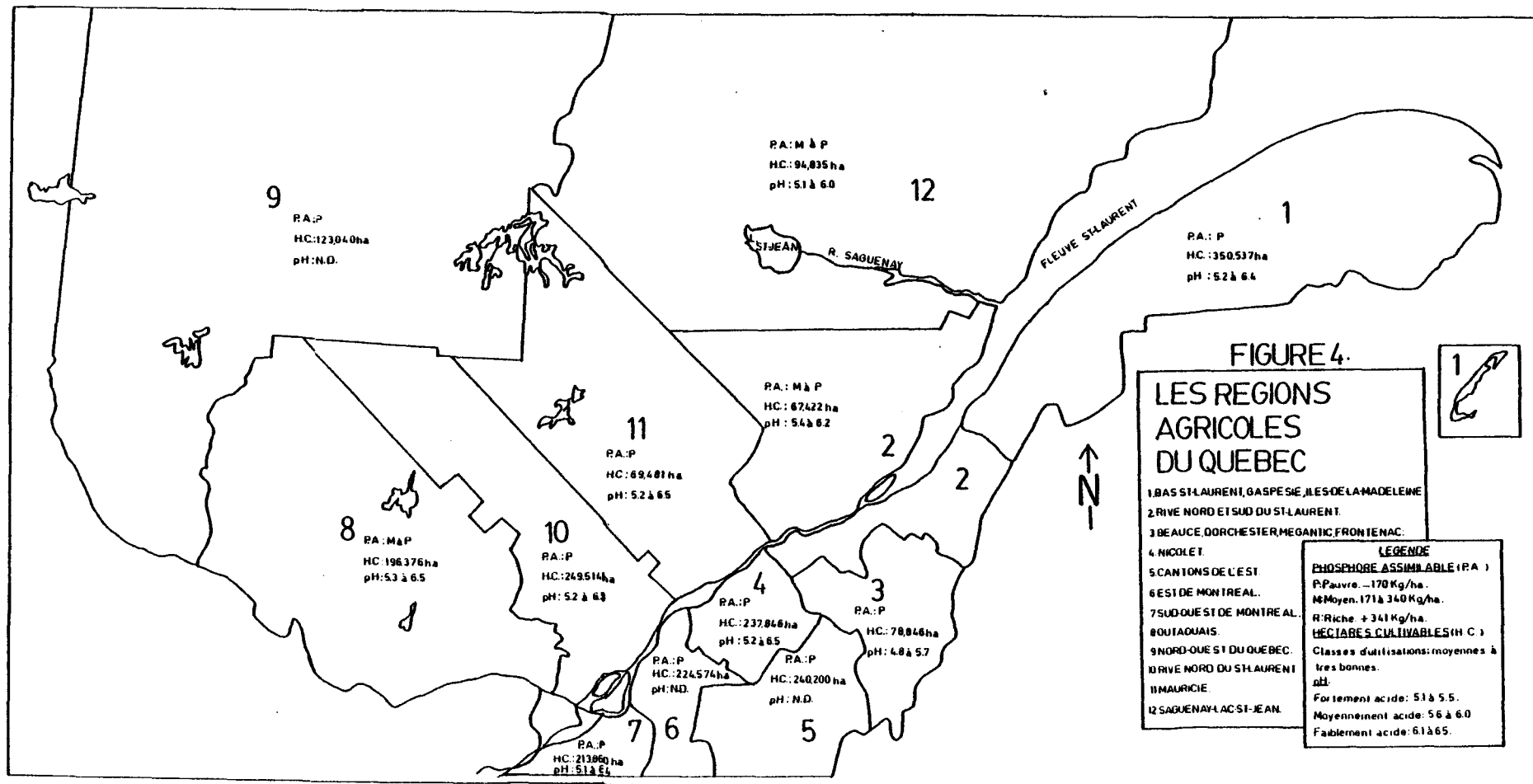
- Types biophysiques des paysages.
- Milieu socio-économique.
- Homogénéité des cultures et des élevages.
- Intensité du développement agricole.
- Limites des comtés municipaux.

La similarité des types biophysiques des paysages implique obligatoirement une classification bien définie des sols à l'intérieur de chacune des régions.

Pour mieux circonscrire les déficiences des sols québécois, un examen minutieux des rapports pédologiques disponibles a été réalisé. Dans le but de ne pas biaiser les conclusions, le choix des sols évalués a été déterminé en fonction de la classe d'utilisation de ceux-ci. Toutes les superficies propres à la culture, c'est-à-dire faisant partie des classes très bonnes à moyennes¹ (1 à 3) forment les sols étudiés. Dans l'ensemble, la surface couverte par ces groupes pédologiques varie de 0,1 à 20% du territoire de chacune des régions agricoles.

Les résultats d'analyses consultés proviennent d'échantillons de sols prélevés de l'horizon dit Ae ou Ac. D'une épaisseur de 10 à 30 centimètres, cette portion du profil pédologique porte les traces des modifications imposées par l'homme. Les analyses compilées n'étant pas des plus récentes,

¹ L'échelle de classification des sols compte six (6) groupes distincts.



l'état actuel des carences des sols québécois pourrait s'écarter légèrement des moyennes calculées. Les valeurs exprimées permettent tout de même de visualiser la situation globale des déficiences les plus alarmantes: l'acidité et le contenu en phosphore.

2.3.2 Acidité générale des sols québécois

La presque totalité des superficies cultivables au Québec affiche de fortes tendances acides. Les régions du Lac-St-Jean et du bas St-Laurent se classent au premier rang avec des moyennes de pH variant de 5,1 à 5,8. (Figure 4). D'après Raymond (1965), les pH de la région du Lac-St-Jean vont de fortement acides (3,8) à presque neutres (6,8). Les régions de la Gaspésie, de l'Outaouais et de la rive nord du St-Laurent se caractérisent par des sols fortement à moyennement acides. Sauf pour quelques zones dont les pH sont légèrement basiques, l'ensemble des autres régions se classifie dans un intervalle qualifié de moyennement acide (5,6 à 6,0).

Ce caractère acide, dans les bandes de terre considérées comme productives, oblige les agriculteurs à déboursier davantage pour maintenir le pH à un niveau acceptable. Des sols trop acides génèrent entre autres une prolifération quasi incontrôlable des mauvaises herbes. (Soltner, 1976).

2.3.3 Carences en phosphore au Québec

Les quantités de phosphore assimilable des sols québécois ne permettent pas d'envisager l'avenir de ceux-ci avec optimisme. A l'exception de la plaine du Lac St-Jean et des rives nord et sud du St-Laurent, le contenu en phosphore assimilable de l'horizon A est fréquemment inférieur à 170 kg/hectare pour les dix (10) régions examinées. (Figure 4). Les secteurs des Cantons de l'Est et de la Mauricie affichent des déficiences extrêmes en phosphore. Une partie de la région de Montréal présente également de très faibles quantités de cet élément vital dans l'alimentation des végétaux.

Comme nous pouvons le constater, les sols québécois nécessitent un apport constant de phosphore pour combler une déficience majeure. La nature même de nos sols influence directement la disponibilité du phosphore pour les plantes. En effet, la majorité des sols québécois étant de type argileux, les ions d'aluminium et de fer présents en grande quantité fixent le

phosphore rapidement. Ce phénomène provoque un besoin accru d'engrais phosphatés pour maintenir le phosphore assimilable à un niveau jugé acceptable et s'assurer d'une fertilité constante des sols.

CHAPITRE 3

ANALYSE DES REJETS DE CARBONATE-APATITE

3.1 Détermination des caractéristiques minéralogiques

3.1.1 Nature et pourcentage des minéraux présents

Les rejets totaux de la mine Niobec se composent principalement de carbonates. Ceux-ci comptent pour 65% du total des minéraux identifiés. On y retrouve la gamme de compositions des carbonates basées sur le contenu en Fe, Mg et Ca (figure 5) et la dolomite constitue le minéral le plus abondant. Généralement de couleur rosée, elle affiche un éclat vitreux. De son côté, la calcite montre des grains de couleur blanc laiteux à rose pâle. La sidérose et l'ankérite complètent la liste des carbonates retrouvés dans les rejets. Le contenu en fer plus élevé de ces derniers leur confère des teintes variant d'orangé à rouge brique.

Les silicates, sous forme de biotite, plagioclase, néphéline et pyroxène, totalisent 21% des rejets de St-Honoré. De couleur brunâtre à jaunâtre, la biotite constitue le minéral silicaté prédominant. Le reste de la minéralogie se complète par un phosphate de calcium, quelques oxydes de fer et sulfures. Incolore et d'éclat vitreux, l'apatite se présente en grains hexagonaux allongés et forme environ 10% du contenu total. Des oxydes de fer (la magnétite, l'ilménite et l'hématite), des oxydes de niobium (le pyrochlore et la columbite) et des sulfures (la pyrite et la pyrrhotine) totalisant environ 4%, s'ajoutent à la composition des résidus totaux de l'usine de Niobec.

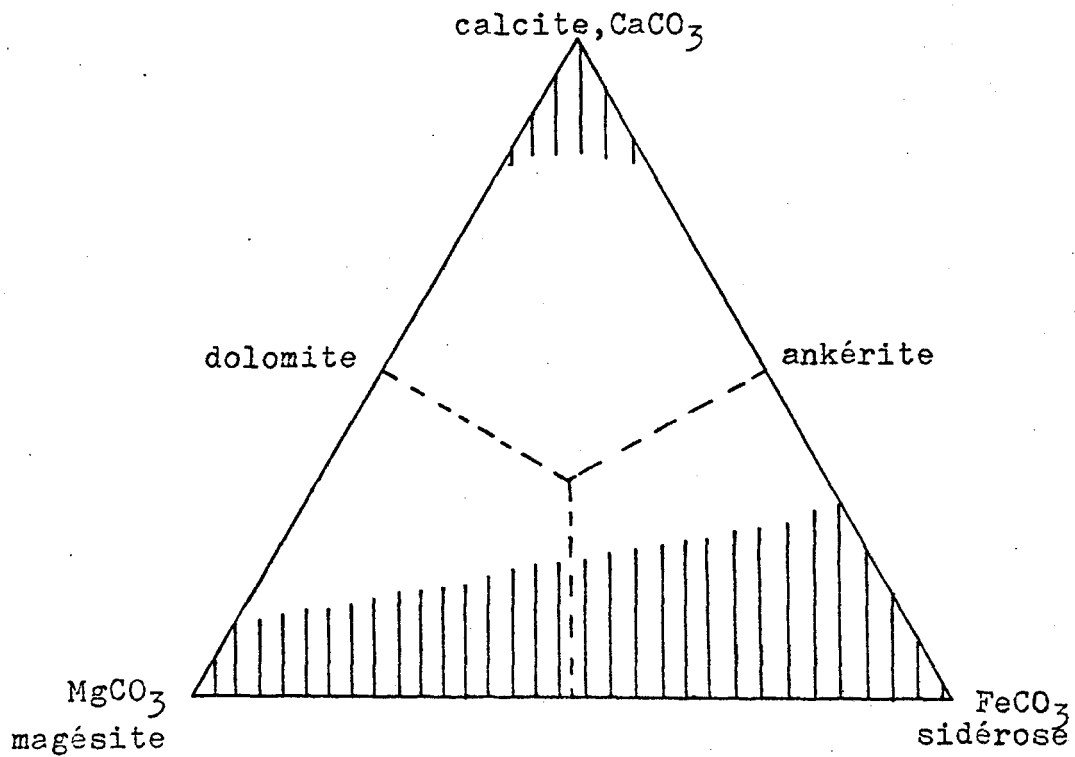


Figure 5. Diagramme triangulaire montrant les variations de compositions de la calcite, magnésite et sidérose. Les zones rayées indiquent les limites des solutions solides observées dans la nature.

Le concentré de carbonates, comme son nom l'indique, diffère quelque peu de composition. Il est formé d'environ 80% de carbonates et de 20% d'apatite. Les silicates et les oxydes s'y retrouvent en quantité réduite. La dolomite domine sur la masse totale des carbonates en présence.

3.1.2 Identification du minéral de phosphore

Plusieurs variétés d'apatite associées à différents types de roches sont connues à travers le monde. A partir d'un échantillon-composé riche en apatite, soutiré des réserves de surface de la mine Niobec, nous avons sélectionné un certain nombre de grains de ce minéral pour en déterminer la nature. La méthode du liseré de Becke permet de connaître avec précision l'indice de réfraction " ω " de l'apatite analysée. (Bloss, 1969). A l'aide d'un monochromateur et d'huiles d'immersion Cargile, nous avons tracé la courbe de dispersion de l'indice " ω " de celle-ci sur un réseau Hartman. (Annexe 2).

La valeur de l'indice de réfraction " ω_0 " ($\lambda = 589,3 \text{ m}\mu$) de l'apatite de St-Honoré est de $1,6382 \pm 0,0001$. Cette valeur rapportée sur le diagramme ternaire de la fluor-, chloro et hydroxylapatite, confère la composition d'une fluorapatite pour le phosphate de calcium de Niobec. (Figure 6). Dans le but de confirmer nos résultats, une analyse par diffraction des rayons X fut effectuée. Toutes les raies correspondant à une fluorapatite ont été retrouvées sur le diagramme. (Annexe 3). Nous pouvons ainsi extrapoler ces résultats pour toute la zone actuellement exploitée. Il serait par contre prématuré de généraliser ceux-ci à toute l'étendue du gisement.

3.2 Détermination des caractéristiques granulométriques

3.2.1 Granulométrie du concentré de carbonates

Le concentré de carbonates se caractérise par sa granulométrie relativement fine. (Tableau 2). En moyenne, près de 60% du matériel passe le tamis no 325¹. Comparée à celle de l'alimentation de l'usine de concentration, la courbe granulométrique du concentré de carbonates affiche un déplacement très net vers la portion des particules de petites dimensions.

¹ Toutes les dimensions de tamis exprimées dans le texte sont celles de la classification Tyler. Vous trouverez en annexe la description d'un essai de tamisage typique. (Annexe 4).

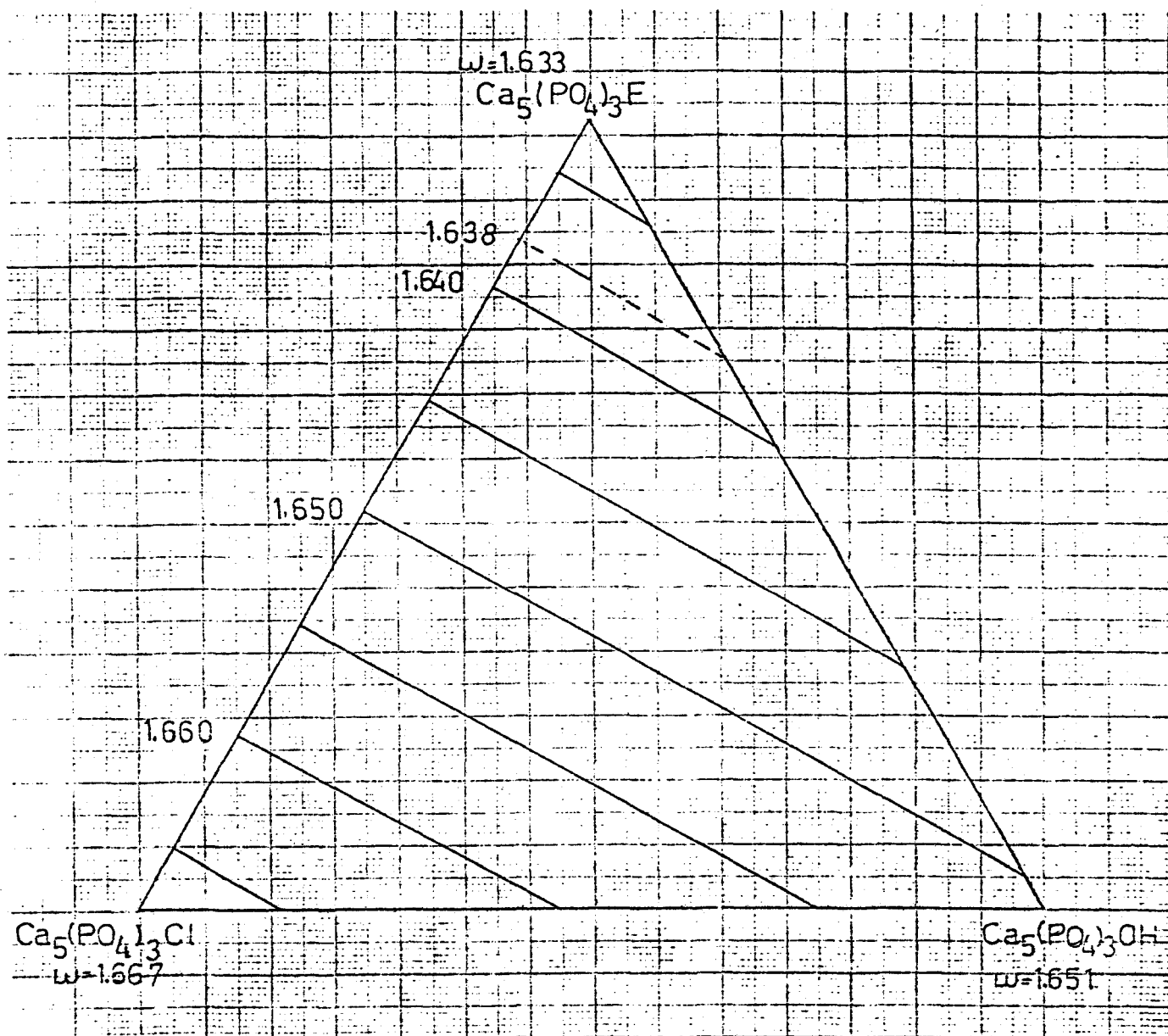
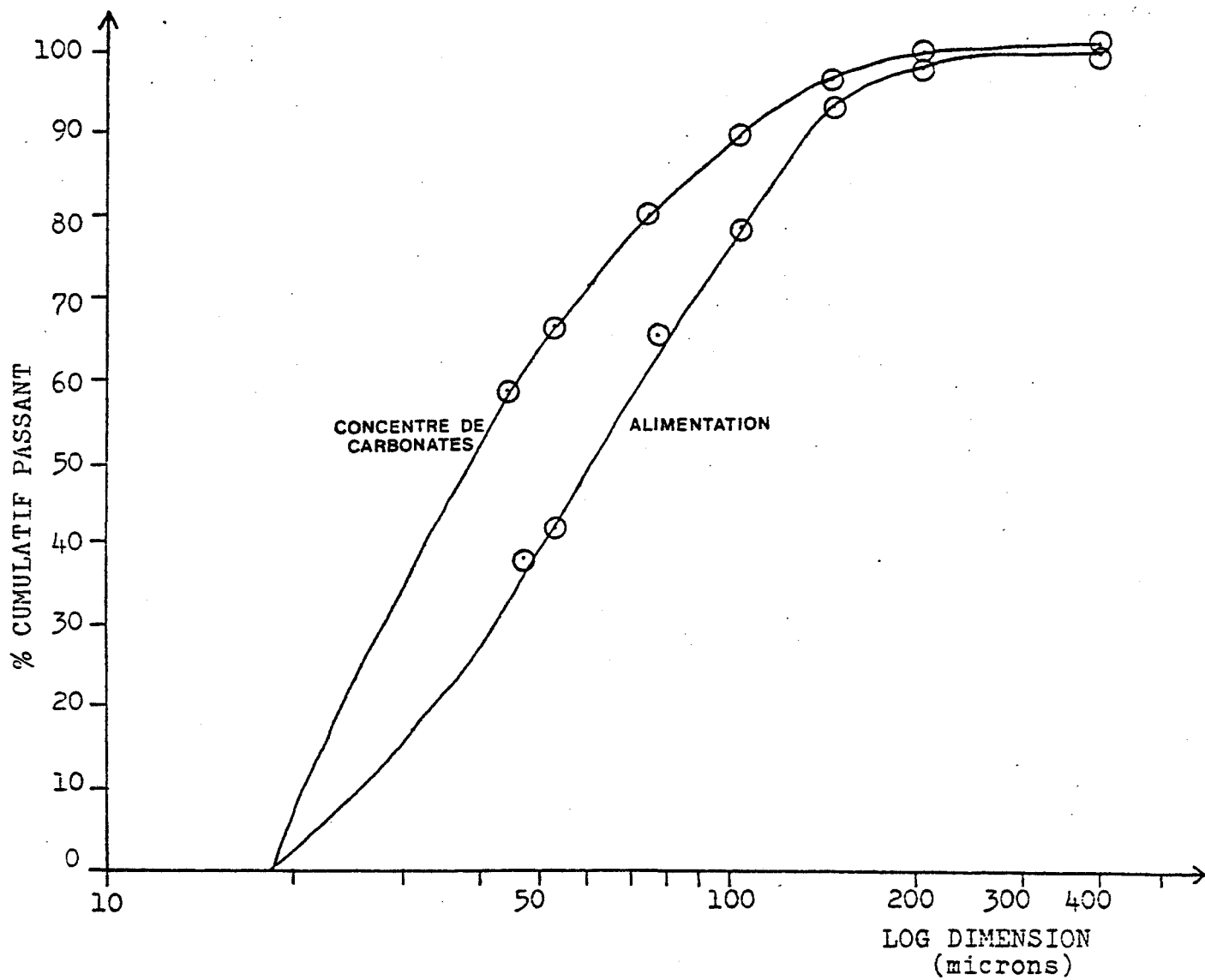


Figure 6. Diagramme ternaire de la fluor-, chloro- et hydroxylapatite.

(Graphique 1). Il s'agit vraisemblablement d'un phénomène de flottation. Les grains plus petits demeurent en suspension plus facilement et, par conséquent, sont entraînés plus aisément dans le concentré.

FRACTIONS	% RETENU	% CUMULATIF PASSANT	ECART TYPE
+35	0	100	0
-35	0,55	99,45	0,48
+65			
-65	2,92	96,53	0,60
+100			
-100	5,87	90,66	0,75
+150			
-150	11,23	79,43	1,00
+200			
-200	11,90	67,53	0,75
+270			
-270	8,65	58,88	1,01
+325			
-325	58,88	0	2,41

Tableau 2. Analyse granulométrique du concentré de carbonates. (Moyenne de dix (10) essais).



Graphique 1. Courbe granulométrique du concentré de carbonates comparée avec celle de l'alimentation avant deschlammage.

3.2.2 Granulométrie du rejet total deschlämmé

Contrairement au concentré de carbonates, le rejet total deschlämmé offre une granulométrie grossière. (Tableau 3). Près de 85% des grains

FRACTIONS	% RETENU	% CUMULATIF PASSANT	ECART TYPE
+35	4,37	95,63	0,09
-35	23,39	72,24	0,37
+65			
-65	22,81	49,43	0,50
+100			
-100	19,36	30,07	0,75
+150			
-150	14,25	15,82	1,12
+200			
-200	6,71	9,11	0,35
+270			
-270	3,02	6,10	0,21
+325			
-325	6,10	0	0,41

Tableau 3. Analyse granulométrique du rejet total deschlämmé. (Moyenne de dix (10) essais).

ont une dimension supérieure à 74 microns. Cette situation s'exprime clairement sur la courbe granulométrique résultante. (Graphique 2). Celle-ci s'écarte fortement de la courbe de l'alimentation en minerai. Ce phénomène

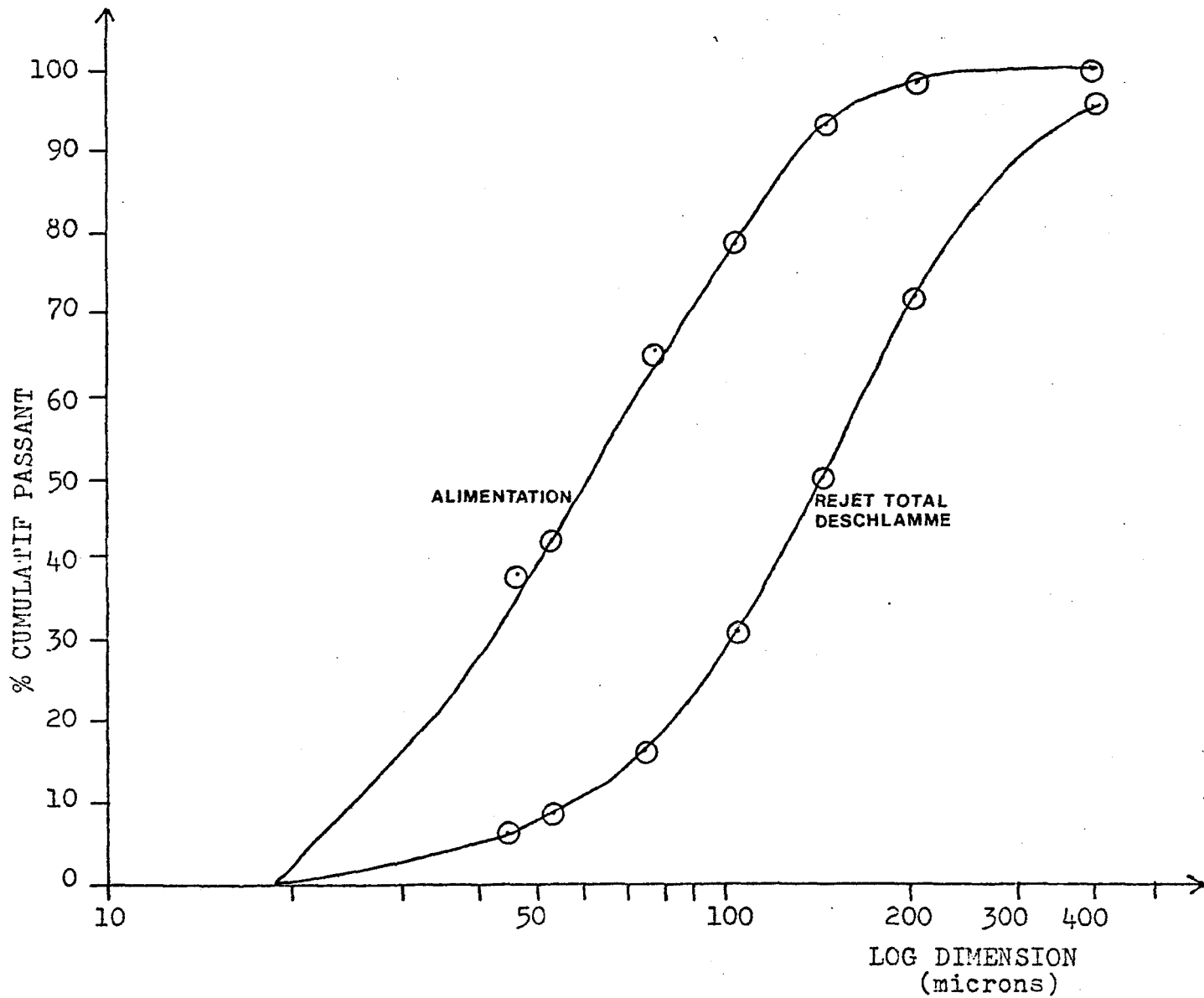
s'explique par un épaississage (cyclonage) effectué sur les rejets totaux à la sortie du concentrateur. (Annexe 1). La sous-verse des cyclones (formant le rejet total deschlammé) ne contient alors qu'environ 6% de particules de dimensions inférieures à 44 microns. Les schlammes produits par ce cyclonage se caractérisent par une forte proportion de particules fines (74% passant le tamis no 325). D'après nos analyses chimiques, la composition minéralogique de cette surverse est en grande partie similaire à celle du rejet total deschlammé.

3.3 Contenu en phosphore des rejets

3.3.1 Pourcentage en phosphore du concentré de carbonates et de ses fractions granulométriques

Le concentré de carbonates renferme entre 7 et 11% de P_2O_5 . Un échantillonnage réalisé sur une période de deux (2) mois a fait ressortir des écarts de l'ordre de $\pm 2\%$ dans les teneurs, avec une moyenne de 8,7% P_2O_5 . (Savard, 1979). Ces variations sont dues en grande partie aux changements observés dans les teneurs en phosphore à l'alimentation du concentrateur. Les quantités variables de réactifs ajoutés pour permettre aux carbonates de flotter, influencent également le contenu final en phosphore du concentré de carbonates. D'autre part, des analyses effectuées lors d'essais menés par le Centre de Recherches Minérales du Québec, de septembre à novembre 1979, reflétaient sensiblement les mêmes variations de teneurs en phosphore. Celles-ci oscillaient vers une valeur moyenne de 9,5% P_2O_5 avec des écarts de $\pm 1,7\%$.

Lors de l'examen microscopique des poudres provenant du tamisage du concentré de carbonates, les fractions de dimensions supérieures montraient de plus grandes quantités d'apatite. Des analyses chimiques ont confirmé nos observations. (Tableau 4). Les particules de plus de 74 microns (200 mailles) se composent surtout d'apatite avec près de 50% de ce minéral distribué dans 20% du poids. Les plateaux granulométriques de faibles dimensions offrent des teneurs en phosphore moindres que l'échantillon avant tamisage. Ces teneurs anormalement élevées s'expliquent difficilement sauf peut-être par un broyage différentiel exercé sur l'apatite. Des analyses subséquentes nous permettront d'en cerner la cause.



Graphique 2 . Courbe granulométrique du rejet total deschlammé comparée avec celle de l'alimentation avant deschlammage.

% P ₂ O ₅ ECHANT.	+65	-65 +100	-100 +150	-150 +200	-200 +270	-270 +325	-325
9,83	25,62	23,34	20,63	13,08	9,88	7,74	5,93
8,10	25,40	28,80	19,20	12,60	7,80	7,20	2,60
9,59	30,61	25,76	19,40	13,15	8,54	7,14	6,10

Tableau 4. Teneurs en phosphore des fractions granulométriques du concentré de carbonates.

3.3.2 Phosphore contenu dans le rejet total deschlammé et sur ses fractions granulométriques

Le rejet total deschlammé titre en moyenne de 4,0 à 5,5% de P₂O₅. Ces résultats furent obtenus sur des échantillons prélevés à travers le bassin de résidus et sur un composite des sous-verses des cyclones utilisés pour épaissir les rejets totaux. Le deschlammage de ceux-ci provoque une légère augmentation des teneurs. La sous-verse gagne environ 1% de P₂O₅ par rapport à l'alimentation titrant en moyenne 3,8% P₂O₅.

L'analyse des fractions granulométriques n'a fait ressortir aucune concentration préférentielle en phosphore. (Tableau 5). Seul le matériel retenu sur les tamis no 270 et 325 affiche des teneurs en P₂O₅ s'écartant sensiblement du contenu de l'échantillon tamisé. Le rejet total deschlammé étant la somme de tous les résidus de l'usine (incluant le concentré de carbonates), les chiffres ci-après expliquent en partie les fortes teneurs en P₂O₅ enregistrées dans la partie grossière du concentré de carbonates. Il s'agit probablement d'une action sélective exercée sur les grosses particules d'apatite, combinée à un léger broyage différentiel de l'apatite par rapport à la masse de carbonates.

% P ₂ O ₅ ECHANT.	+65	-65 +100	-100 +150	-150 +200	-200 +270	-270 +325	-325
5,30	2,17	4,58	6,08	6,56	7,29	6,88	4,73

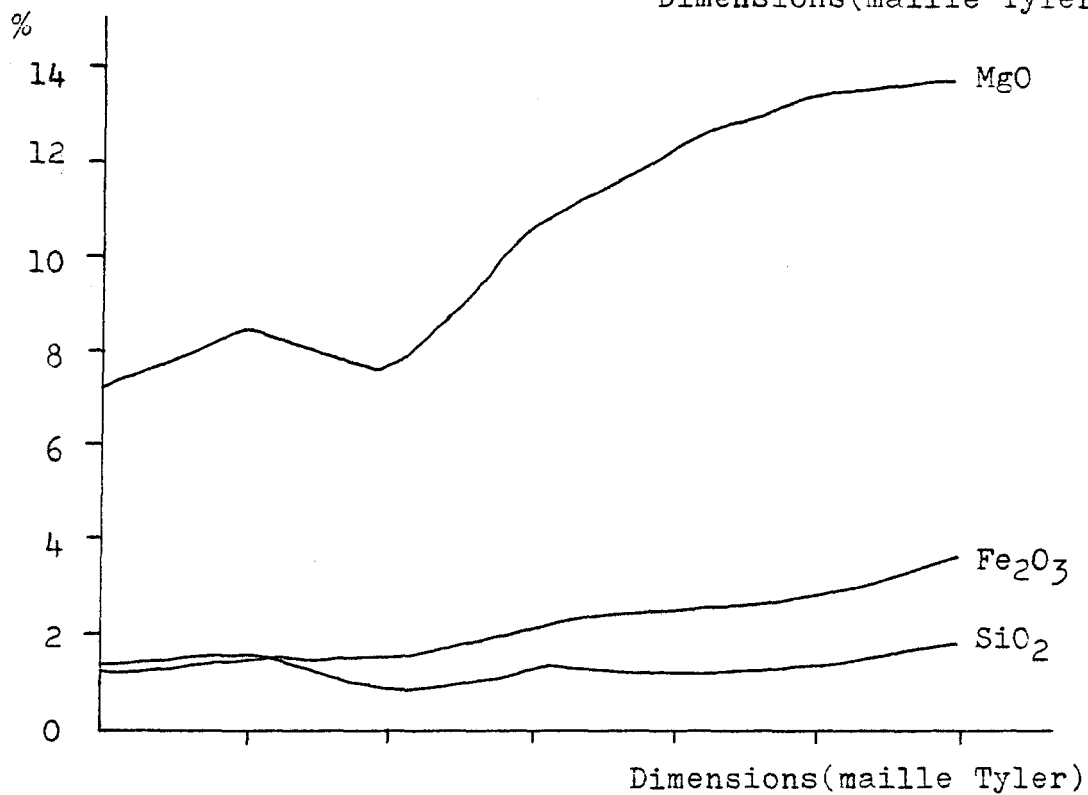
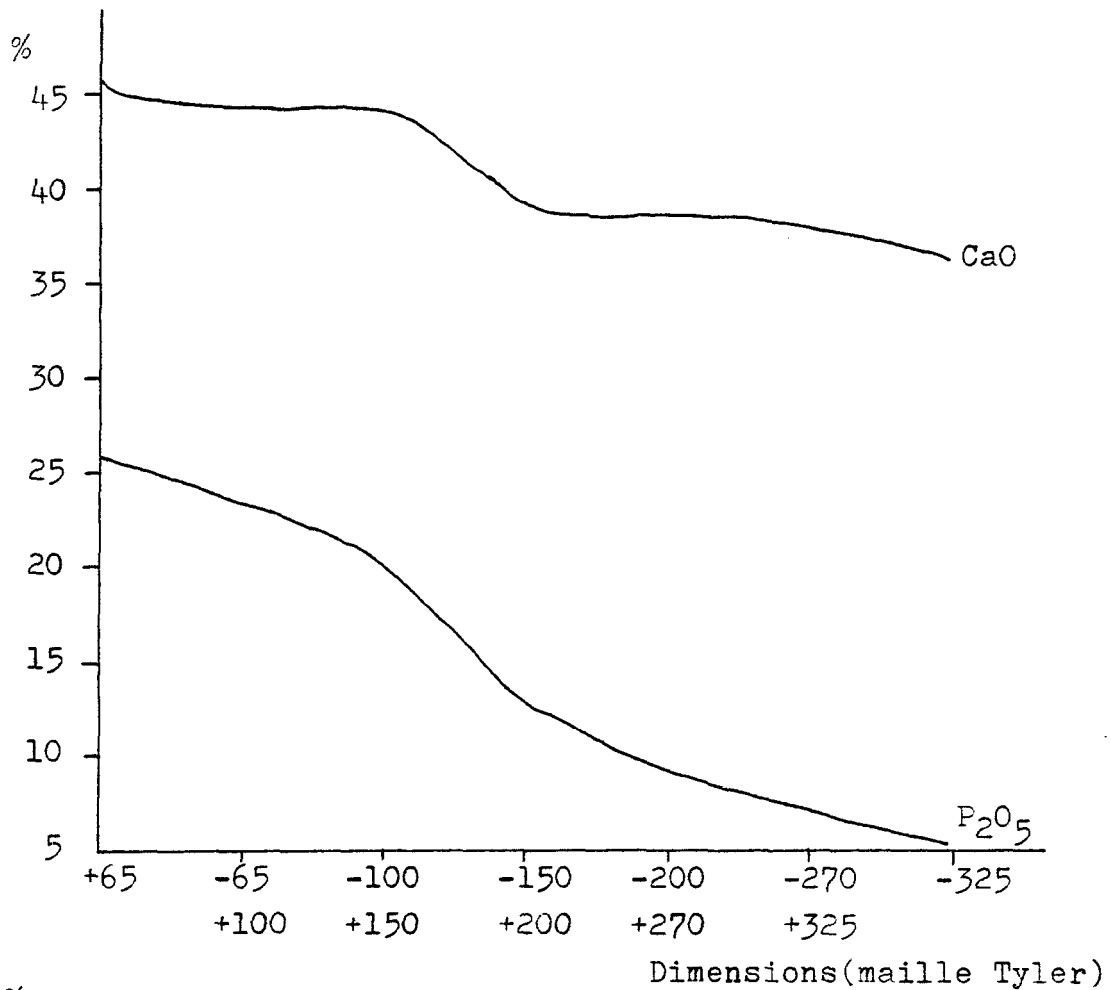
Tableau 5. Teneurs en phosphore des fractions granulométriques du rejet total deschlämmé.

3.4 Analyses chimiques totales des rejets

3.4.1 Analyse chimique du concentré de carbonates et de ses fractions granulométriques

Nous désirions connaître la composition exacte du concentré de carbonates dans le but d'élaborer une méthodologie de traitement et d'utilisation de celui-ci. Dix (10) oxydes ont fait l'objet d'un dosage par deux méthodes d'analyses différentes. Le phosphore, le calcium, le magnésium, le fer, la silice et le niobium furent titrés à l'aide d'un quantomètre à rayons X. L'aluminium, le potassium, le sodium et le manganèse ont subi un dosage par le procédé d'absorption atomique. Enfin, six (6) éléments complémentaires, le zinc, le plomb, le cuivre, le mercure, le thorium et l'uranium furent également titrés. (Tableau 6). Le contenu en volatiles a été déterminé par des essais de pertes au feu. Le CO₂ présent dans la structure des carbonates et de l'apatite se libère à une température de 950°C. (Hutchison, 1974). Le matériel (un (1) gramme) était maintenu à 1 000°C pour une période d'une (1) heure. A cette température, le fluor quitte la structure de la fluorapatite de Niobec.

Des analyses totales réalisées sur chacune des fractions granulométriques du concentré de carbonates ont mis en évidence une relation intéressante. (Annexe 5, graphique 3). Le pourcentage de calcium diminue progressivement en se dirigeant vers les fines particules, alors que le magnésium et le fer font l'inverse. Ce phénomène est dû à la présence d'une plus grande quantité de dolomite dans la partie fine de la granulométrie.



Graphique 3. Variations du CaO, MgO, Fe₂O₃, P₂O₅ et SiO₂ en fonction de la dimension des grains du concentré de carbonates de Niobec.

ELEMENTS	%	ELEMENTS	%
P ₂ O ₅	9,45	Nb ₂ O ₅	0,17
CaO	38,19	Zn (ppm)	180
MgO	14,56	Cu (ppm)	9
Fe ₂ O ₃	2,71	Pb (ppm)	54
K ₂ O	0,04	U (ppm)	2
Al ₂ O ₃	0,23	Th (ppm)	30
SiO ₂	1,93	Hg (ppb)	20
Na ₂ O	0,09	Volatiles	31,92
MnO	0,85	TOTAL	99,85

Tableau 6. Analyse chimique totale du concentré de carbonates.

Les résultats obtenus ont raffermi notre opinion sur les qualités intrinsèques du concentré de carbonates comme fumure minérale. Par contre, sa teneur en P₂O₅ demeure beaucoup trop faible pour que nous puissions qualifier ce produit d'amendement phosphaté.

3.4.2 Analyse chimique du rejet total deschlammé et de ses fonctions granulométriques

Dans le but de comparer ces deux résidus, le rejet total deschlammé fut analysé pour les mêmes éléments que le concentré de carbonates. Des écarts significatifs entre certaines composantes sont illustrés par ces analyses. En premier lieu, la teneur en phosphore du rejet total deschlammé correspond à peu près à la moitié de celle du concentré de carbonates. (Tableau 7). Le calcium, de son côté, accuse une baisse de l'ordre de 6%. Par contre, le contenu en magnésium, fer et silice, subit des augmentations appréciables. La dolomite, la magnétite et la biotite sont parmi les minéraux qui provoquent les hausses observées. Ces minéraux sont présents en plus grande quantité dans le rejet total deschlammé que dans le concentré de carbonates.

ELEMENTS	%	ELEMENTS	%
P ₂ O ₅	5,16	Nb ₂ O ₅	0,18
CaO	32,14	Zn (ppm)	420
MgO	15,80	Cu (ppm)	14
Fe ₂ O ₃	4,82	Pb (ppm)	58
K ₂ O	0,49	U (ppm)	5
Al ₂ O ₃	0,83	Th (ppm)	23
SiO ₂	4,09	Hg (ppb)	10
Na ₂ O	0,08	Volatiles	34,80
MnO	0,99	TOTAL	99,38

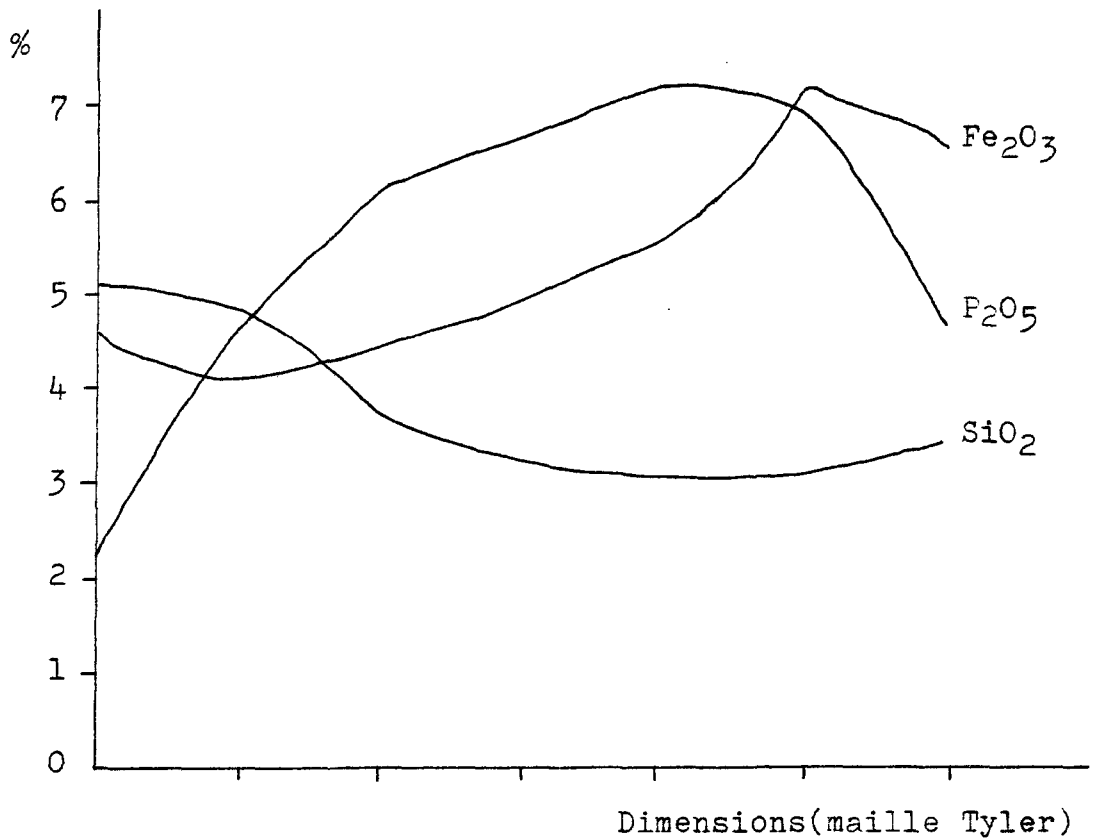
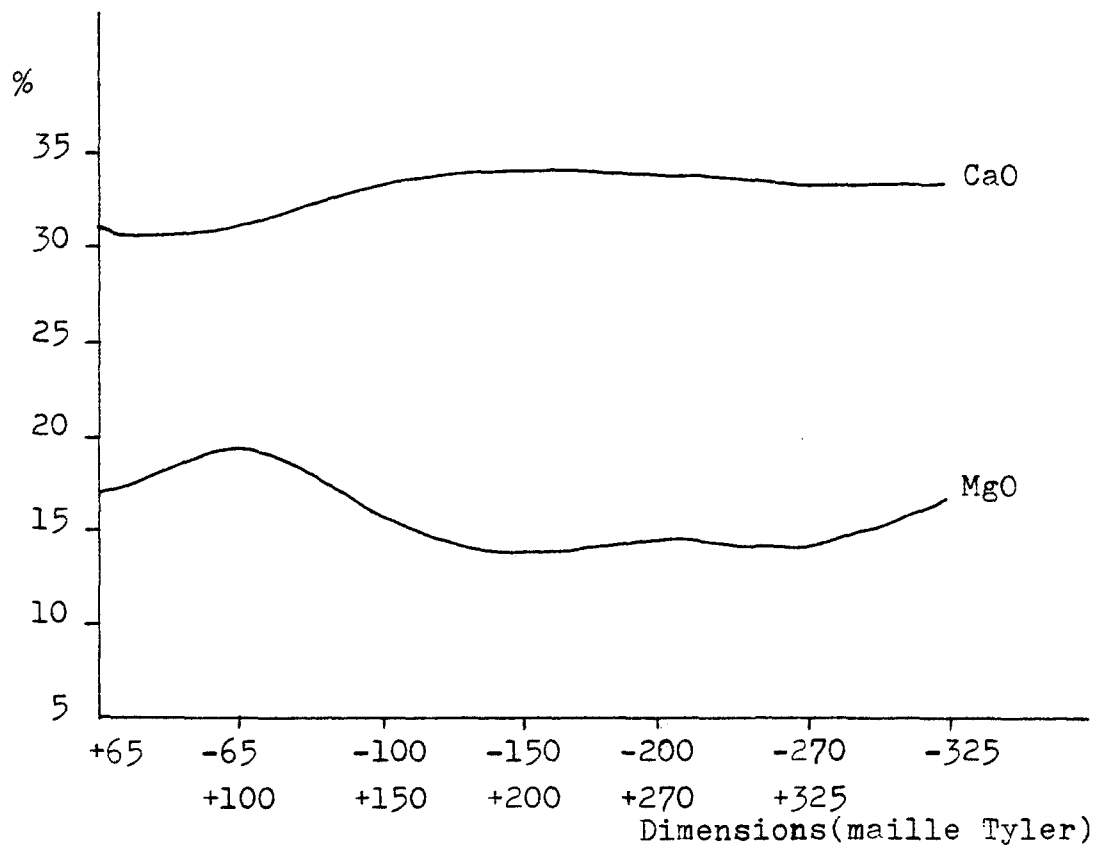
Tableau 7. Analyse chimique totale du rejet total deschlammé.

Des analyses chimiques faites sur les différents paliers granulométriques n'ont fait ressortir aucune variation significative. (Annexe 6, graphique 4). Le calcium et le magnésium demeurent à peu près stables dans toute l'étendue de la granulométrie tandis que le phosphore subit une augmentation de 4,5% en se dirigeant vers les fines particules, pour ensuite diminuer à partir du tamis no 270. Le fer qui diminue au départ, augmente graduellement jusqu'à 7% et subit finalement une baisse. La silice diminue progressivement passant de 5 à 3,5%.

3.5 Identification des éléments bénéfiques et délétères

3.5.1 Contenu en éléments bénéfiques

En nous rapportant aux analyses précédentes, nous sommes maintenant en mesure d'identifier et de quantifier les éléments désirables présents dans les rejets de carbonate-apatite de St-Honoré. Le phosphore, malgré des teneurs plutôt faibles, constitue la composante de première valeur de ces résidus. Celui-ci joue un rôle prépondérant dans le métabolisme des cellules



Graphique 4. Variations du CaO, MgO, Fe₂O₃, P₂O₅ et SiO₂ en fonction de la dimension des grains du rejet total deschlämmé de Niobec.

vivantes, le phosphore fournit de l'énergie à partir des liens phosphates. Il tend à hâter la maturation des plantes par son influence directe sur la division cellulaire. Dans les végétaux, il entre dans la composition des phospholipides et des acides nucléiques. Le contenu élevé en calcium des rejets n'est certes pas à négliger. Celui-ci sert à maintenir les conditions biologiques et physiques favorables des sols, en plus d'agir comme élément nutritif. Son utilisation principale se situe au niveau du contrôle de l'acidité des terres agricoles. D'autre part, le magnésium présent en quantité appréciable dans les résidus, entre dans la composition du sol et sert à nourrir les végétaux. Il est un constituant majeur de la molécule de chlorophylle où il joue le rôle premier dans le métabolisme du phosphore.

D'autres éléments constitutifs des rejets, comme le manganèse, le zinc, le cuivre et le plomb sont également d'une importance vitale pour les végétaux. Ces oligo-éléments utilisés en petites quantités par les plantes (ppm), participent aux échanges effectués dans le sol.

3.5.2 Contenu en éléments délétères et normes

Tout élément inutilisable par les plantes et susceptible de s'accumuler dans les sols, est considéré comme délétère. En s'appuyant sur cette définition, nous pouvons faire le bilan des différentes composantes nuisibles contenues dans les résidus de Niobec. Il est tout d'abord intéressant de noter les faibles teneurs en silice et alumine de ces rejets. Ces deux éléments contribuent à l'appauvrissement des sols et ne sont d'aucune utilité pour les plantes. La toxicité engendrée par la présence de mercure et de fluor demeure un problème fort délicat. Heureusement, la proportion de ces éléments dans les rejets de Niobec est pratiquement négligeable. L'uranium et le thorium, à cause de leur propriété radioactive, représentent un sérieux danger pour la vie en général. Les quantités de ces éléments contenues dans les résidus de carbonate-apatite sont bien en deçà des normes tolérées et ne constituent aucun danger dans l'utilisation de ces résidus. (Tableau 7).

La réglementation entourant tout l'aspect des polluants, laisse peu de marge de manoeuvre en ce qui concerne la dose acceptable de matière non désirée pouvant être introduite dans l'environnement, comme le démontre l'article 20 extrait de la loi de la qualité de l'environnement: (Editeur officiel du Québec, 1979).

"Nul ne doit émettre, déposer, dégager ou rejeter ni permettre l'émission, le dépôt, le dégagement ou le rejet dans l'environnement d'un contaminant au-delà de la quantité ou de la concentration prévue par le règlement du lieutenant-gouverneur en conseil. La même prohibition s'applique à l'émission, au dépôt, au dégagement ou au rejet de tout contaminant dont la présence dans l'environnement est prohibée par règlement du lieutenant-gouverneur en conseil ou est susceptible de porter atteinte à la vie, à la santé, à la sécurité, au bien-être ou au confort de l'être humain, de causer du dommage ou de porter autrement préjudice à la qualité du sol, à la végétation, à la faune ou aux biens".

Cette loi couvre tout le champ des produits pouvant renfermer des contaminants¹. Le problème se situe au niveau des règlements ou normes applicables aux matières fertilisantes. Avant la mise en marché d'un produit, un office de contrôle du gouvernement devra procéder selon la loi à des essais de toxicité et de radioactivité.

Dans le cadre de ce projet, nous avons réalisé une série de tests dans le but de vérifier le degré de radioactivité des rejets de Niobec. La méthodologie employée suivait en tout point celle énoncée par le Service de protection de l'environnement du Québec. Dans un contenant de dimension connue, nous introduisions le matériel à analyser. Le bruit de fond de l'endroit où sont effectuées les mesures, est préalablement décelé. Les lectures furent prises à l'aide d'un appareil Texas Nuclear modèle 2652, avec comme unité la miliroentgen par heure (mR/h). Aucune variation ne fut enregistrée dû à la présence des résidus. Le niveau de rayonnement gamma exprimé n'a pas dépassé celui perçu initialement en bruit de fond qui se situait à 0,005 mR/h. Les normes du Service de protection de l'environnement du Québec sont très strictes sur ce point. La contribution additionnelle pour

¹ Contaminant: une matière solide, liquide ou gazeuse, un micro-organisme, un son, une vibration, un rayonnement, une chaleur, une odeur, une radiation ou toute combinaison de l'un ou l'autre susceptible de quelque manière de porter atteinte à la qualité de l'environnement.

qu'un matériel soit utilisé auprès du public ne devrait pas dépasser plus de 5 mR/année. En l'absence de toute autre source d'exposition, une addition de 0,00057 mR/h est la limite pour l'exposition aux rayons gamma¹.

Une comparaison entre les rejets de Niobec et une chaux phosphatée produite en Floride et vendue au Québec nous a permis d'évaluer le contenu en éléments délétères de chacun. (Tableau 8). Ces chiffres démontrent

ELEMENTS	PHOSPHATE DE FLORIDE	CONCENTRE DE CARBONATES	REJET TOTAL DESCHLAMME
SiO ₂	31,10	1,85	4,09
Al ₂ O ₃	13,05	0,23	0,83
Hg (ppb)	150	20	10
U (ppm)	25	2	5
Th (ppm)	13	30	23
F	1,12	0,30	0,27

Tableau 8. Comparaison du contenu en éléments délétères entre les rejets de Niobec et une chaux phosphatée floridienne.

clairement que les rejets de la mine Niobec de St-Honoré ne présentent pas de concentrations d'éléments nuisibles ou toxiques et sont mêmes comparables à des produits déjà existants sur le marché. Une vérification stricte devrait toutefois être effectuée avant la mise en marché d'un ou des produit(s) issu(s) du traitement de ces rejets.

¹ Les normes concernant le rayonnement alpha n'étaient pas disponibles. De plus, nous n'avions pas de sonde alpha à notre disposition.

CHAPITRE 4

ETUDES TECHNIQUES DE MISE EN VALEUR DES REJETS DE CARBONATE-APATITE

4.1 Application de différentes méthodes de traitement pouvant permettre la concentration du phosphore de Niobec

4.1.1 Cyclonage du concentré de carbonates

Les teneurs élevées en phosphore dans la partie grossière de la granulométrie du concentré de carbonates ont motivé, dans un premier temps, le développement d'un procédé capable d'effectuer une coupure sur celle-ci, entraînant la concentration du phosphore. Le cyclone, à cause de sa simplicité d'utilisation et de son coût d'achat relativement faible, nous semblait l'appareil le mieux indiqué pour ce genre d'opération. Deux (2) unités ayant des diamètres respectifs de 15 et 50 mm étaient disponibles. Celles-ci faisaient partie d'un montage en circuit fermé comprenant un réservoir, un moteur, une pompe et un manomètre à pression.

La première série d'essais réalisée à l'aide du cyclone de petit diamètre (15 mm) avait pour but d'évaluer un certain nombre de facteurs. La densité de la pulpe et la pression avec laquelle celle-ci est admise dans le cyclone constituent les paramètres de base à contrôler. Le matériel en suspension entre dans le cyclone et forme un vortex primaire le long de la surface cylindrique et conique de celui-ci. Le couloir ainsi formé entraîne les grosses particules vers la sous-verse. La plus grande partie du liquide est forcée de quitter le cyclone par un orifice pratiqué au centre de la partie supérieure de ce dernier. La basse pression générée au centre provo-

que la naissance d'un vortex secondaire qui entraîne les fines particules vers la surverse. (Trawinski, 1976). Les dimensions de l'appareil, c'est-à-dire son diamètre interne, celui de l'entrée de l'alimentation et des sorties (sous-verse et surverse) ainsi que l'angle de la partie conique, ont une influence directe sur la dimension de coupure.

A cause de la très grande quantité de fines particules dans le concentré de carbonates, l'utilisation d'un cyclone de faible diamètre n'a produit aucun résultat probant. Le matériel était simplement deschlammé avec une élimination partielle des grains de 20 à 30 microns. La proportion du poids devant s'écouler à la surverse se situant entre 65 et 80%, un appareil de si faible dimension n'a pas permis d'obtenir une coupure adéquate de cette granulométrie.

Dans une seconde étape, un cyclone de 50 mm a été essayé. Son utilisation a présenté, dans un premier temps, quelques difficultés d'ordre technique¹. Pour pallier ces problèmes, une période de conditionnement a été allouée avant l'échantillonnage. Lorsque la pression se stabilisait au niveau désiré, nous prélevions un échantillon chronométré de la sous-verse et de la surverse. Les densités élevées de pulpe utilisées (60 à 70% solide) provoquaient des congestions à l'intérieur du cyclone. Par ailleurs, les résultats obtenus démontrent, d'une façon probante, les possibilités du cyclone comme méthode de concentration de l'apatite. (Tableau 9). En pratique,

ESSAI #	DENSITE PULPE (%)	PRESSION (psi)	ALIMENTATION	SOUS-VERSE (% P ₂ O ₅)	SURVERSE
4	65	4	9,47	13,62	7,04
5	"	6	"	16,50	7,01
6	"	8	"	18,16	6,88
7	"	10	"	18,97	6,90

Tableau 9. Essais de cyclonage à hautes densités de pulpe (cyclone de 50 mm).

¹ Une insuffisance du moteur et de la pompe entraînait des baisses de pression immédiatement après la mise en marche.

nous ne pourrions appliquer industriellement cette façon de procéder à cause des coûts de pompage prohibitifs et des possibilités accrues de bris qui en limitent l'utilisation¹.

Malgré ce problème, il a été décidé d'utiliser le concentré de carbonates à la sortie des auges d'évacuation avec des densités de pulpe variant de 27 à 32% comme alimentation. Les résultats s'avérèrent très intéressants et nous avons pu observer que les teneurs en P_2O_5 augmentaient très nettement en fonction de la dimension de coupure. (Tableau 10). A partir des résultats exprimés au tableau 10, nous avons envisagé un cyclonage en deux (2) étapes. A la première étape, le concentré de carbonates est soumis à

ESSAI #	DENSITE PULPE (%)	PRESSION (psi)	ALIMENTATION % P_2O_5	SOUS-VERSE	SURVERSE	d_{50} ¹ (µm)	POIDS (%) SOUS-VERSE	POIDS (%) SURVERSE	RECUPE-RATION (%)
34	27	2	7,63	8,37	5,18	29	71	29	78
35	27	4	"	11,54	4,60	38	59	41	72
36	32	8	9,72	14,37	5,66	39	49	51	81
37	32	2	"	11,99	5,75	32	65	35	80
38	40	8	8,56	13,91	4,76	42	46	54	69
39	44	8	"	16,05	5,71	46	30	70	55

Tableau 10. Essais de cyclonage réalisés avec un cyclone de 50 mm de diamètre.

¹ Déterminé sur une courbe de partage. (Ex.: Annexe 7).

un deschlammage. La sous-verse résultante subit une dilution avant d'alimenter le cyclone de la seconde étape. Un essai de ce type a été réalisé en utilisant le cyclone de 50 mm et a démontré un contenu en P_2O_5 de la sous-verse secondaire qui correspond à celui exprimé lors des analyses des fractions granulométriques et même un peu supérieur. (Tableau 11).

¹ En industrie, les densités solides couramment utilisées ne dépassent guère 40 à 45%.

ESSAI #	DENSITE PULPE (%)	PRESSION (psi)	ALIMENTATION % P ₂ O ₅	SOUS-VERSE % P ₂ O ₅	SURVERSE % P ₂ O ₅	d ₅₀ (µm)	POIDS (%) SOUS-VERSE	POIDS (%) SURVERSE	RECUPERATION (%)
43-P	31	10	10,05	13,94	4,03	35	49	51	69
43-S	20	10	13,94	20,73	13,91	55	48	52	49

Tableau 11. Essais de cyclonage double exécuté sur le concentré de carbonates (cyclone de 50 mm).

Le concentré d'apatite obtenu dose 20,73% P₂O₅ et compte pour environ 25% du poids de l'échantillon initial. Ces chiffres confèrent au procédé une récupération de 49% de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates. A partir de ces résultats, il est possible d'élaborer un schéma de traitement du concentré de carbonates par un système de cyclonage double. (Figure 7).

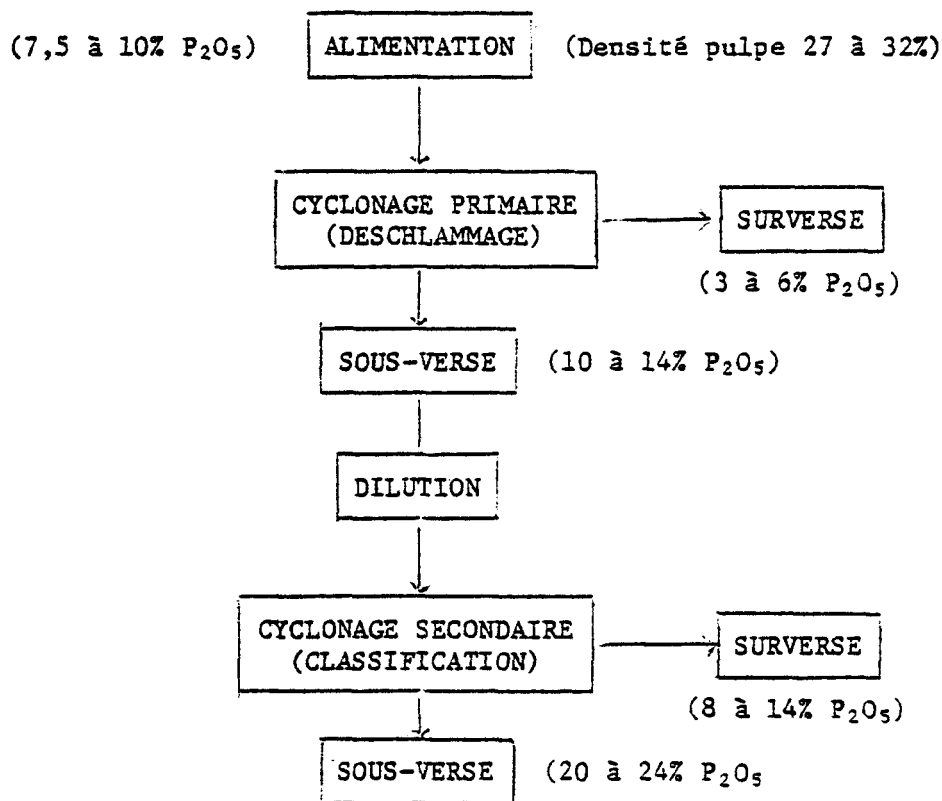


Figure 7. Diagramme d'écoulement montrant les étapes de traitement du concentré de carbonates par cyclonage double (cyclone 50 mm).

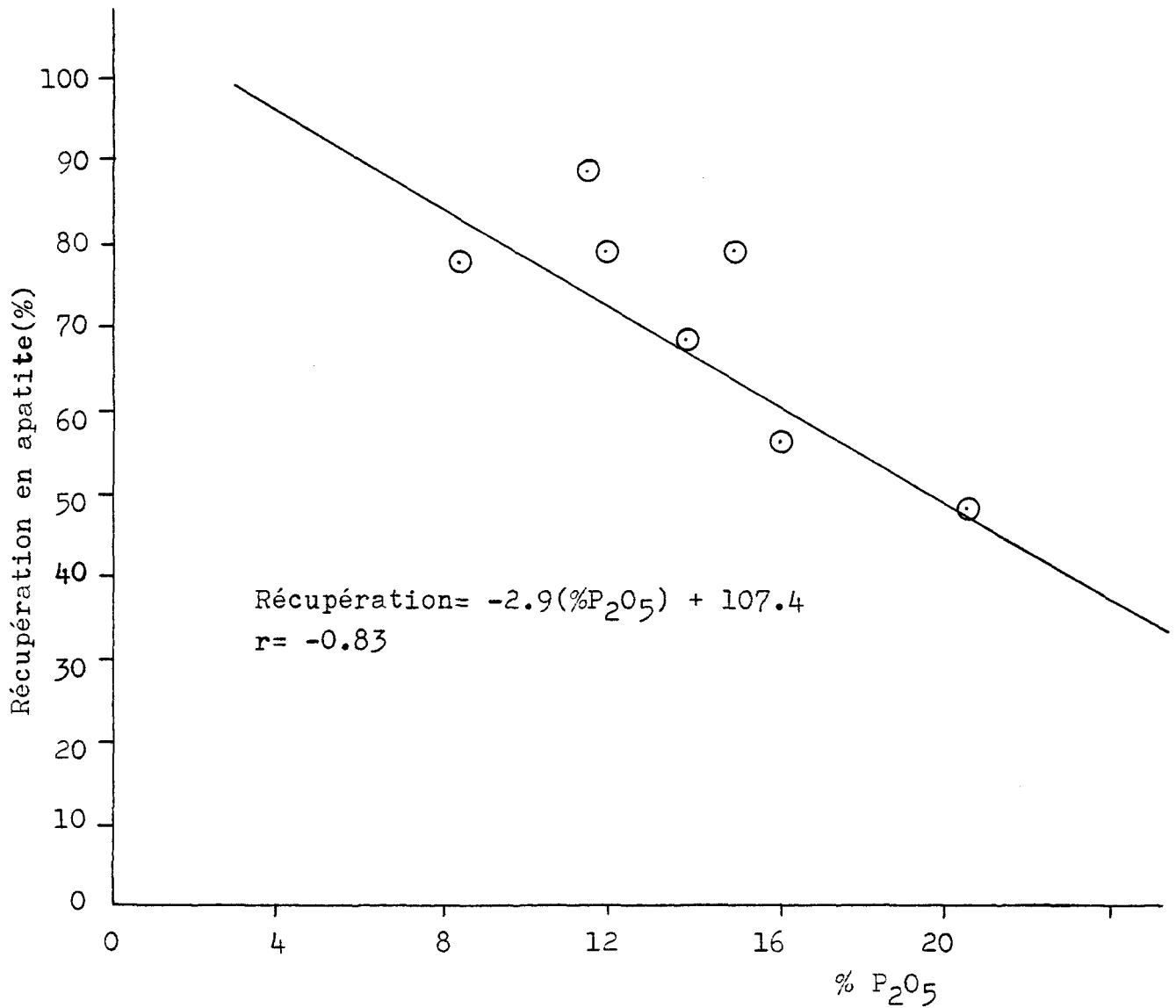
Ce mode de traitement offre des avantages certains au niveau des coûts d'équipement et de production. Par contre, les teneurs en P_2O_5 , la récupération en apatite et le poids du concentré (sous-verse) obtenus ne correspondent pas à certains critères économiques. Le plus sérieux handicap du procédé de cyclonage se situe au niveau des teneurs en phosphore à la sous-verse. En disposant sur un graphique les teneurs en P_2O_5 en fonction de la récupération, nous pouvons noter une forte corrélation entre ces deux paramètres. (Graphique 5). De plus, par extrapolation sur la courbe ainsi obtenue, il devient facile d'évaluer les possibilités optimales du cyclone pour concentrer l'apatite. Une récupération de l'ordre de 38% correspond à une teneur de 24% P_2O_5 sur le graphique¹. Si nous considérons l'ensemble des rejets (100% apatite), la récupération maximale espérée tombe à 19%, ce qui est tout à fait insuffisant. Le procédé est également limité par de faibles poids des concentrés lorsque les teneurs en P_2O_5 atteignent des niveaux acceptables (20% P_2O_5 et plus).

4.1.2 Séparation de l'apatite par gravité

Le contenu en phosphore du concentré de carbonates de Niobec est directement fonction de la dimension des particules. Nous avons également observé un différentiel de densité entre l'apatite et les carbonates ($\approx 0,2$) qui ont motivé l'essai de la table à secousses Wilfley comme méthode de concentration de l'apatite du concentré de carbonates. La méthode est basée sur la longueur du parcours effectué par une particule sur un plan incliné à la surface duquel s'écoule, par gravité, un film liquide. Le déplacement de la particule est fonction de sa taille, sa densité et sa forme, de la pente et de la rugosité de la surface et de la vitesse d'écoulement du film d'eau. (Blazy, 1970). L'appareil de type Wilfley se compose de réglettes d'épaisseur variable, parallèles au rebord de la table. Un système mécanique transmet aux particules une série d'oscillations longitudinales qui permet la différenciation des particules par une sédimentation forcée.

Dans un premier groupe d'essais, le concentré de carbonates, sous forme de pulpe de densité élevée (70 à 80%) servait à alimenter la table. Le pourcentage très important de fines produisant alors un retard des particules

¹ Cette teneur est le minimum accepté pour le procédé de transformation par four à arc électrique.



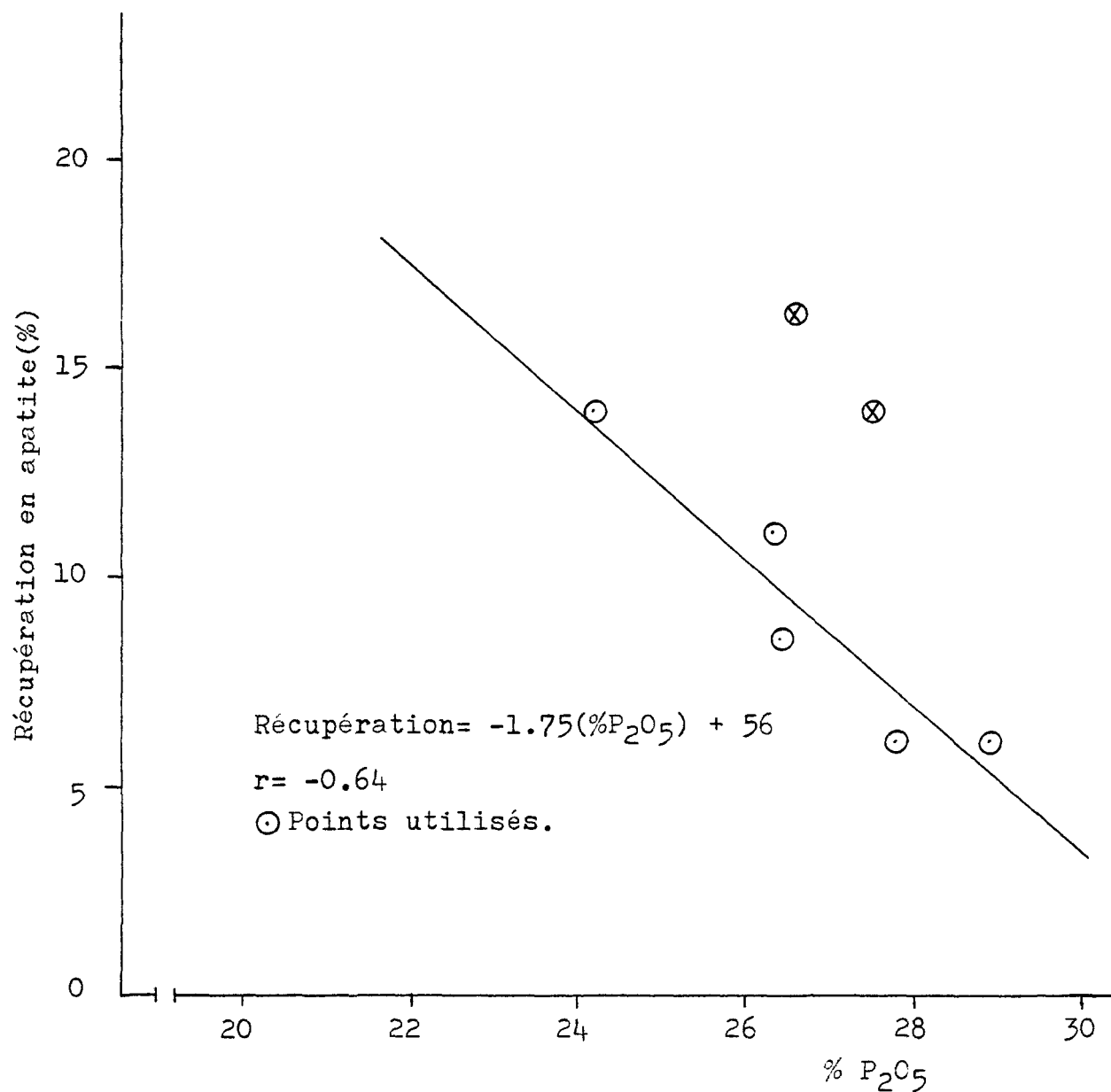
Graphique 5. Récupération en apatite en fonction de la teneur en P₂O₅ des concentrés réalisés à l'aide d'un cyclone. (c.f. tableaux 10 et 11)

grossières derrière les réglettes. La floculation des fines entraînait également ces particules jusqu'au concentré. L'examen au binoculaire des produits résultants de ces essais a confirmé nos observations et le concentré était relativement pauvre en apatite. Pour pallier la difficulté d'obtenir une sédimentation appropriée des grosses particules, le concentré de carbonates a été soumis à un deschlammage préalable. La sous-verse devenait alors l'alimentation de la table à secousses. Les teneurs en phosphore des concentrés se sont immédiatement améliorées. (Tableau 12). Par contre, le poids final du concentré et la récupération de l'apatite ont régressé considérablement. Le concentré ne représente plus que 5 à 10% du poids total, avec une récupération maximale de 16%. Cette méthode de concentration, malgré des teneurs acceptables, n'a pas permis de rentabiliser les opérations de traitement.

ESSAI #	MATERIEL UTILISE	% P ₂ O ₅ ALIMENTATION	% P ₂ O ₅ CONCENTRE	% POIDS DU CONCENTRE	RECUPERATION APATITE (%)
TS-4	SO-37	11,99	26,32	5,0	11,0
TS-7	SO-37	"	26,36	4,0	8,4
TS-8	SO-35	11,54	27,71	2,5	6,0
TS-10	SO-36	14,37	24,19	8,5	14,0
TS-11	SO-36	"	27,51	7,5	14,0
TS-12	SO-41	10,30	26,62	6,5	16,3
TS-13	SO-41	"	28,80	2,0	6,0

Tableau 12. Résultats des essais réalisés sur une table à secousses à partir du concentré de carbonates deschlammé.

La courbe de la récupération en fonction des teneurs démontre sans équivoque la non-viabilité d'un tel procédé de concentration. (Graphique 6).



Graphique 6. Récupération en apatite en fonction de la teneur en P₂O₅ des concentrés réalisés à l'aide d'une table à secousses Wilfley. (c.f. tableau 12)

4.1.3 Flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates

Les faibles taux de récupération des méthodes de concentration précédentes ne laissaient d'autre alternative que la flottation soit directe ou indirecte. Il est possible de flotter les carbonates à l'aide d'un acide gras et de déprimer l'apatite avec de l'acide phosphorique. (de Belinko et al, 1976). Le concentré de carbonates se prête très bien à ce type de flottation inversée, avec un contenu en carbonates de l'ordre de 80%. C'est ce procédé qui fut mis au point par le Centre de Recherches Minérales du Québec (CRMQ) en 1978. (Delisle, 1979). L'acide phosphorique sert à déprimer l'apatite dans le concentré de carbonates. Une émulsion d'un mélange d'acides gras, l'Acintol FA-3, est utilisée pour flotter les carbonates. Dans une seconde étape, la finition du concentré d'apatite s'effectue en flottant la silice et les carbonates restants avec un aminé, le Duomac C. Le chlorure d'aluminium déprime l'apatite durant cette phase du traitement. Le pH est maintenu entre 4,5 et 5,0 tout au long des étapes décrites à l'aide d'acide sulfurique. La description d'un essai standard (essai no 95) apparaît à l'annexe 8.

Des résultats très intéressants furent obtenus par l'application de ce procédé. (Tableau 13). Les concentrés produits montrent entre 32 et 40% de P_2O_5 avec des récupérations en apatite se situant entre 58 et 75%. La portion du poids de l'échantillon se retrouvant au concentré se situe entre 17,5 et 24,0%. La figure 8 décrit les différentes étapes du traitement du concentré de carbonates par la méthode préconisée par le CRMQ.

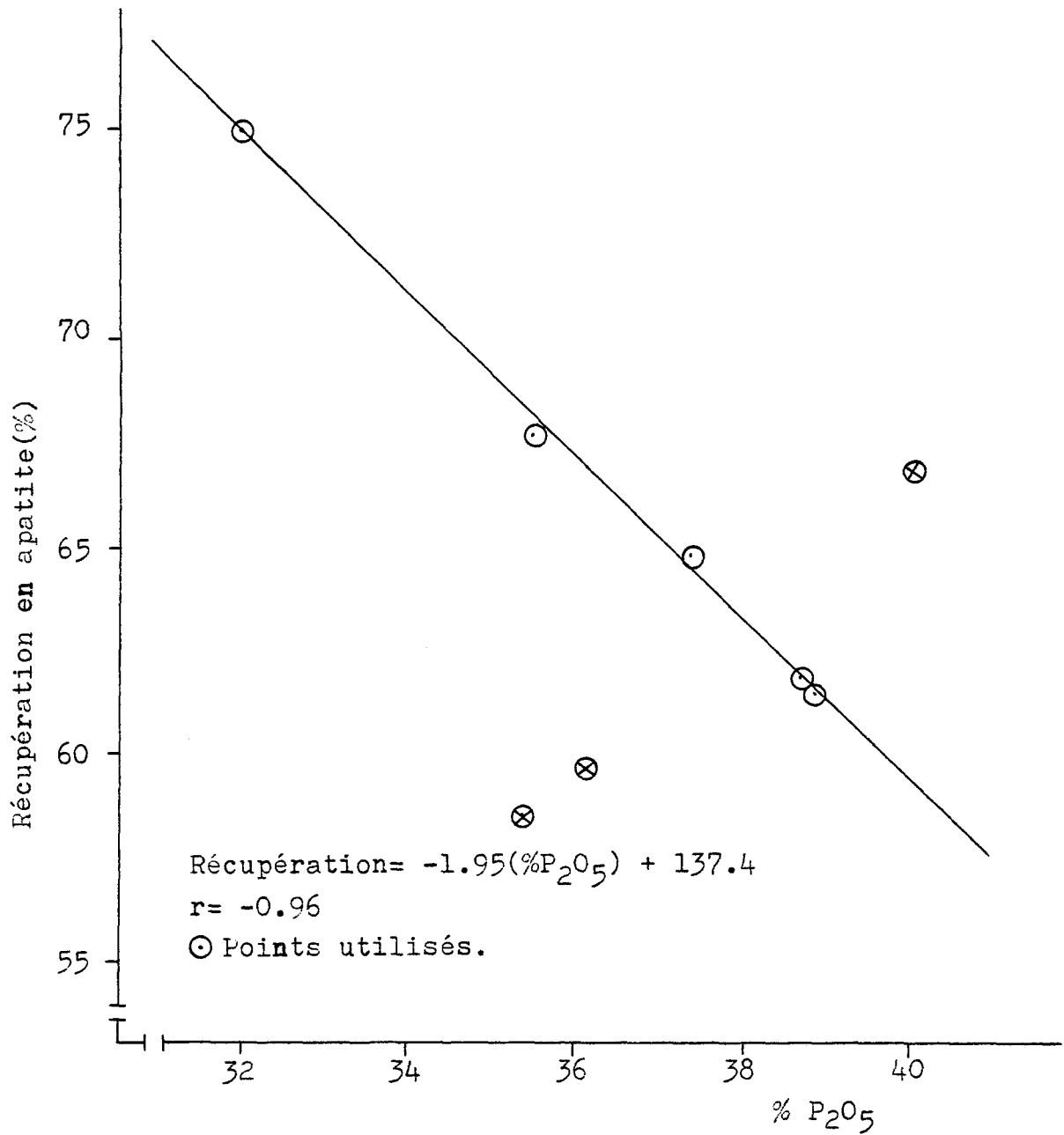
Au cours du quatrième trimestre de l'année 1979, le CRMQ a fait franchir au procédé de laboratoire, l'étape de l'usine-pilote. Installé dans l'usine de concentration de Niobec, le montage d'essai semi-industriel pouvait traiter 250 kilogrammes par heure, soit 1/91 du poids total de concentré de carbonates rejeté. Initialement, les concentrés d'apatite issus de ce traitement contenaient moins de 30% P_2O_5 . L'addition d'un moussant, le Dowfroth 250, en petites quantités, a permis de hausser considérablement les teneurs en phosphore. En moyenne, celles-ci ont atteint 34% P_2O_5 , combiné à une récupération de 75,2% dans 22,1% du poids total du concentré de carbonates. (Delisle, 1980).

ESSAI #	ALIMENTATION % P ₂ O ₅	CONCENTRE	RECUPERATION APATITE (%)	% POIDS DU CONCENTRE
91	10,7	35,4	58,42	17,65
92	10,6	36,2	59,67	17,42
94	10,6	40,0	66,79	17,78
96	10,9	38,8	61,88	17,36
97	10,8	38,9	61,40	16,99
99	10,2	35,5	67,64	19,41
100	"	37,4	64,82	17,69
101	"	32,0	75,02	23,97

Tableau 13. Essais de flottation inversée de l'apatite à partir du concentré de carbonates de Niobec (résultats extraits de Delisle, 1979). (Voir graphique 7).

4.1.4 Flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlammé

Le rejet total deschlammé offre également un potentiel intéressant comme minéral phosphaté. Malgré sa faible teneur en P₂O₅, sa granulométrie libre de fines particules a motivé la recherche d'une méthode de traitement pouvant s'adapter à ce type de rejet. Le Congrès International de Minéralurgie tenu à Calgliari (Italie) au printemps 1975, a permis de faire le point sur la valorisation des minerais phosphatés à gangue carbonatée et à faible teneur en P₂O₅. (de Belinko et al, 1976). Le problème fondamental se situe au niveau de la séparation d'un minéral phosphaté (apatite) d'une exo gangue carbonatée (calcite + dolomite). Dans le cas que nous analysons, il semble que seule la flottation pourrait s'avérer efficace. Le choix de la méthode de séparation est limité par la complexité minéralogique et les basses teneurs en P₂O₅ du rejet total deschlammé. La minéralogie de ce dernier se compare en tout point avec celle de l'alimentation de Niobec décrite au



Graphique 7. Récupération en apatite en fonction de la teneur des concentrés réalisés à l'aide de la méthode de flottation inversée du C.R.M.Q.. (c.f. tableau 13)

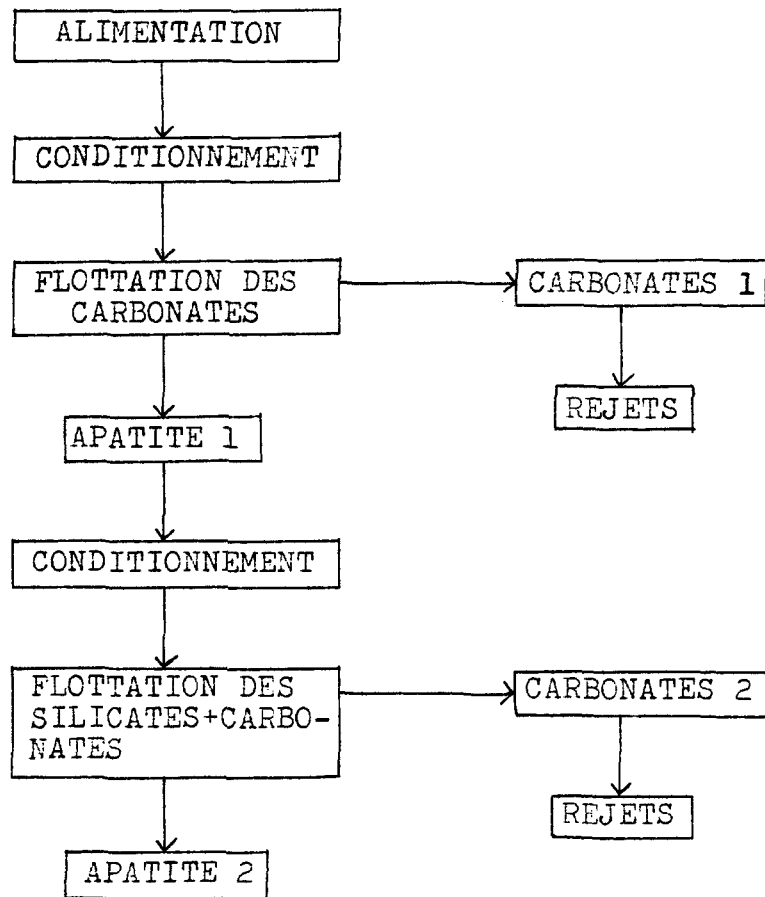


Figure 8. Diagramme d'écoulement montrant les différentes étapes du procédé de flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates de Niobec. (Delisle, 1979)

chapitre 2. Elle se compose d'oxydes de fer, de silice, de carbonates et d'apatite. La sélectivité médiocre entre l'apatite et les carbonates lors de la flottation peut toutefois être améliorée à l'aide de déprimants des carbonates tels que les tannins, les amidons, les sucres et alcools dérivés, et par des combinaisons de ces réactifs.

A la mine Jacupiranga au Brésil, on traite avec succès une carbonatite titrant en moyenne 5% P_2O_5 . (Silvia et Andery, 1972). En comparant la composition chimique de ce minerai phosphaté avec celle du rejet total deschlammé de Niobec, nous remarquons plusieurs points de similitude. (Ta-

OXYDES	ST-HONORE (QUEBEC)	JACUPIRANGA (BRESIL)
P_2O_5	5,16	5,20
CaO	32,14	51,00
MgO	15,80	3,40
Fe_2O_3	4,82	2,60
SiO_2	4,09	0,20

Tableau 14. Comparaison entre la composition chimique d'un minerai phosphaté brésilien et le rejet total deschlammé de Niobec.

bleau 14). Ces derniers renferment les mêmes minéraux mais avec des quantités différentes. D'une part, le minerai brésilien est constitué de 80% de carbonates, principalement sous forme de calcite. D'autre part, le rejet total deschlammé se compose de 65% de carbonates, en grande partie, dolomitiques. Un examen détaillé du procédé qui a été mis au point au Brésil, permet de conclure qu'il est à la fois simple et fort complexe. (de Belinko, 1977 et Andery,

1968). On peut le résumer de la façon suivante:

- i) Conditionnement: On ajoute à la pulpe (65 à 70% solide) entre 400 et 1500 g/t de déprimant des carbonates. Il s'agit d'un mélange d'amidon commercial (en solution 10%) et de NaOH (en solution 10%) dans des proportions égales, qui après mélange, donne une gelée translucide. La durée de conditionnement du minerai en contact avec le déprimant varie de 10 à 15 minutes, avec un pH se situant entre 7,5 et 10,0. La dilution de la pulpe (augmentation du volume) se fait en fin d'opération.

- ii) Flottation de dégrossissage: La pulpe doit offrir une densité solide de l'ordre de 20 à 30% avec un pH entre 7,5 et 9,0. On ajoute à cette pulpe entre 150 et 500 g/t de collecteur qui constitue la consommation totale. Tout acide gras commercial à forte teneur en acides gras non saturés peut servir d'agent collecteur¹. L'opération de flottation dure de 1 à 10 minutes dépendamment de la teneur en phosphore à l'alimentation. A ce stade, le désécumage s'avère être une opération majeure qui doit être réalisée avec minutie et délicatesse.
- iii) Flottation de finition des concentrés de dégrossissage: Les divers paramètres et facteurs à contrôler à cette étape sont le contrôle du pH, la durée de l'opération, le niveau de la pulpe dans les cellules et le dosage des réactifs additionnels.
- iv) Flottation de recyclage des queues de la flottation de dégrossissage: Les paramètres importants de cette étape sont le contrôle des réactifs additionnels, le débit du désécumage et le niveau de la pulpe dans les cellules.

Comme nous pouvons le constater, cette méthode de traitement utilise très peu de réactifs, tant au niveau de la diversité que des quantités. Par contre, son application demeure très délicate et demande un contrôle stricte de plusieurs variables. Malgré ces difficultés, les points de similitudes qui existent entre le minerai brésilien et le rejet total deschlammé de Niobec à St-Honoré, ont permis de croire que cette méthode était la seule qui puisse donner des résultats économiquement rentables.

4.1.4.1 Essais de dégrossissage réalisés sur le rejet total deschlammé

Les essais de flottation furent exécutés à l'aide d'un appareil Agitair modèle LA-500. Le conditionnement de la pulpe à 65% solide était préalablement réalisé avec un agitateur Denver modèle D-12. Un pH mètre analogique Corning modèle 12 servait à vérifier le pH de la pulpe tout au long des opérations. Le matériel utilisé pour la flottation provenait du bassin de la mine Niobec et titrait en moyenne de 4,0 à 5,5% P₂O₅.

¹ Exemple d'acides gras non saturés: acide oléique et linoléique.

Description d'un essai standard (essai no 236)

Dans une première étape, une pulpe à 65% solide est formée par addition d'eau du robinet au rejet total deschlämmé. Par la suite, le déprimant constitué d'un mélange d'amidon de tapioca MRL-278 et de NaOH est ajouté à la pulpe au taux de 1 000 g/t. (Annexe 9). Ce mélange a subi ensuite un conditionnement d'une période de 13,0 minutes. Après cette étape, la pulpe est transférée dans la cellule de flottation tout en augmentant son volume par addition d'eau pour obtenir une densité solide de 26%. Le collecteur, de l'Acintol FA-3, saponifié avec du NaOH, est alors ajouté immédiatement après la mise en marche de l'agitateur. La flottation dure environ une (1) minute avec le désécumage manuel. Enfin, le concentré et le rejet sont récupérés, filtrés et séchés à l'étuve avant de subir une analyse chimique.

Les résultats obtenus lors de ces essais sont fort satisfaisants pour une première phase d'expérimentation. (Tableau 15). Les rapports de con-

ESSAI #	ALIMENTATION % P ₂ O ₅	CONCENTRE	RECUPERATION APATITE (T)	% POIDS DU CONCENTRE
174	5,3	16,14	63,0	18,0
184	"	15,56	55,5	14,4
195	"	16,10	55,6	14,9
202	"	17,44	53,0	14,8
236	4,3	16,19	66,7	15,7
246	"	14,29	71,9	15,2
251	"	15,37	68,1	15,1
253	"	13,10	70,6	16,0

Tableau 15. Résultats d'essais de dégrossissage effectués sur le rejet total deschlämmé en utilisant le procédé brésilien.

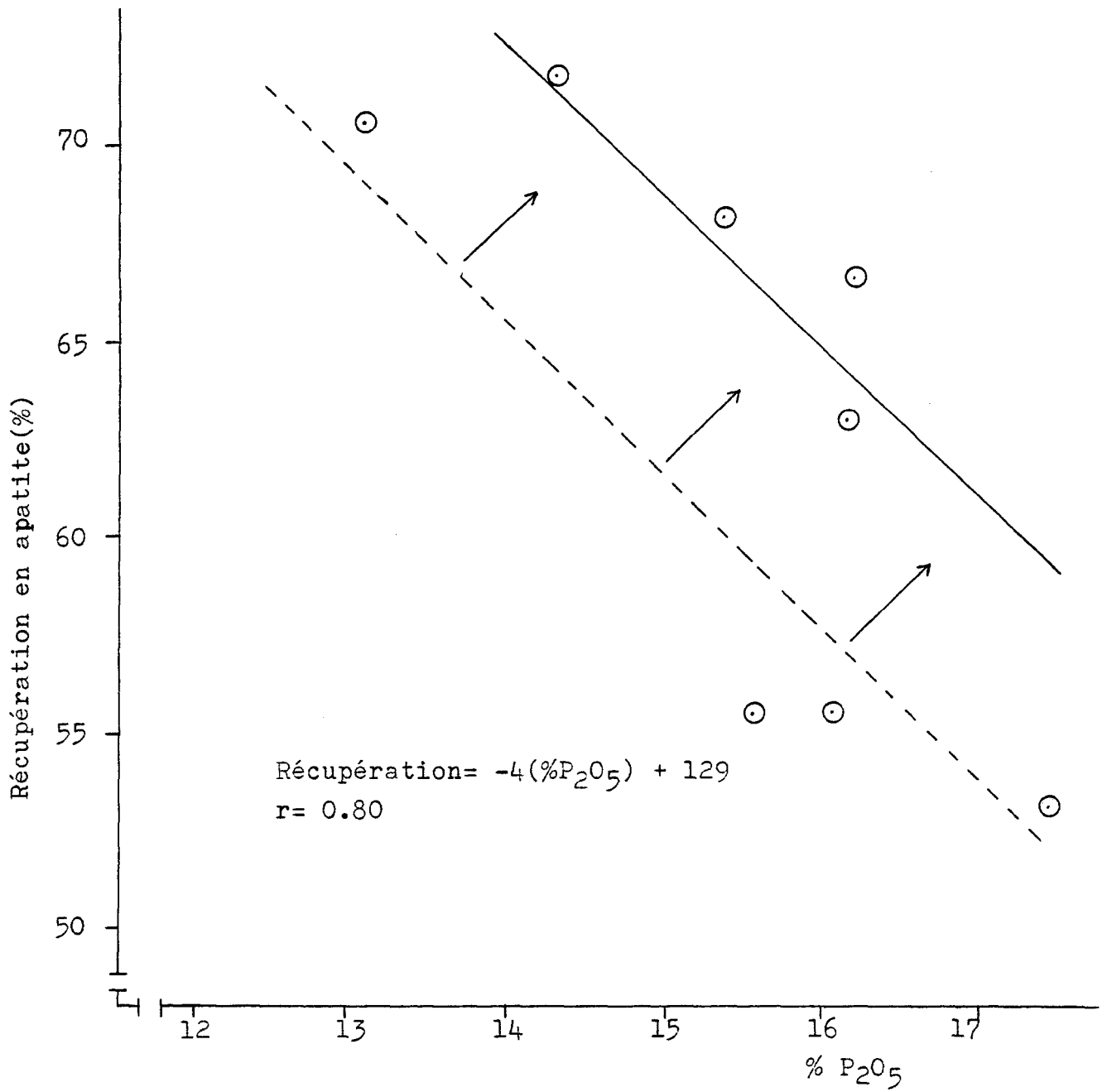
centration varient de 2,9 à 3,8 avec des récupérations en apatite oscillant entre 53 et 72%. Par contre, le poids du concentré par rapport à l'échantillon initial demeure faible avec des pourcentages variant de 14 à 18. Si nous portons en graphique les données du tableau 15, une relation importante entre la teneur en P_2O_5 et la récupération se dégage. L'ensemble des huit (8) essais semble se répartir en deux (2) groupes de points. (Graphique 8). La courbe de même pente décrite par ces points se déplace vers l'extrémité NE du graphique. Cette situation peut être interprétée comme une amélioration à la fois de la teneur et de la récupération au cours des essais de dégrossissage, ce qui laisse présager d'autres possibilités d'évolution dans le même sens pour une série d'essais subséquents.

4.1.4.2 Essais de finition réalisés sur les concentrés de dégrossissage

Dans le but de vérifier l'efficacité de la méthode utilisée, quelques essais de flottation secondaire furent tentés. Une composite des concentrés de dégrossissage nous a servis d'alimentation lors de ces essais. Une nouvelle pulpe était alors formée, titrant en moyenne 16,5% P_2O_5 . Afin de recréer le milieu déprimant caractéristique de la flottation primaire, un ajout du mélange amidon-NaOH devenait nécessaire. Une courte période de conditionnement complétait cette partie du traitement. Une certaine quantité de collecteur était ajoutée à la pulpe avant de procéder à la flottation pour permettre à l'apatite d'être collectée plus facilement.

Description d'un essai standard (essai no 214)

Le composite d'essais de dégrossissage est combiné à de l'eau du robinet pour former une pulpe à 28% solide. (Annexe 10). Nous ajoutons ensuite 2 000 g/t du mélange amidon-NaOH à celle-ci. Le tout est conditionné pendant une période de deux (2) minutes. Immédiatement après, le collecteur (Acintol FA-3) est introduit au taux de 150 g/t et nous flottons l'apatite durant 1,5 minute. Le concentré et le rejet sont récupérés, filtrés, séchés à l'étuve et analysés. Les concentrés résultants de ce raffinage offrent des teneurs et des récupérations très intéressantes. (Tableau 16).



Graphique 8. Récupération en apatite en fonction de la teneur des concentrés de dégrossissage réalisés à l'aide de la méthode de flottation directe. (c.f. tableau 15)

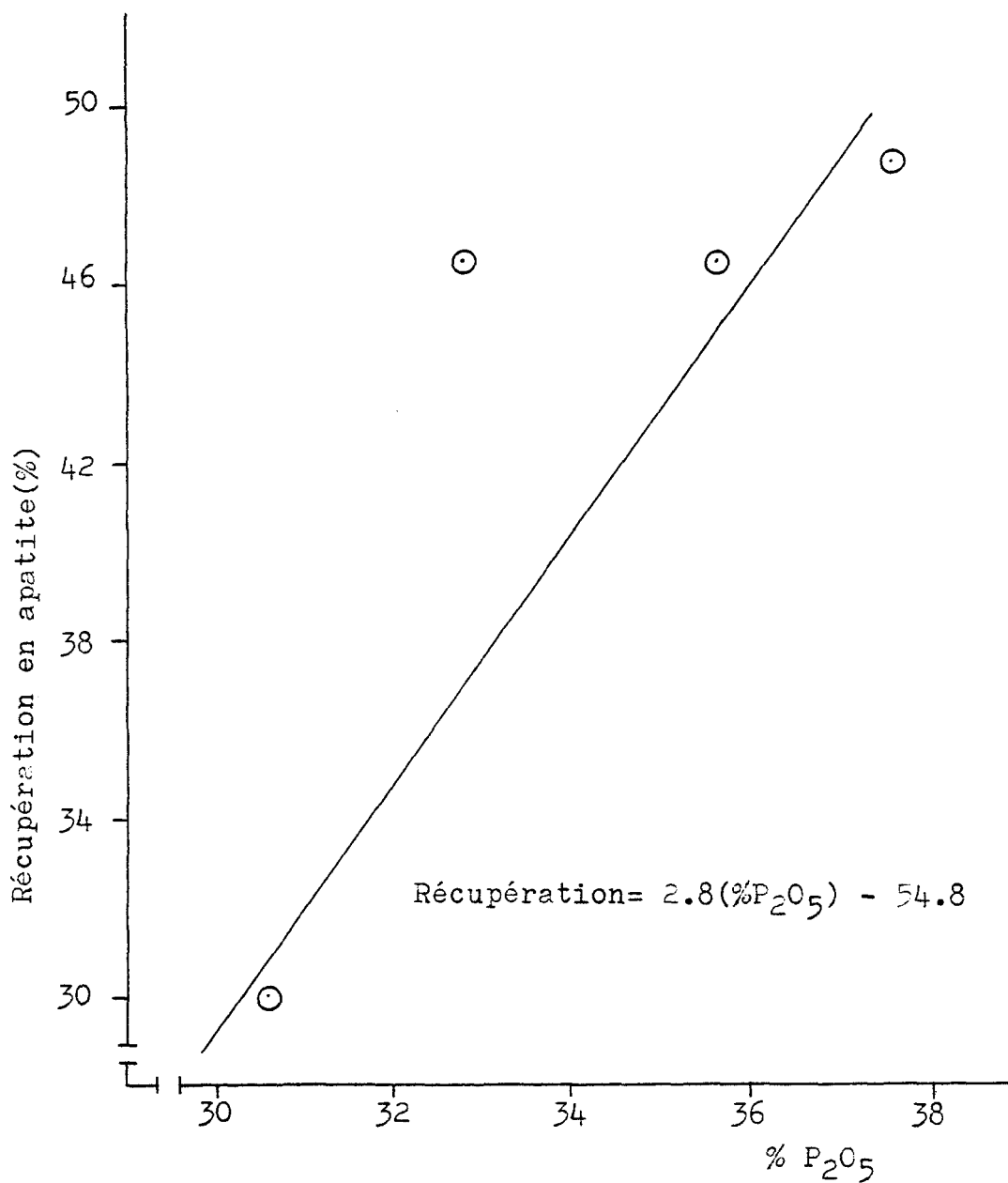
ESSAI #	ALIMENTATION % P ₂ O ₅	CONCENTRE	% POIDS DU CONCENTRE	RECUPERATION (%)	RECUPERATION TOTALE ¹
172	16,71	30,62	21,8	44,6	30,1
173	16,71	32,78	33,9	71,0	46,8
213	17,70	35,60	31,3	68,1	46,9
214	17,90	37,60	31,0	70,4	49,0

Tableau 16. Résultats d'essais de finition réalisés sur des composites d'essais de dégrossissage en appliquant le procédé brésilien.

¹ Calcul approximatif de la récupération par rapport à l'alimentation initiale (rejet total deschlämmé).

Un ensemble de variables fut modifié tout au long de ces essais pour permettre d'atteindre des teneurs et des récupérations plus élevées. Le temps de flottation a varié de 1,0 à 2,0 minutes avec un conditionnement préalable de 2,0 à 5,0 minutes. Les quantités de MRL-278-NaOH utilisées se situaient entre 2 000 et 3 000 g/t et celles du collecteur (Acintol-FA-3) entre 50 et 150 g/t.

Le calcul de la récupération globale nous a permis de mieux visualiser l'évolution de nos essais de finition. La courbe de la récupération en apatite versus le pourcentage en P₂O₅ apporte une nouvelle dimension à nos résultats. (Graphique 9). L'amélioration constante de la récupération et de la teneur confirme que notre orientation était la bonne. A partir de ces résultats, il est possible de bâtir un schéma de concentration tenant compte des divers aspects des étapes suivies pendant les essais de laboratoire. (Figure 9). Naturellement, même si ces résultats sont probants, la vérification expérimentale étant encore incomplète, nous ne pouvons pas recommander d'appliquer ce schéma d'écoulement au niveau d'étude semi-industrielle. En effet, d'autres essais de laboratoire devraient confirmer nos résultats et permettre d'optimiser la teneur et la récupération en phosphore dans l'étape de dégrossissage.



Graphique 9. Récupération en apatite en fonction de la teneur des concentrés de **finition** réalisés à l'aide de la méthode de flottation directe (c.f. tableau 16)

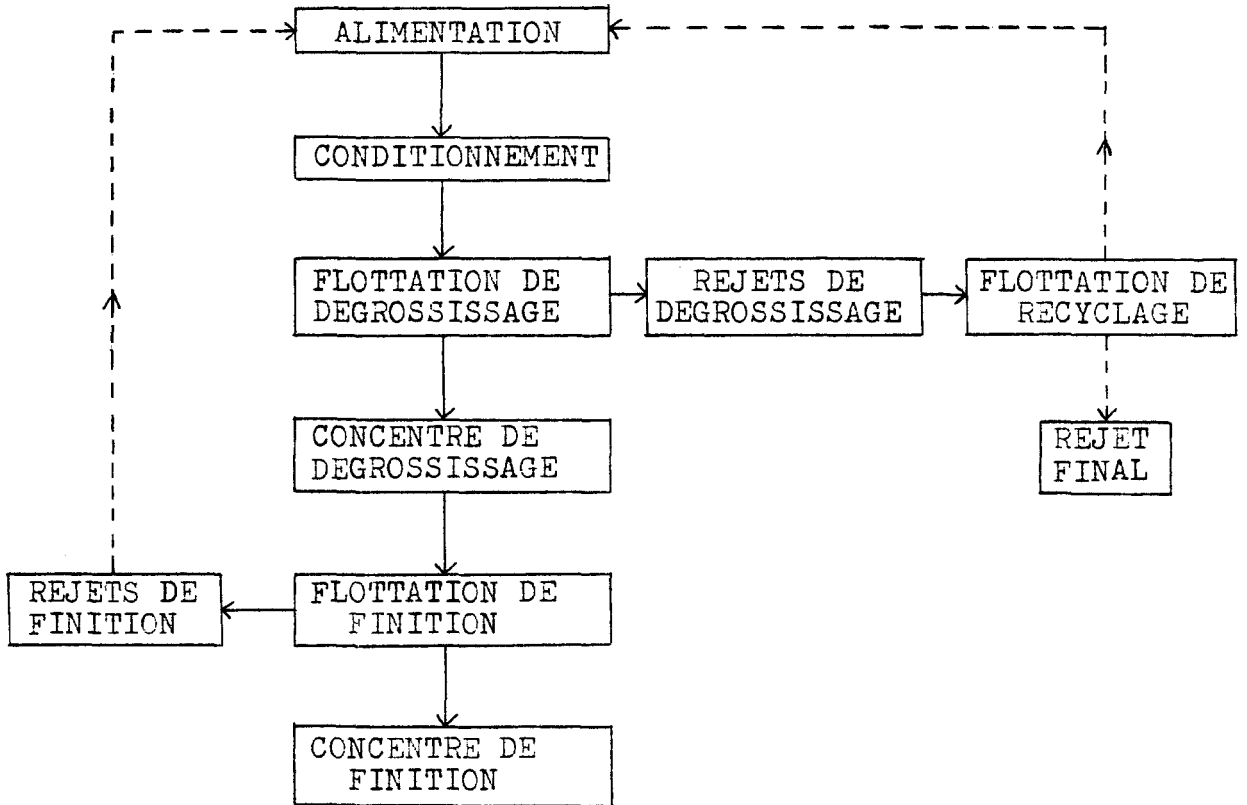


Figure 9. Diagramme d'écoulement montrant les différentes étapes d'un procédé de flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlammé de Niobec.

4.2 Etudes de solubilité de l'apatite en laboratoire

Le phosphore contenu dans l'apatite de la mine Niobec est lié à des ions fluor et carbonate. Pour évaluer son potentiel comme fumure minérale, il est nécessaire de déterminer le degré de solubilisation du minéral. Lorsque nous avons effectué cette étude, le meilleur concentré d'apatite que nous avons en notre possession était la sous-verse du cyclonage 43-S, dosant un peu plus de 20% P_2O_5 . Ce concentré fut soumis à ces essais en compagnie de deux engrais phosphatés: le FMP et un engrais de Floride.

4.2.1 Solubilité de l'apatite incluse dans un concentré produit par cyclonage

La procédure utilisée est celle de l'AOAC (1950) et sert à déterminer la solubilité de phosphates dans une solution d'acide citrique à 2%. Deux (2) grammes de la sous-verse 43-S sont ajoutés à 200 ml d'acide citrique 2% et agités pendant trente (30) minutes à 24°C. Nous récupérons ensuite le filtrat et procédons au dosage du phosphore passé en solution. Ce pourcentage, divisé par celui initialement présent dans le produit, nous donne le degré de solubilité, ou disponibilité immédiate du phosphore. (Tableau 17).

ECHANTILLON #	P_2O_5 INITIAL (%)	P_2O_5 FILTRAT (%)	SOLUBILITE (%)
CY-1	18,01	0,27	1,49
CY-2	20,10	0,32	1,59
CY-3	20,73	0,30	1,45

Tableau 17. Résultats d'essais de solubilité de l'apatite de St-Honoré, réalisés sur la sous-verse 43-S.

A première vue, la solubilité de l'apatite contenue dans l'échantillon analysé nous apparaît négligeable. Par contre, cette méthode nous donne-t-elle tous les renseignements ou confirmations nécessaires pour exclure ce concen-

tré d'apatite de la classe des chaux phosphatées? Des essais supplémentaires sur des engrais phosphatés ont permis d'apporter davantage de lumière sur la question.

4.2.2 Solubilité comparative de l'apatite de St-Honoré avec deux engrais phosphatés

Le FMP, qui est un mélange de roche phosphatée et de roche magnésienne traité au four électrique et une chaux phosphatée de Floride ont servi de matériel de base dans ces essais. La méthodologie employée faisait appel aux mêmes paramètres utilisés dans la détermination précédente de solubilité. Les filtrats résultants furent évaporés et analysés. (Tableau 18). Les résultats concernant la chaux phosphatée de Floride concordent avec ceux obtenus par le ministère de l'Agriculture américain pour un matériel similaire. (Caro et Hill, 1956). Par contre, les résultats concernant le FMP sont nettement inférieurs à ceux du rapport du Centre de Recherches Industrielles du Québec (CRIQ) (Nagamori, 1978). L'évaporation du filtrat provoque fort probablement une perte en solide. Plus les quantités de solides en solution sont grandes, plus les risques de pertes peuvent s'avérer importants.

ECHANTILLON #	P ₂ O ₅ INITIAL	P ₂ O ₅ FILTRAT	SOLUBILITE (%)
F-1	17,48	3,62	20,71
F-2	18,13	3,87	21,35
F-3	15,91	3,09	25,47
PM-1	16,62	6,41	38,57
PM-2	18,81	6,42	34,13
PM-3	18,68	5,90	31,58

Tableau 18. Résultats d'essais de solubilité du phosphore contenu dans une chaux phosphatée de Floride (F) et le FMP (PM).

4.3 Etude de solubilité préliminaire de l'apatite sur le terrain

D'après les données résultant des essais en laboratoire, l'apatite contenue dans les rejets de la mine Niobec semble tout à fait insoluble. L'acide citrique utilisé lors de cette étude tend à se rapprocher de l'acidité réelle retrouvée dans les sols. Par contre, l'acidité ne constitue en fait qu'une des nombreuses variables pouvant permettre la solubilisation de l'apatite dans un sol. La nature de ce dernier, son contenu en matière organique et son degré de rétention d'eau influent directement sur la solubilisation minérale. Afin de vérifier sur le terrain l'influence de ces autres variables sur la solubilisation de l'apatite, quelques essais préliminaires en sol ont été réalisés.

4.3.1 Description des essais

Une étude rapide des cartes et rapports pédologiques régionaux nous a permis de sélectionner des types de sols dont l'acidité et la carence en phosphore faisaient d'eux d'excellents étalons de mesure. Les essais furent réalisés de façon à bien représenter l'ensemble des sols productifs du Lac St-Jean. La répartition des zones choisies est la suivante: Albanel (2) (argile limoneuse et terre noire partiellement argileuse), Ste-Jeanne-d'Arc (2) (terre jaune sablonneuse et argile sablonneuse), Hébertville (1) (argile). (Figure 10). Dans le but de ne pas laisser à nu les parcelles de terre, un couvert végétal a été choisi, soit le sarrasin, surtout en raison de sa courte période de végétation (10 semaines). Egalement, c'est une plante peu exigeante au niveau de la fertilité initiale du sol, mais très sensible aux changements de pH et aux apports en minéraux.

Chacun des essais comporte cinq (5) parcelles d'une superficie de neuf (9) mètres carrés, séparées entre elles par une bande de trois (3) mètres. La disposition se fait autant que possible en ligne droite. Pour recréer les conditions dans lesquelles le sol reçoit la majorité des engrais, nous avons labouré chacune des parcelles à l'aide d'un rotoculteur. La profondeur du labour ne dépassait pas vingt (20) centimètres. Un espace de trois (3) mètres entre chaque parcelle ne subissait aucune transformation pour éviter les échanges. Immédiatement après avoir retourné la terre, des lectures de radioactivité (bruit de fond) et un échantillonnage du sol des parcelles pour analyse, venaient compléter nos préparatifs. (Annexe 11).

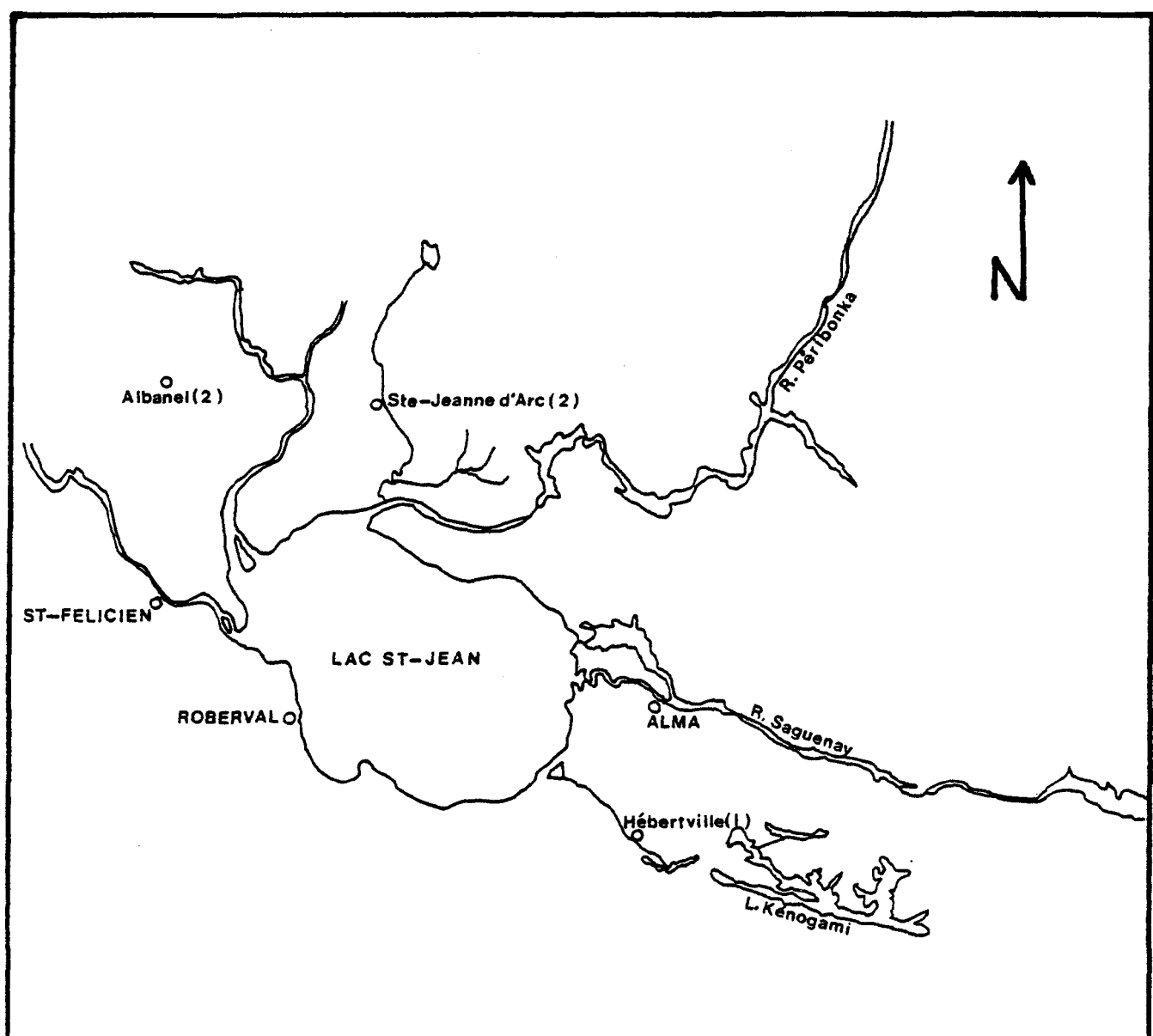


FIGURE 10. CARTE DE LOCALISATION DES ESSAIS DE SOLUBILITE EFFECTUES SUR DES SOLS DU LAC-ST-JEAN.
 () NOMBRE D'ESSAIS REALISES.

Echelle 0 20 40 Km

L'épandage des amendements phosphatés se faisait en deux étapes. Dans une première étape, des quantités croissantes du produit provenant du concentré de carbonates de Niobec et dosant 15% P_2O_5 en moyenne, étaient épanchées sur chacune des trois (3) premières parcelles (les quantités impliquées s'échelonnaient entre 585 et 1 760 kg par hectare). Deuxièmement, nous disposions sur la parcelle no 4, une chaux phosphatée de Floride titrant 18% P_2O_5 (en quantité similaire à celle utilisée sur la parcelle no 1). La dernière superficie servait de témoin et aucun amendement ne lui était appliqué. L'épandage terminé, d'autres lectures de radioactivité furent effectuées. Nous n'avons noté aucun effet cumulatif en radioactivité dû à la présence des fumures minérales introduites dans les sols. Finalement, nous procédions à la semence du sarrasin pour protéger le sol.

4.3.2 Résultats et interprétation

Les points majeurs soulevés par l'examen des résultats d'analyses de sols un (1) mois après l'épandage se résument ainsi:

- 1° En se basant sur la parcelle témoin de chaque essais, nous avons observé des réductions de pH de l'ordre de 0,4 à 0,9 sur chacune des quatre (4) autres parcelles. Ce phénomène semble attribuable à un processus de lessivage normal par les eaux de pluies estivales et par les besoins nutritifs des plantes elles-mêmes.
- 2° Un calcul approximatif de la "réduction normale" en phosphore assimilable fut exécuté. La parcelle no 5 de chaque essai servait de base de comparaison. (Annexe 12). Il devenait ainsi possible de visualiser grossièrement l'effet réel de l'amendement apporté au sol. (Tableau 19). Comme le démontrent assez bien ces résultats, aucune augmentation dans le niveau de phosphore assimilable n'est apparue comme significative. Même si certains résultats nous semblent passablement erratiques (essai no 1, parcelle no 4), l'engrais phosphaté de Floride affiche une solubilité légèrement supérieure au produit de Niobec.

ESSAI #	PARCELLE #	GAIN (+) ou PERTE (-) EN P _{ASS.} (kg/ha)
	1	+25
	2	-40
	3	-10
	4	+237
	1	+26
	2	-50
	3	-33
	4	+75
	1	+9
	2	+34
	3	+27
	4	+26
	1	+51
	2	+3
	3	-43
	4	+41
	1	+22
	2	+39
	3	+2
	4	+29

Tableau 19. Gain ou perte en phosphore assimilable un mois après le début des essais de solubilité.

3° Dans l'ensemble, l'augmentation en kg/hectare du phosphore assimilable, ne permet pas de conclure à une efficacité satisfaisante de l'un ou l'autre des amendements utilisés. Le niveau de phosphore assimilable par les végétaux, demeure encore, pour les sols amendés, dans un état qualifié de pauvre (moins de 170 kg/ha).

- 4° Les pH ont été haussés de 0,1 à 1,4 pour l'ensemble des parcelles traitées, par rapport à la parcelle témoin. (Annexe 12).
- 5° Le rejet de Niobec offre une plus grande efficacité comme amendement neutralisant. Dans tous les essais, sans exception, les pH sont demeurés plus élevés sur les parcelles traitées avec le produit de la mine.

Malheureusement, un seul groupe de parcelles (essai no 1) a pu faire l'objet d'analyses, un (1) an après l'épandage (les autres ayant été réutilisées par les agriculteurs). Pour fins de comparaison, deux (2) séries d'échantillons furent prélevées sur chacune des parcelles et expédiées à deux (2) laboratoires différents. (Tableau 20). Les résultats concordent

ESSAI-PARCELLE	I-1		I-2		I-3		I-4		I-5	
	L.P.	A	L.P.	A	L.P.	A	L.P.	A	L.P.	A
pH	6,8	6,8	6,3	6,3	6,2	6,1	6,2	6,1	5,9	6,0
P _{ASS.} (kg/ha)	379	215	219	136	141	75	210	90	115	68
Mg _{ASS.} "	475	435	490	342	538	425	466	385	473	420
K _{ASS.} "	96	129	114	107	139	85	121	85	108	75
Ca _{ASS.} "	3677	-	2511	-	2668	-	2578	-	2421	-

Tableau 20. Résultats d'analyses des parcelles 1 à 5 de l'essai-I un an après le début des essais de solubilité.
L.P.: Laboratoire provincial d'analyse des sols de La Pocatière.
A: Laboratoire régional d'analyse des sols d'Alma.

pour toutes les variables, sauf le phosphore. Les conclusions que nous pouvons en tirer demeurent du domaine de l'incertitude. En comparant les résultats d'analyse du laboratoire d'Alma (pour le phosphore) avec ceux de l'annexe 12, nous n'observons aucun accroissement appréciable du niveau du phosphore assimilable. Par contre, le niveau calcium affiche une augmentation sensible par rapport au niveau de départ. (Annexe 11).

Ces essais démontrent le faible degré de solubilité de l'apatite contenue dans les rejets de la mine Niobec. En plus, la disponibilité du phosphore à court et moyen terme nous apparaît insuffisante. L'efficacité de ce produit sur une longue période (3 à 4 ans) reste à évaluer. Deux facteurs nous permettaient de soupçonner certaines difficultés sur la solubilité éventuelle de l'apatite de St-Honoré: sa nature cristallographique et sa composition chimique. Le caractère cristallin de l'apatite de Niobec représente son principal handicap. Même broyée très finement, le manque de porosité des grains empêche la pénétration de l'eau du sol. La composition chimique du minéral de phosphore en présence a également joué un grand rôle. La fluorapatite, qui est très stable, libère difficilement ses ions HPO_4^{2-} par simple contact avec une solution faiblement acide (eau du sol).

Au départ, ces obstacles ne nous étaient pas étrangers. Par contre, certains essais de solubilité réalisés sur divers types de phosphates par le département d'agriculture américain, nous incitaient à vérifier davantage ce problème. Les résultats obtenus dans ces études confirmaient la possibilité que des phosphates avec une teneur en fluor excédant celle de la fluorapatite soient plus solubles que certains phosphates de calcium (Caro et Hill, 1956). Les rejets de Niobec ne contenant que 0,6% de fluor comparativement à 1,12% pour la chaux de Floride, il nous apparaissait logique d'examiner le comportement de la fluorapatite de Niobec dans divers types de sols.

4.4 Définition de la gamme des produits réalisables

Une vaste gamme de produits issue des différents modes de concentration employés s'offre à nous. Par contre, il faut choisir ceux dont la mise en production pourrait éventuellement s'avérer rentable. Sans exécuter une analyse comparative détaillée, nous allons tenter de dégager l'ensemble des produits réalisables en se basant sur deux (2) schémas de traitement définis.

4.4.1 Produits issus du traitement effectué sur le concentré de carbonates

De nombreux scénarios furent envisagés pour arriver à mettre en valeur les divers éléments que renferme le concentré de carbonates. L'utilisation

de méthodes simples comme la coupure granulométrique et la table à secousses n'ont pas donné les concentrés et surtout les taux de récupération escomptés. La flottation des carbonates réalisée par le Centre de Recherches Minérales du Québec s'est avérée la méthode la plus efficace de produire un concentré d'apatite à partir du concentré de carbonates de Niobec. Comme l'indique clairement le diagramme d'écoulement de la figure 8, ce procédé conduit au développement de deux (2) produits. Le premier est un concentré d'apatite dosant 34% P_2O_5 récupéré dans 22% du poids du concentré de carbonates. Le traitement de ce dernier par cette méthode de flottation inversée donne naissance à un rejet de carbonates qui pourrait servir dans la neutralisation des sols acides et porter le nom d'amendement calcaire.

4.4.2 Produits découlant de la valorisation du rejet total deschlammé

L'utilisation du procédé de flottation brésilien a débouché sur le développement d'une méthodologie permettant de traiter avec succès le rejet total deschlammé de Niobec. Malheureusement, deux parties seulement du schéma exprimé à la figure 9 ont fait l'objet d'une étude en laboratoire. Il s'agit de la flottation de dégrossissage et du raffinage des concentrés résultant de cette première étape. L'épuisement des queues de flottation n'a pu être effectué. Par conséquent, seule une extrapolation peut nous permettre de faire ressortir les produits issus de ce mode de concentration.

La flottation directe de l'apatite conduit à la production d'un concentré titrant de 32 à 37% P_2O_5 (essais de finition). Le rejet final de ce procédé devrait contenir moins de 1% de P_2O_5 , jumelé à des quantités non négligeables de calcium et de magnésium. Ces deux (2) produits se rapprochent sensiblement de ceux découlant de la valorisation du concentré de carbonates. De plus, les schlammes provenant du cyclonage des rejets totaux pourraient éventuellement être utilisés comme amendement calcaire. Ce produit d'une très grande finesse (93% passant le tamis no 200) dose en moyenne 28,5% CaO et 15,6% MgO et compte pour 15% des rejets de la mine.

CHAPITRE 5

EVALUATION DE LA RENTABILITE DU PROJET

5.1 Elaboration des divers schémas de production

5.1.1 Flottation inversée de l'apatite contenue dans le concentré de carbonates

Le procédé de flottation inversée de l'apatite, mis au point en usine-pilote par le Centre de Recherches Minérales du Québec, comporte deux (2) étapes. Dans une première étape, les carbonates sont flottés et le concentré d'apatite primaire qui demeure au fond de la cellule, est soumis à une seconde flottation des carbonates et des silicates. Le dégrossissage permet d'obtenir un concentré titrant 32,6% P_2O_5 dans 24,3% du poids initial. Les essais de finition haussant ce pourcentage à 34,0% P_2O_5 avec une récupération en poids de 22,1%. Au rythme de production actuel de la mine Niobec, soit 2 177 tonnes de minerai par jour, l'usine de concentration rejette 544 tonnes de concentré de carbonates. (Figure 11).

Ce total correspond à une production annuelle de 42 078 tonnes de concentré d'apatite¹. Les réserves de la mine étant évaluées à près de 20 millions de tonnes, celles en concentré de carbonates (25% de l'alimentation) se situent à environ 5 millions de tonnes. Nous ne comptabilisons ici que le matériel susceptible d'être exploité sous terre, le concentré de carbonates ne constituant pas un rejet distinct dans le bassin de résidus.

¹ Basé sur 350 jours de production par année.

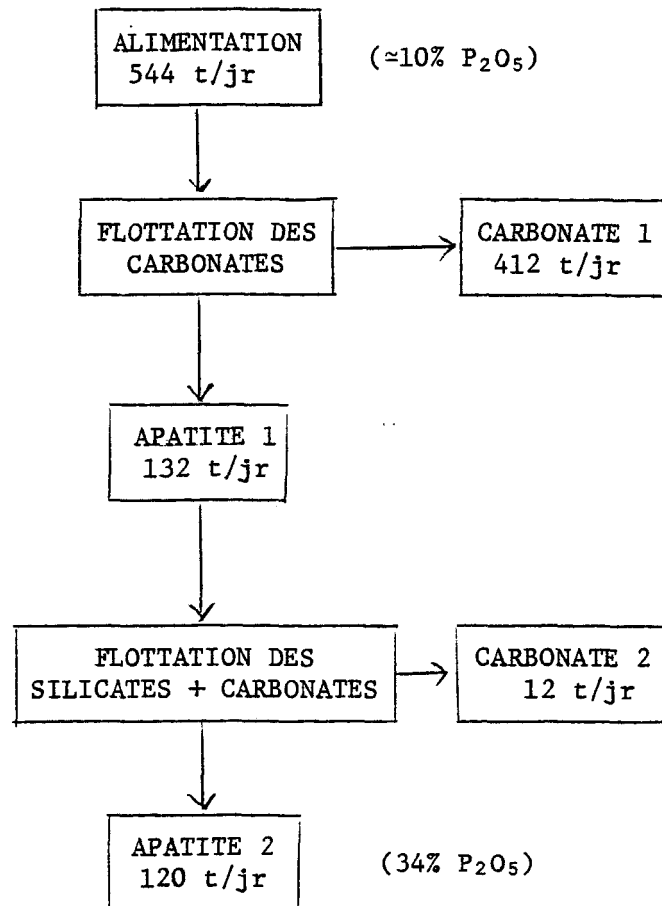


Figure 11. Répartition du tonnage journalier de concentré de carbonates à travers le diagramme d'écoulement du procédé de flottation inversée de l'apatite.

D'après les réserves estimées, et pour une capacité de production annuelle de 190 400 tonnes de concentré de carbonates, la durée de vie des opérations de traitement est évaluée à 26 ans.

5.1.2 Flottation directe de l'apatite contenue dans le rejet total deschlammé

Le schéma de traitement du rejet total deschlammé qui permet de flotter directement l'apatite, fut évalué au niveau des essais de laboratoire. Deux aspects du diagramme d'écoulement exposé à la figure 9, ont fait l'objet d'une recherche exploratoire. Des résultats fort prometteurs se dégagent de l'ensemble des données recueillies au cours des essais. L'étape de

dégrossissage donne des concentrés d'une teneur moyenne de 16% P_2O_5 avec une récupération en poids de l'ordre de 16 à 18%. D'autre part, les essais de finition se caractérisaient par des teneurs de 32 à 37% P_2O_5 dans environ 6% du poids de départ. (Figure 12). Le rejet total deschlammé représente

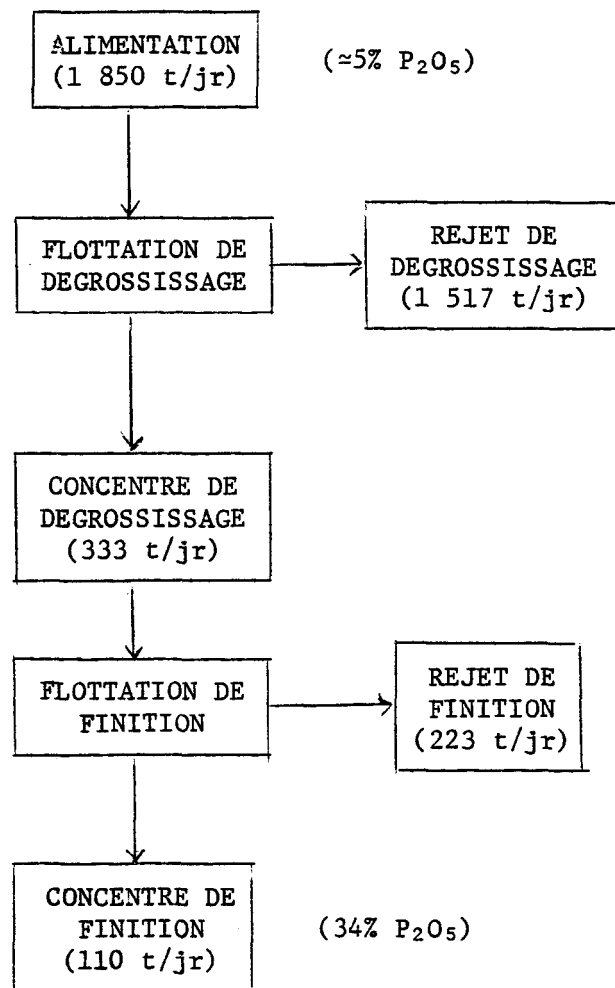


Figure 12. Répartition du tonnage journalier de rejet total deschlammé à travers le diagramme d'écoulement du procédé de flottation directe de l'apatite. Les chiffres entre parenthèses représentent des évaluations à partir des essais de laboratoire. (c.f. tableaux 15 et 16).

85% du tonnage rejeté par l'usine de traitement. D'après les premières évaluations, ce procédé permettrait de produire 38 500 tonnes de concentré d'apatite (d'une teneur de 34% P_2O_5) annuellement. (Graphique 10). Les réserves primaires formées par le rejet total deschlämmé se chiffrent à 17 millions de tonnes. Environ deux (2) millions de tonnes supplémentaires pourraient éventuellement être récupérées du bassin de résidus. En estimant la production annuelle de rejet total deschlämmé à 647 500 tonnes, le procédé de flottation directe de l'apatite aurait des réserves pour 26 ans. Le matériel que renferme le bassin de résidus ajouterait trois (3) années à ce total.

5.2 Estimation du capital nécessaire à l'implantation de chacun des scénarios

5.2.1 Procédé de flottation inversée de l'apatite

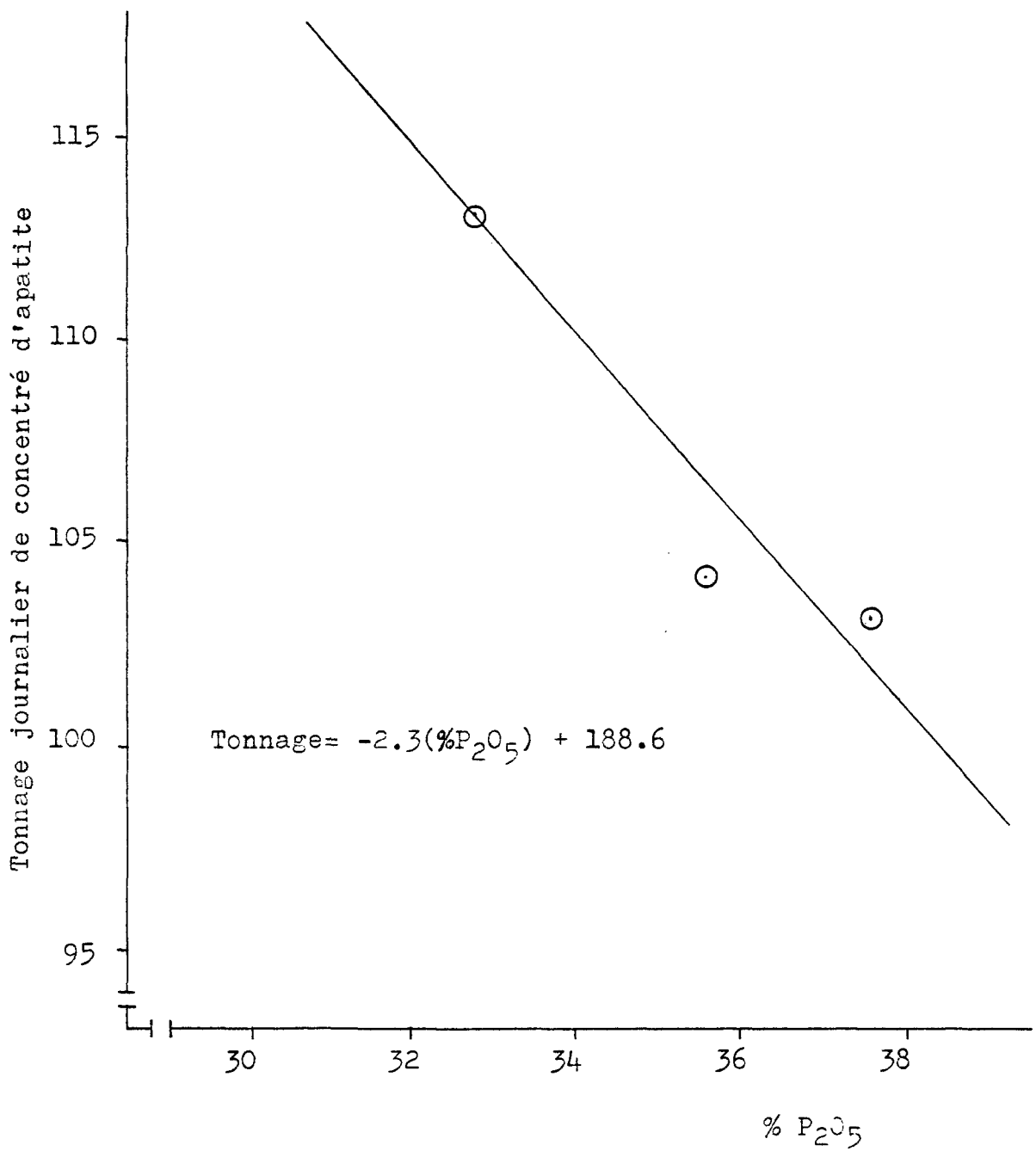
5.2.1.1 Coût du bâtiment

Le coût d'un bâtiment pour abriter un concentrateur comporte plusieurs éléments: la fondation, l'excavation, le plancher en béton, un édifice pré-fabriqu  (ou structure d'acier), l' lectricit , la m canique, l' clairage, les sous-niveaux avec planchers de grillage d'acier, l'isolation, l'atelier de r paration et la grue sur rails. Le prix de revient se distribue entre l'achat de l' difice et de l' quipement 55%, la main-d'oeuvre 28%, les mat riaux de construction 17%. (Mathews, 1977).

Le co t moyen d'un b timent pouvant contenir un syst me de concentration d'une capacit  de 544 tonnes par jour est  valu    \$420 375. Ce montant tient compte de l'espace n cessaire pour inclure toute l' tape de comminution. Dans le mode de traitement propos , aucun broyage suppl mentaire du concentr  de carbonates n'est envisag . Par cons quent, nous pouvons r duire le co t moyen de 25%, ce qui porte celui-ci   \$336 300.

5.2.1.2 Installations pour la flottation

L' quipement d'un proc d  de flottation comprend les pompes, la tuyauterie, les cellules et les conditionneurs. L'achat de cet  quipement compte



Graphique 10. Tonnage journalier approximatif de concentré d'apatite en fonction de sa teneur en P₂O₅. (c.f. tableau 16)

pour 62%, la main-d'oeuvre pour l'installation 26% et les matériaux 12%. En se basant sur ces chiffres, le coût de revient d'un système de flottation pour un produit et d'une capacité de 544 tonnes par jour se situe à environ \$413 000.

5.2.1.3 Epaississeur

Le coût d'achat d'un épaississeur représente 68% du prix de revient, la main-d'oeuvre 17% et le matériel 15%. Une surface de sédimentation égale à 1,1 mètre carré est prévue pour chaque tonne de concentré. Pour épaissir 120 tonnes par jour, nous avons besoin d'un épaississeur de 132 m². Le coût total d'un système d'épaississage est estimé à \$61 360.

5.2.1.4 Filtration

L'achat de l'équipement d'un système de filtration entre dans 62% des frais totaux, la main-d'oeuvre 21% et les matériaux 13%. L'ensemble d'un procédé de filtration capable de traiter 120 tonnes par jour coûte \$236 000.

5.2.1.5 Investissement global

Bâtisse pour abriter le concentrateur	\$ 336 300
Système de flottation (544 t/jr)	\$ 413 000
Epaississeur (120 t/jr)	\$ 61 360
Filtration (120 t/jr)	\$ 236 000
TOTAL	\$1 046 660

L'investissement nécessaire suppose l'implantation d'une nouvelle construction au complet et l'achat d'équipement neuf. Le coût global pourrait être diminué sensiblement par l'utilisation de cyclones comme épaississeur. De plus, il faut tenir compte du fait que plusieurs infrastructures sont déjà en place sur le site de la mine Niobec. La précision de l'estimé est en grande partie reliée à l'évaluation de ces variables.

5.2.2 Procédé de flottation directe de l'apatite

La répartition entre l'achat de l'équipement, la main-d'oeuvre et les matériaux, demeure la même pour toutes les évaluations de capital. Seuls

les tonnages traités au niveau de la flottation, épauississage et filtration changent.

Bâtisse pour abriter le concentrateur	\$ 637 200
Système de flottation (1 850 t/jr)	\$1 298 000
Epaississeur (110 t/jr)	\$ 59 000
Filtration (110 t/jr)	\$ 206 000
TOTAL	\$2 200 700

Ici encore, ce montant implique l'achat d'équipement neuf et d'une bâtisse complète. L'usage des facilités de Niobec et de matériel usagé diminueraient sensiblement le coût global des installations nécessaires au traitement du rejet total deschlammé.

5.3 Coûts de traitement de chacun des scénarios proposés

5.3.1 Flottation inversée de l'apatite

Selon Mathews (1977), le salaire moyen d'un ouvrier est de \$9.11 de l'heure, incluant les avantages sociaux. L'énergie électrique coûte en moyenne 30 mils par kilowatt/heure.

5.3.1.1 Coûts de la flottation

Le coût d'opération de l'équipement comprend 89% pour la réparation et 11% pour la lubrification. Les fournitures sont composées des réactifs 47% et de l'électricité 53%. Pour une usine de 544 tonnes par jour de capacité, il en coûtera:

Main-d'oeuvre	\$ 354.00/jr
Electricité	\$ 243.91/jr
Réactifs (\$3.83/tonne traitée)	\$2 083.52/jr
Opération d'équipement	\$ 57.82/jr
TOTAL flottation	\$2 739.25/jr

5.3.1.2 Épaississeur

Pour épaissir 120 tonnes par jour de concentré d'apatite, nous devons déboursier:

Main-d'oeuvre	\$20.06/jr
Electricité	\$ 1.00/jr
Opération d'équipement	\$ 0.46/jr
TOTAL épaississeur	\$21.52/jr

5.3.1.3 Filtration

Pour filtrer 120 tonnes par jour, il en coûte:

Main-d'oeuvre	\$177.00/jr
Fournitures	\$177.00/jr
Opération d'équipement	\$ 0.71/jr
TOTAL filtration	\$354.71/jr

5.3.1.4 Coût de traitement total

Flottation	\$2 739.25/jr
Épaississage	\$ 21.52/jr
Filtration	\$ 354.71/jr
TOTAL du traitement	\$3 115.48/jr

5.3.2 Flottation directe de l'apatite

5.3.2.1 Coûts de la flottation

Main-d'oeuvre	\$ 566.40/jr
Electricité	\$ 500.32/jr
Réactifs (\$0.23/tonne traitée)	\$ 425.50/jr
Opération d'équipement	\$ 103.84/jr
TOTAL flottation	\$1 596.06/jr

5.3.2.2 Epaississeur

Pour épaissir 110 tonnes de concentré, il en coûte:

Main-d'oeuvre	\$18.88/jr
Electricité	\$ 0.94/jr
Opération d'équipement	\$ 0.45/jr
TOTAL épaississeur	\$20.27/jr

5.3.2.3 Filtration

Les coûts de filtration pour 110 tonnes par jour sont de:

Main-d'oeuvre	\$165.20/jr
Fournitures	\$147.50/jr
Opération d'équipement	\$ 0.71/jr
TOTAL filtration	\$314.41/jr

5.3.2.4 Coût de traitement total

Flottation	\$1 596.06/jr
Epaississage	\$ 20.27/jr
Filtration	\$ 314.41/jr
TOTAL du traitement	\$1 929.74/jr

5.4 Comparaison des coûts des schémas de traitement envisagés

Le capital nécessaire à l'implantation de chacune des deux méthodes de traitement n'est pas directement proportionnel au tonnage traité. (Tableau 25). Le rapport du tonnage des procédés (3,4 à 1) ne se compare pas au rapport de capital (2,1 à 1). Ceci provient du fait que plusieurs installations ne tripleront pas de prix lorsque leurs capacités en feront de même. Les coûts de traitement du procédé de flottation inverse de l'apatite sont cinq (5) fois supérieurs à ceux de la flottation directe. Si nous ajoutons à ce total les coûts d'extraction et de comminution, les deux méthodes deviennent non rentables. Sans l'exploitation principale (pyrochlore) le concentré de carbonates n'existe plus comme rejet primaire du minerai nio-bifère. Donc, le procédé de flottation inversée de l'apatite à partir de

	FLOTTATION INVERSEE	FLOTTATION DIRECTE
Coût de traitement (par jour)	\$3 115.48	\$1 929.70
Coût par tonne traitée	\$5.73	\$1.04
Coût par tonne de concentré	\$25.93	\$18.62
Capital nécessaire	\$1 046 660	\$2 200 700
Coûts de comminution à Niobec (par tonne)	\$1.15	\$1.15
Coûts d'extraction à Niobec (par tonne)	\$5.36	\$5.36

Tableau 21. Comparaison des coûts de traitement et de capital des deux scénarios proposés.

ce résidu doit être suspendu en même temps que celui du pyrochlore. La flottation directe ne supporterait pas non plus l'amortissement des coûts de broyage et d'extraction. Dix-huit (18) tonnes de rejet total deschlammé (≈ 21 tonnes de minerai) sont nécessaires pour produire une tonne de concentré d'apatite à 37% P_2O_5 . Il en coûterait approximativement \$155 pour produire une tonne de concentré alors que celle-ci se vend actuellement près de \$55. L'augmentation du tonnage traité par jour, soit par apport de réserves extérieures à Niobec (ex.: Canton Crevier) où par l'adoption d'une méthode d'extraction moins coûteuse pour extraire plus de minerai, pourrait peut-être modifier cette situation. Devant une telle éventualité, nos calculs d'investissement devront être révisés.

En résumé, que notre choix se fixe sur l'un ou l'autre des deux schémas de traitement proposés, ils devront s'imbriquer à l'intérieur du procédé actuel de valorisation du minerai de niobium de la mine Niobec de St-Honoré. Aucun des scénarios soumis ne peut assumer les coûts de comminution et d'extraction au rythme de production actuel de la mine Niobec (≈ 200 tonnes/jour).

5.5 Extrapolation des coûts de production pour une période de dix (10) ans

L'évaluation des coûts de production à long terme demande un examen rigoureux d'un très grand nombre de facteurs. Il n'existe pas de formule miracle capable de nous donner le taux précis de croissance de nos coûts. La quantification de plusieurs variables demeure tout à fait aléatoire. Pour une industrie minière, les coûts d'opération sont principalement répartis entre les prix des réactifs, de l'électricité et de la main-d'oeuvre.

$$C.O. = f(R., E., M.O.)$$

La mine Niobec de St-Honoré nous servira d'exemple pour illustrer les problèmes causés par une extrapolation des coûts de production. (Tableau 26). Au cours de 1976, le complexe minier de St-Honoré débutait sa production de concentré de pyrochlore. L'année suivante, dû à une consommation

ANNEE FINANCIERE	1976-77	1977-78	1978-79	1979-80
VARIABLES				
Réactifs	100	71,2	71,9	78,8
Electricité	100	120	156	180
Main-d'oeuvre (opération)	100	102,8	112,1	140,2
Main-d'oeuvre (réparation)	100	160	210	200
Matériel	100	98,6	94,5	123,3
Divers	100	125	125	165
COUTS D'OPERATION TOTAUX	100	87,2	91,4	103,5

Tableau 22. Evolution des coûts affectant la valorisation du minerai de niobium de Niobec. Les prix payés en 1976-77 pour les différents biens et services constituent la base de comparaison (coûts = 100%).

inférieure de réactifs, les coûts totaux d'opération chutaient de 12,8%. Par la suite, nous avons assisté à deux hausses successives de 4,2 et 12,1%. (Graphique 11).

Plusieurs variables sont reliés entre elles par le facteur énergie. Le prix de revient des réactifs utilisés à Niobec demeure, dans une forte proportion, lié aux coûts de transport. Ces derniers sont par ailleurs en relation directe avec le prix du pétrole. Pour une variable, il nous faut donc tenir compte des augmentations possibles sur deux autres composantes. Le même phénomène se répète dans le cas du matériel servant à réparer les appareillages spécialisés.

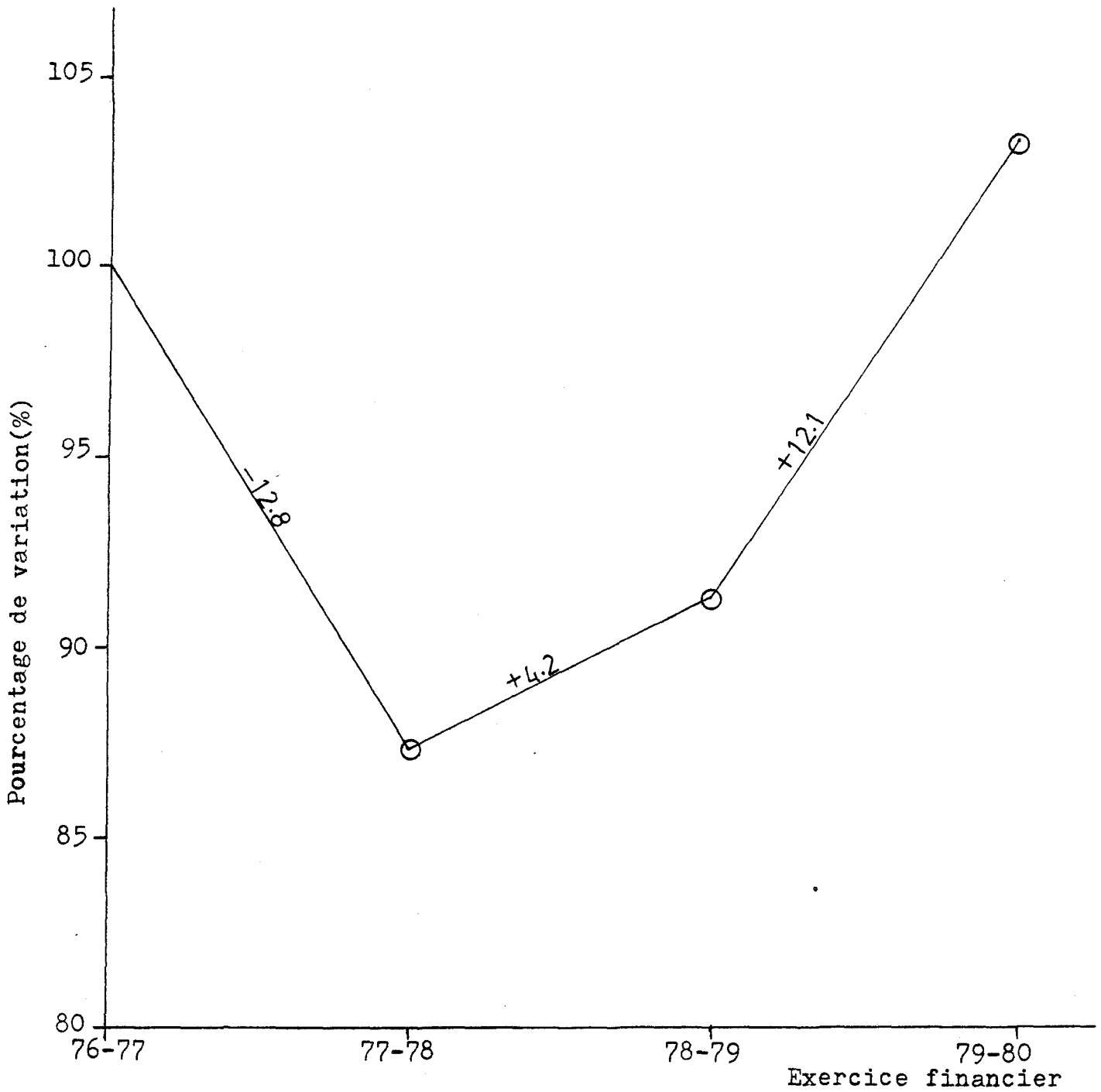
Comme le démontre le tableau 22, des améliorations apportées au schéma de traitement contribuent à faire diminuer le taux de croissance des coûts de production. Une recherche constante de nouvelles combinaisons de facteurs conduit fréquemment à l'élaboration de procédés moins coûteux en réactifs et en énergie. Dans de tels cas, la quantification de ces modifications bénéfiques demeure tout à fait hypothétique. L'évolution de la technologie influencera grandement des prévisions de coûts de traitement.

L'inflation constitue le moteur de toutes ces augmentations. Les évaluations de coûts sont directement influencées par l'allure du taux de croissance de cette variable. Une formule simple nous permettra d'estimer le facteur de croissance possible de nos coûts:

$$F.C. = (1 + i)^n \text{ où}$$

i = taux d'inflation moyen
 n = nombre d'années

Si nous utilisons le taux d'inflation moyen des neuf (9) dernières années ($\approx 9\%$), notre facteur de croissance après dix (10) ans atteindra 2,37. C'est donc dire que pour chaque dollar déboursé aujourd'hui pour payer nos frais d'opération, il faudra en consacrer 2,37 dans dix (10) ans. Cette prédiction ne tient compte que du taux d'inflation estimé. Comme le démontre assez bien le cas de la mine Niobec, il faut allouer au moins trois (3) ans au procédé pour permettre une stabilisation du débit en réactifs. Après cette période, une évaluation plus juste des coûts pourra être mise en branle.



Graphique 11. Evolution des coûts de production de la mine Niobec au cours des quatre(4) premiers exercices financiers. L'exercice 76-77 sert de base de comparaison. (coûts d'opération=100%) (c.f. tableau 22)

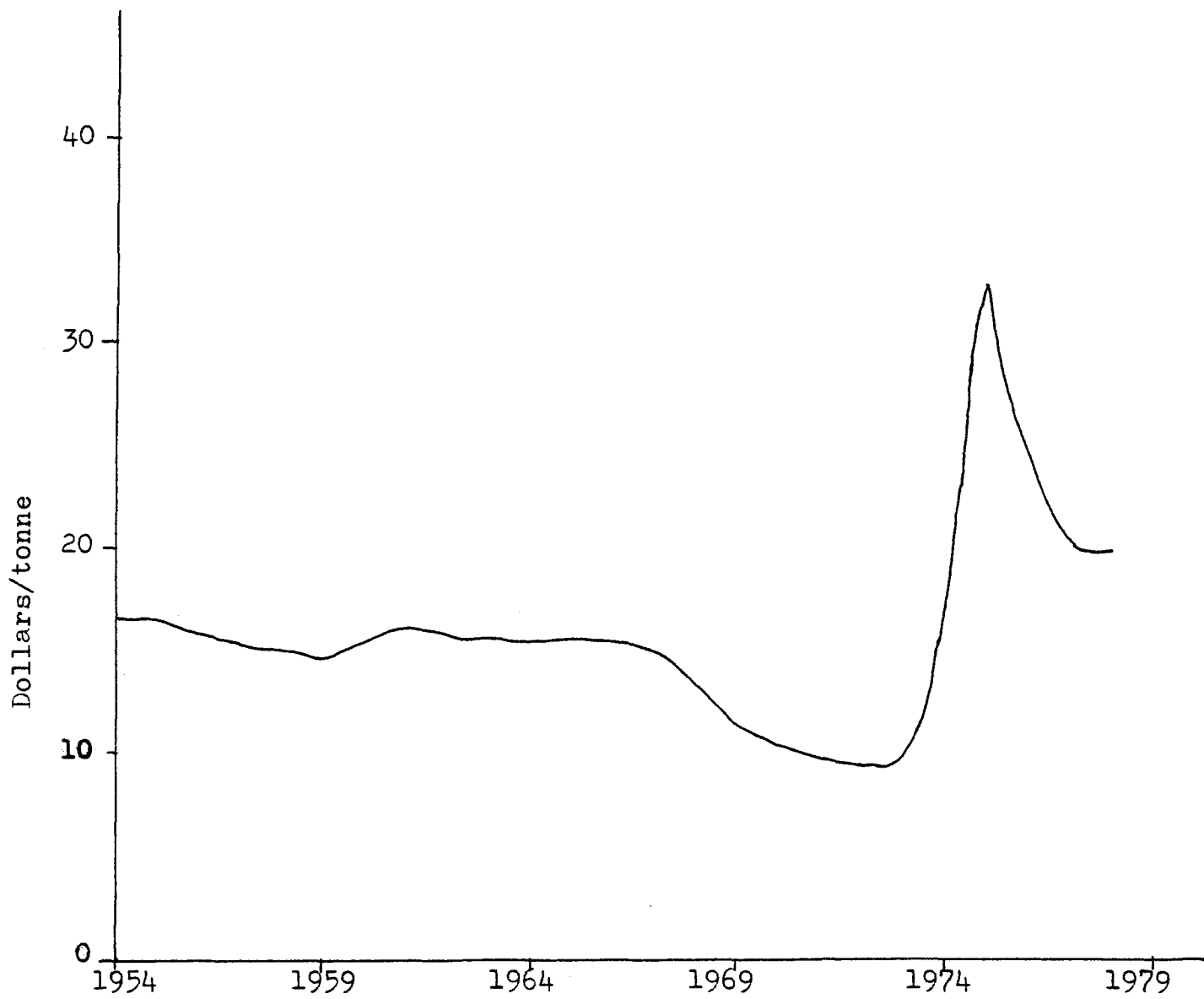
5.6 Evolution possible des prix payés pour le concentré produit

Les politiques d'établissement des prix de la roche phosphatée ont varié au fil des ans. A partir du début des années '40, les Etats-Unis et le Maroc fixaient, à tour de rôle, les prix que devraient payer les consommateurs de phosphate. De 1945 à 1955, le Maroc, par le biais de l'Office chérifien des phosphates, déterminait les tarifs. Après 1955, les Etats-Unis accédant au titre du plus grand exportateur mondial, les prix payés pour la roche phosphatée de Floride tenaient lieu de norme internationale.

Au cours de l'année 1972, le Maroc, profitant de difficultés de production et d'expédition dans plusieurs pays, combinées à une demande mondiale accrue, reprenait la commande du marché. L'industrie américaine étant aux prises avec de nombreuses lois environnementales s'additionnant à des installations inadéquates, ne pouvait freiner cette tendance de hausses incontrôlées. De plus, les prix marocains recevaient l'assentiment des autres producteurs d'Afrique du Nord. Les groupes les moins durement touchés par cette remontée des prix furent les acheteurs ayant négocié des ententes à long terme avant 1972. La structure des prix sur les marchés domestiques américains n'a pas atteint les sommets publiés sur les marchés internationaux de 1974 à 1977. La principale raison se situe au niveau des contrats à long terme qui reflètent les périodes de bas prix et influencent la moyenne des prix payés.

Le prix de la tonne de phosphate s'est maintenu entre 9 et 15 dollars de 1954 à 1972. (Graphique 12). En 1975, il a atteint un sommet de \$32 la tonne. Ces prix sont assez loin de ceux payés sur le marché mondial au cours de la même période. Les tarifs ont accusé des baisses de 1976 à 1978 mais ne sont pas descendus aux niveaux des prix en vigueur durant les années '60.

Dans l'avenir, nous pouvons nous attendre à d'autres hausses phénoménales des prix des concentrés de phosphore. Les principales raisons invoquées pour appuyer cette affirmation se basent sur la situation de l'industrie américaine, la naissance de nouveaux producteurs et les besoins mondiaux en roche phosphatée. La plupart des producteurs américains verront leurs opérations diminuer considérablement avant la fin du siècle. La difficulté d'obtenir de nouveaux permis d'exploitation élimine plusieurs projets intéressants. Par opposition, quelques nouveaux venus sur la scène de l'indus-



Graphique 12 . Evolution du prix moyen d'une tonne de roche phosphatée sur une période de 24 ans. Nous utilisons le dollar de 1977 comme constante.

trie de phosphate sont en pleine expansion. Le Brésil et le Mexique, pour ne nommer que ceux-là, ont fait une entrée très remarquée. De nouvelles associations de producteurs pourraient éventuellement se créer à travers le monde et bouleverser tout le domaine de fixation des prix de la roche phosphatée. Par contre, l'histoire nous montre que l'industrie du phosphate fut affectée par de nombreuses périodes de surplus, qui ont eu pour effet de réduire la marge de profits des producteurs. Les prix devraient tout de même se maintenir à un niveau supérieur à \$35 la tonne pour une période d'au moins cinq (5) ans. Après cet intervalle de temps, l'influence des Etats-Unis aura passablement diminuée, ce qui pourrait entraîner une remontée des prix.

5.7 Calcul de la valeur présente des revenus

5.7.1 Valeur présente pour le procédé de flottation inversée

a) Calcul de l'impôt corporatif

Calculons tout d'abord les revenus d'exploitation:

$$\begin{aligned}
 \text{R.E.} &= \text{Ventes} - \text{coûts d'exploitation} \\
 &= [42\,078 \text{ t}(34\% \text{ P}_2\text{O}_5) \times \$49.44/\text{t}] - \$1\,090\,992 \\
 &= \$2\,080\,336 - \$1\,090\,992 \\
 &= \$989\,344
 \end{aligned}$$

De ce montant, nous devons retrancher les éléments qui suivent:

- i) L'amortissement dégressif de 30% sur l'investissement initial de 1,047 million. Après 13 ans d'opération, un investissement supplémentaire de \$285 000 est prévu pour remplacer les équipements¹. Ce capital sera amorti de la même façon à partir de la quatorzième année.
- ii) L'allocation de ressources de 25% sur les profits après amortissement.

¹ Durée de vie approximative de l'équipement de flottation.

- iii) L'épuisement de 25% sur les profits avant épuisement jusqu'à concurrence du tiers de l'investissement original.

Les profits restants sont imposables à 50,8% soit: 37,8% au niveau fédéral et 13% au niveau provincial. Les résultats de ces calculs figurent à l'annexe 13.

b) Calcul des droits miniers

Les éléments qui suivent doivent être soustraits des revenus d'exploitation pour obtenir les profits imposables:

- i) L'amortissement de 30% par année sur l'investissement total.
- ii) L'allocation d'investissement de 33 1/3% par année, ne dépassant pas un tiers de l'investissement initial.
- iii) L'allocation de traitement égale à 8% de l'investissement initial ou à 15% des profits avant allocation de traitement.

Le solde est affecté par des droits miniers de 15%. Le tableau résumant ces calculs apparaît à l'annexe 14.

c) Calcul du flux monétaire

Le flux monétaire est calculé en tenant compte d'un investissement de 1,047 million avec un fonds de roulement de \$360 000 (4 mois d'opération). Le facteur de valeur présente choisi se situe à 16%. De tels paramètres nous donnent une valeur présente cumulative de 2,101 millions pour 26 ans d'exploitation. L'annexe 15 résume l'ensemble de nos calculs du flux monétaire.

5.7.2 Valeur présente pour le procédé de flottation directe

a) Calcul de l'impôt corporatif

Calculons en premier lieu les revenus d'exploitation:

$$\begin{aligned}
 \text{R.E.} &= [38\,500 \text{ t}(34\% \text{ P}_2\text{O}_5) \times \$49.44/\text{t}] - \$675\,400 \\
 &= \$1\,903\,440 - \$675\,400 \\
 &= \$1\,228\,040
 \end{aligned}$$

De ce total, nous devons retrancher les éléments qui suivent:

- i) L'amortissement dégressif de 30% sur l'investissement initial de 2,201 millions. Après 13 ans d'opération, un investissement supplémentaire de \$675 000 est prévu pour remplacer les équipements. Ce capital sera amorti de la même façon à partir de la quatorzième année.
- ii) L'allocation de ressources (idem 5.7.1)
- iii) L'épuisement (idem 5.7.1)

Le solde est imposable à 50,8%. Les résultats apparaissent à l'annexe 16.

b) Calculs des droits miniers

Ceux-ci sont calculés de la même façon que dans la section 5.7.1 b). Les résultats figurent à l'annexe 17.

c) Calcul du flux monétaire

Le flux monétaire est calculé en tenant compte d'un investissement de 2,201 millions avec un fonds de roulement de \$225 000. Le facteur de valeur présente est de 16%. De tels paramètres confèrent au procédé de flottation directe une valeur présente cumulative de 2,304 millions pour 26 ans d'exploitation. L'annexe 18 résume les résultats de nos calculs.

5.7.3 Comparaison des deux scénarios au niveau de leur rentabilité

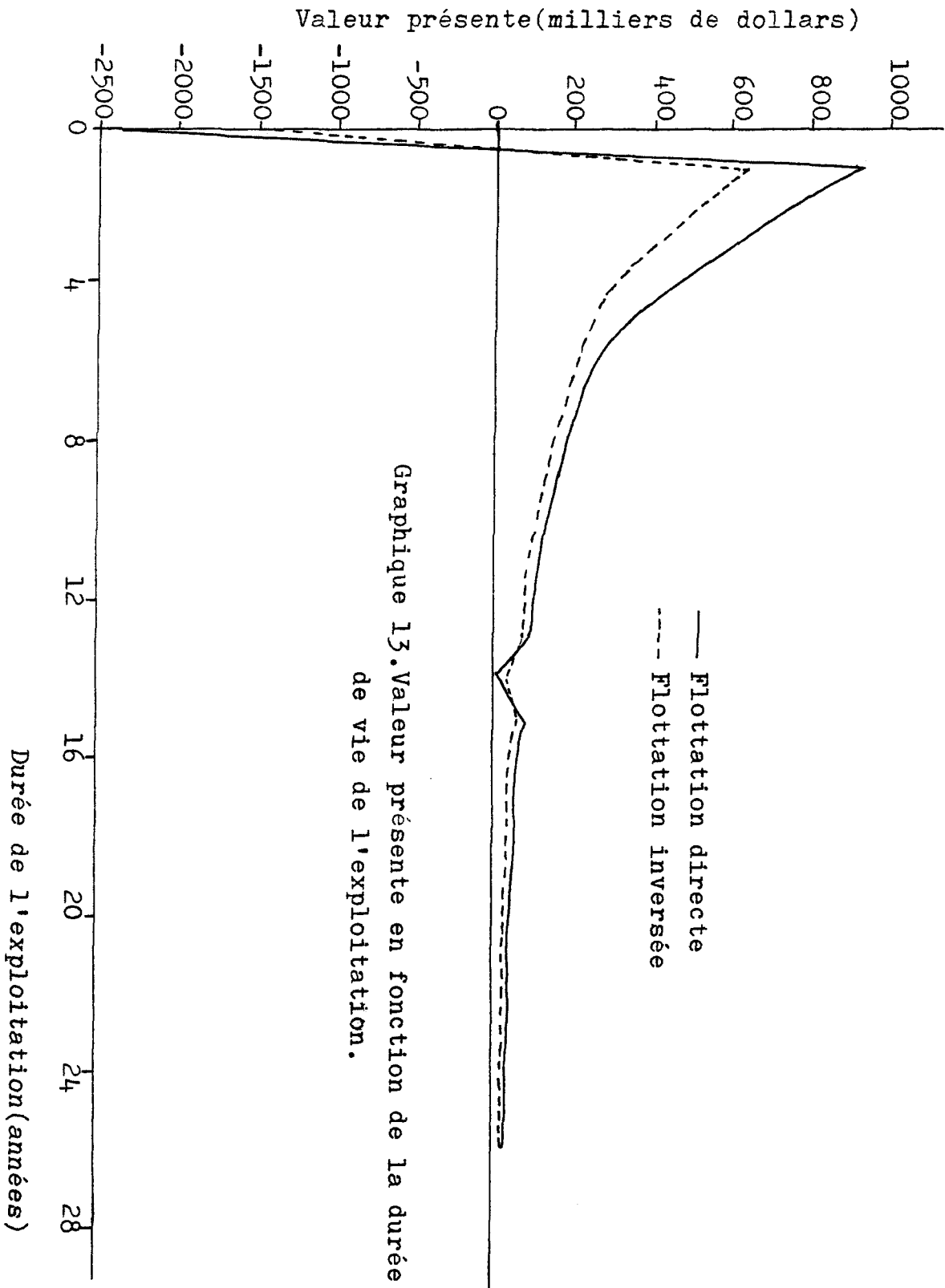
A prime abord, l'intérêt au niveau rentabilité des deux schémas étudiés est confirmé par des rendements internes sur l'investissement supérieurs à 30% dans les deux cas. D'autre part, le procédé de flottation inversée (P.F.I.) du CRMQ offre un rendement sur le capital investi un peu plus élevé que le procédé de flottation directe (P.F.D.). Cette situation est provoquée par des besoins en capitaux plus imposants exigés par le P.F.D., jumelée à des ventes plus faibles¹. La période nécessaire pour repayer le

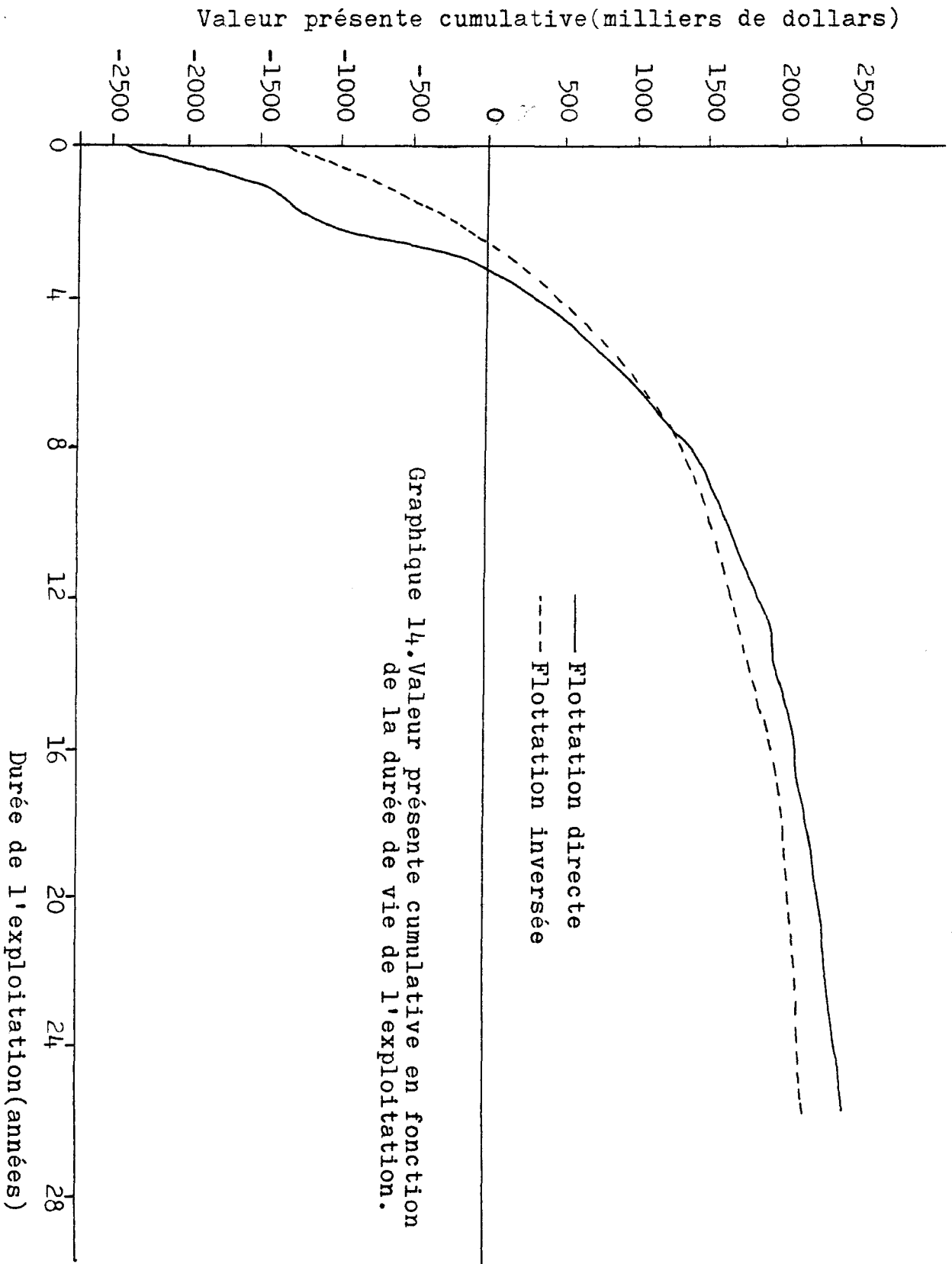
¹ Le procédé de flottation directe peut subir des modifications pour améliorer la récupération et augmenter ainsi le tonnage de concentré, ce qui n'est pas le cas du procédé de flottation inversée qui a déjà franchi l'étape des essais semi-industriels.

capital demeure toutefois comparable avec deux (2) ans pour le P.F.I. et trois (3) pour le P.F.D.

La courbe des valeurs présentes (V.P.) en fonction de la durée de vie de l'exploitation permet de dégager quelques points intéressants. (Graphique 13). L'écart d'un million entre les deux procédés au niveau du capital investi est perceptible sur un intervalle d'un an après le début des opérations. Au début de la deuxième année, le procédé de flottation directe affiche des V.P. supérieures jusqu'à la treizième année. L'investissement plus élevé pour remplacer ces équipements fait chuter la valeur présente du P.F.D. en-deçà de celle du P.F.I. au début de la quatorzième année. Au cours des onze (11) dernières années de production, nous observons une quasi-parité entre les deux valeurs présentes.

Le cumulatif des valeurs présentes nous donne une meilleure vision de ces phénomènes. La somme des V.P. pour le procédé de flottation inversée demeure au-dessus de celle du procédé de flottation directe pour une période de six (6) ans à partir de l'année zéro. (Graphique 14). De la sixième à la vingt-sixième année, le cumulatif des valeurs présentes du P.F.D. s'accroît plus rapidement que celui du P.F.I. L'écart entre les deux s'élargit jusqu'à la fin des opérations.





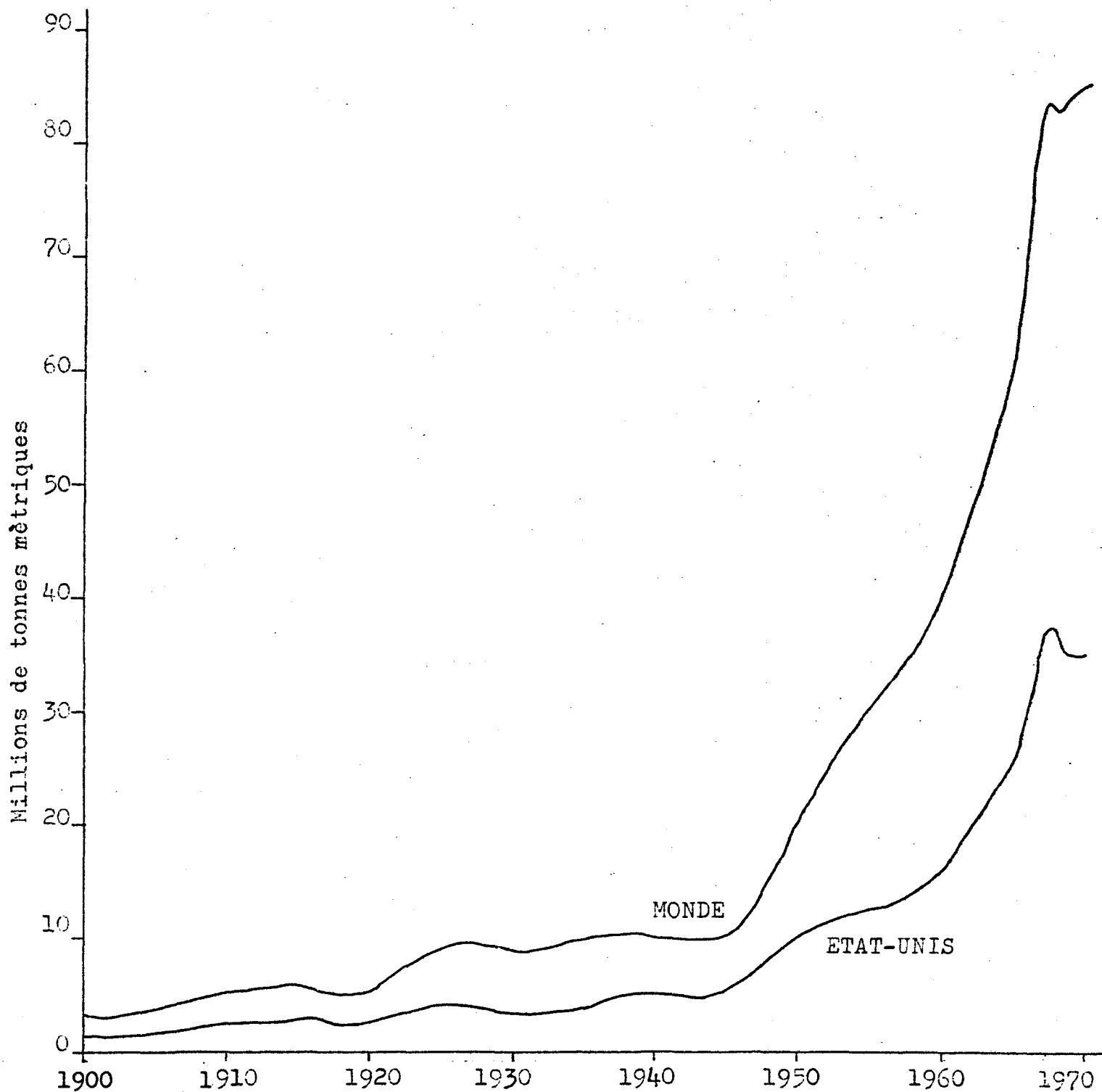
CHAPITRE 6

ETUDE ECONOMIQUE DE LA ROCHE PHOSPHATEE

6.1 Marchés du phosphate

6.1.1 Historique sur l'évolution de l'offre et de la demande

En examinant l'allure de la demande en phosphate à travers le temps, nous remarquons qu'il existe un lien très intime entre la croissance des populations et l'approvisionnement en phosphore. L'aspect exponentiel de la courbe de production de roche phosphatée depuis 1945, semble suivre l'explosion démographique et les méthodes de culture intensive qui en ont découlé. (Graphique 15). Les Etats-Unis, qui s'accaparaient de 50% de la production mondiale de phosphate au début du siècle, voyaient ce pourcentage réduit à 40% au début des années '70. En général, la production de roche phosphatée a connu une croissance continue, ponctuée de périodes de surplus et de pénurie. Ces fluctuations qui occasionnent une certaine cyclicité des marchés, résultent des variations de la demande à court terme. Les inventaires importants accumulés au début des années soixante, dû à un trop grand optimisme des producteurs dans leurs prévisions, forcèrent ces derniers à réduire leur production de l'ordre de 4 millions de tonnes en 1969. Jusqu'en 1971, la production est demeurée stationnaire pour permettre d'écouler une partie des surplus d'inventaire. L'année suivante, devant un raffermissement de la demande et face à une pénurie éventuelle, la production en roche phosphatée a connu un nouvel essor. Durant les trois années qui suivirent, la production mondiale fit un bond de 21 millions de tonnes, passant de 90 à 111 millions.



Graphique 15. Courbes de croissance de la production en roche phosphatée dans le monde et aux Etat-Unis, depuis le début du siècle.

Les acheteurs de roche phosphatée ont dû faire face à des hausses de prix phénoménales au cours de 1974. L'augmentation unilatérale des tarifs décrétée par le Maroc, endossée immédiatement par les américains pour éviter l'inondation de leurs marchés d'exportation, a provoqué une réduction massive de la demande. La tonne de phosphate dosant 75% BPL, qui coûtait \$13 aux Etats-Unis (Tampa) et \$14 au Maroc (Casablanca) au mois de mars 1973, est passée respectivement à \$55 et \$68 en janvier 1974¹. La résistance des acheteurs devant cette escalade des prix, s'est traduite par une diminution nette des exportations par les principaux pays producteurs. Ces derniers ont abaissé leur production de 6 millions de tonnes en 1975 et 1976. La demande devait toutefois subir une reprise au cours de 1976 suite à des diminutions des tarifs.

6.1.2 Situation présente et perspectives d'avenir

La demande en roche phosphatée est demeurée ferme en 1979. Cette dernière a excédé la production de près d'un million de tonnes, en comparaison d'un surplus de 1,7 million de tonne l'année précédente. L'ensemble des producteurs ont haussé leur débit de 3,5 millions de tonnes, pour porter la production mondiale à un sommet encore jamais enregistré, soit 128 millions de tonnes de roche phosphatée. Les premières statistiques émises pour 1980, montrent une continuité du phénomène amorcé en 1979. La faiblesse des prix à l'exportation au début de janvier 1980, pourrait bien inciter de nombreux acheteurs à augmenter leurs inventaires de façon considérable. Durant cette période, la tonne de phosphate titrant 74 à 75% BPL se vendait \$33.17 en moyenne (FAB Floride). Les prix devaient toutefois subir un certain raffermissement au mois de novembre 1980, clôturant à \$48.14 la tonne pour les teneurs de 74 à 75% BPL (Engineering and Mining Journal). La production mondiale devrait atteindre facilement les 132 millions de tonnes pour l'année 1980 si l'on tient compte du facteur prix et de l'augmentation relative des capacités face à une demande accrue.

¹ Ces valeurs sont exprimées en dollars américains.

L'évaluation à moyen terme de l'approvisionnement en roche phosphatée nécessite un examen attentif de son évolution dans le passé. Des facteurs qui étaient de faible intensité ou n'existaient pas, il y a trente (30) ans, influenceront sérieusement le taux de croissance de la demande au cours des cinq (5) prochaines années. Parmi les plus importantes, nous pouvons citer:

- Le taux de croissance des populations mondiales.
- L'industrialisation des pays en voie de développement.
- Les prix reçus par les agriculteurs pour leurs produits, qui vont en sens inverse des prix payés pour les engrais.
- Les législations concernant le stockage des résidus des usines de traitement primaire de la roche phosphatée (en Floride principalement).
- Le recyclage de certains déchets urbains.
- Utilisation d'espèces végétales hybrides ayant des besoins moindres en phosphore.

La quantification de ces variables demeure dans le domaine des approximations. Cependant, par une analyse globale des facteurs impliqués, il devient possible de faire ressortir un intervalle dans lequel pourra se situer la demande. Le Bureau des Mines des Etats-Unis a établi ses prédictions quant à l'allure que prendra la demande au cours des prochaines décennies. (Tableau 23). Ces chiffres sont basés sur un taux de croissance mondial des populations de 6,9%, calculé sur vingt (20) ans (1954-1973). Ce taux fut ensuite réajusté en fonction de la croissance des populations de 1977 à l'an 2 000, évaluée à 1,84%. Les prévisions pour 1985 nous semblent acceptables. Par contre,

	1977	2 000		1985 PROBABLE	2 000	TAUX DE CROISSANCE	
		BAS	HAUT			1977-85	1985-2 000
E.-U.	34 365	48 400	55 700	50 300	50 600	4,9	1,7
Monde	116 000	200 000	250 000	166 000	200 000	4,6	2,4

Tableau 23. Projections de la demande en roche phosphatée aux Etats-Unis et dans le monde en 1985 et 2 000. (Exprimées en milliers de tonnes) (Stowasser, 1979).

celles se rapportant à la consommation probable en l'an 2 000, en particulier pour les Etats-Unis, nous apparaissent plutôt conservatrices. Une augmentation de 20 mille tonnes par an sur une période s'étalant sur 15 années est beaucoup trop faible selon nous, si l'on se réfère à la consommation enregistrée au cours des cinq (5) dernières années dans ce pays. Celle-ci a subi des hausses moyennes de l'ordre de 100 mille tonnes à chaque année. Une consommation se rapprochant de 55 millions de tonnes nous semble plus réaliste. Si les capacités de ce pays demeurent sensiblement les mêmes, ce dernier deviendra importateur net de roche phosphatée avant la fin des années '80. Cette situation pourrait s'avérer fort désagréable pour le Canada qui importe actuellement la presque totalité de son phosphate des Etats-Unis (4,5 millions de tonnes en 1979).

6.2 Disponibilité et usages du phosphate

Presque toutes les roches renferment du phosphore. La croûte terrestre contient 0,23% P_2O_5 en moyenne, surtout sous forme de minéraux du groupe apatite. Le volume potentiel des réserves connues est concentré dans un nombre assez restreint d'importants dépôts. La nature renferme deux principaux types de dépôts à teneurs commerciales: les phosphorites sédimentaires d'origine marine et l'apatite d'origine ignée contenue dans des complexes de roches alcalines et de carbonatites. Les immenses dépôts de phosphate sédimentaire des Etats-Unis et du Maroc et quelques autres à travers le monde, comptent pour un peu plus de 80% de la production mondiale de phosphore. Les dépôts d'apatite ignée de l'Union Soviétique et du Brésil, en particulier, se combinent à d'autres gisements pour totaliser 15% du phosphate extrait dans le monde.

L'évaluation des réserves en phosphate est extrêmement difficile à établir. Les principales causes en sont les variations considérables des teneurs en P_2O_5 dans divers types de dépôts, les développements technologiques qui abaissent les teneurs de coupure et l'accroissement des prix qui rendent l'exploitation de certains gisements économiquement rentables. Globalement, les réserves possibles en tenant compte de tous les facteurs énumérés, pourraient se situer à 1 180 000 millions de tonnes. (Emigh, 1972). Ce total comprend tous les dépôts dont la teneur en phosphore dépasse 5% P_2O_5 .

6.2.1 Usages du phosphate dans les fertilisants

L'industrie des engrais consomme de 85 à 90% de toute la roche phosphatée vendue sur les marchés. Cette dernière doit tout d'abord subir un traitement à l'acide pour solubiliser l'apatite et rendre le phosphore facilement disponible. Le procédé consiste à détruire la structure de l'apatite à l'aide d'un acide minéral fort (acide sulfurique et phosphorique principalement). Par combinaison de roche phosphatée titrant au moins 30% P_2O_5 et d'acide sulfurique, on donne naissance à un phosphate monocalcique et à du sulfate de calcium. Les proportions de roche et d'acide employées sont à peu près les mêmes. Le superphosphate simple résultant fut pendant longtemps l'amendement phosphaté le plus utilisé par les agriculteurs.

Depuis quelque temps, devant les coûts croissants du transport, nous assistons à l'abandon presque total du superphosphate simple. Cette situation découle du besoin d'optimiser le rapport du pourcentage d'éléments fertilisants utiles sur les frais de transport. Le superphosphate triple (TSP) (46 à 48% P_2O_5) et le phosphate diammonium (DAP) (16-48-0 et 18-46-0, en unités N-P-K) semblent vouloir prendre la relève. Tous deux nécessitent l'utilisation d'acide phosphorique et d'eau. Ce procédé d'acidulation par voie humide produit de l'acide phosphorique (32% P_2O_5) et du gypse. Dans des colonnes d'évaporation, la teneur est portée à 54% P_2O_5 . Cet acide phosphorique peut être combiné à de la roche phosphatée pour donner du superphosphate triple ou encore, à de l'ammoniaque pour obtenir du phosphate diammonium.

A partir de superphosphate triple, nous pouvons créer toute une série d'engrais de type N-P-K. Ces amendements dits de mélange, utilisent de l'ammoniaque et de la potasse pour produire des engrais complets. Selon les besoins des utilisateurs, les proportions de chacun des éléments pourront varier.

La roche phosphatée se combine également à de la roche magnésienne pour former le F.M.P. (Fused Magnesium Phosphate). Par fusion de ce mélange dans un four à arc, nous produisons un engrais phosphaté soluble contenant 20% P_2O_5 , 15% MgO et 30% CaO. Actuellement, ce type d'engrais s'utilise surtout au Japon.

6.2.2 Usages dans les produits chimiques

L'industrie chimique s'accapare de 10 à 15% du phosphore mondial et l'utilise dans la fabrication de composés organiques et inorganiques. Le phosphore entre surtout dans la production alimentaire (compléments) de suppléments pour les animaux, de savons et détergents, de céramiques, de catalyseurs, de pesticides et insecticides. La presque totalité du phosphore utilisé dans le secteur industriel dérive du traitement de la roche phosphatée dans des fours électriques. En ajoutant à celle-ci de la coke et de la silice, nous obtenons du phosphore élémentaire. Ce procédé très énergivore (13 200 kWh par tonne de P) donne par contre un produit beaucoup plus pur que l'acidulation.

Dans le domaine de l'alimentation, l'acide phosphorique employé doit subir d'autres étapes de purification. Le traitement de ce dernier avec du H₂S devient obligatoire pour éliminer les traces d'arsenic présentes. Le produit phosphaté qui en découle pourra se retrouver dans la composition de liqueurs douces, de dentifrices et de suppléments alimentaires. Une certaine quantité de phosphore entre aussi dans la fabrication de tissus et de plastiques pour leur donner des propriétés ignifuges. Des composés phosphorés s'utilisent également dans les produits pharmaceutiques et médicaux.

6.3 Analyse de la structure industrielle

6.3.1 Structure du secteur primaire

La production mondiale en roche phosphatée se subdivise en trois groupes: les pays en voie de développement (PVD), les pays à économie de marché développée (PEMD) et les pays socialistes (PS). En 1974, les PVD ont produit 24% de plus de phosphate qu'ils en ont consommé. De leur côté, les PEMD affichaient des besoins dépassant leur production de 22%. Dans les pays socialistes, un équilibre s'établissant entre production et consommation. La demande en roche phosphatée des PEMD et PS comptait pour environ 90% de l'offre mondiale en 1974. Ces mêmes groupes de pays produisaient en contrepartie 66% du total du phosphate utilisé à travers le monde. Malgré cette situation de commande dans la production, ces pays font face à un bilan d'importation net de phosphate (en particulier les PEMD).

Au cours des trois dernières années, les principaux pays producteurs furent dans l'ordre: les Etats-Unis, l'Union Soviétique et le Maroc. (Tableau 24). Ces nations s'accaparaient de 76% de l'offre mondiale au cours de cette même période. Les Etats-Unis, avec les immenses dépôts de Floride (35% de la production mondiale), ceux de la Caroline du Nord et des Etats de l'Ouest demeurent les principaux producteurs de phosphate, avec 40% de

ANNEE PAYS	1977	1978	1979
Etats-Unis	47 256	50 037	50 997
U.R.S.S.	24 250	24 800	25 000
Maroc	17 259	19 719	20 135
Chine	4 100	4 400	5 500
Tunisie	3 613	3 767	4 040
Togo	2 857	2 827	2 916
Afrique du Sud	2 403	2 699	3 221
Jordanie	1 782	2 223	2 826
Sénégal	1 869	1 762	1 649
Brésil	-	-	1 695
Israël	1 232	1 759	2 216
Nauru	1 146	1 999	1 828
Vietnam	1 500	1 500	-
Iles Christmas	1 186	1 400	1 367
Algérie	1 055	997	1 083
Autres	4 359	5 028	-
Monde	115 867	124 917	128 157

Tableau 24. Production mondiale de roche phosphatée au cours des trois dernières années compilées (en milliers de tonnes) (Mining Journal of London, Annual Review, 1980).

la production mondiale. L'industrie américaine comptait, en 1950, dix (10) compagnies impliquées dans 80% de la production de phosphate du pays. Au cours des années '60, 85% du matériel produit revenait à dix (10) firmes.

Durant la dernière décennie, quinze (15) industries contrôlaient environ 95% de la roche phosphatée extraite aux Etats-Unis. Sur une période de trente ans, seulement cinq nouvelles compagnies ont fait leur apparition. Bien entendu, au cours de cet intervalle, quelques industries existantes vendaient en partie ou en totalité leur capital action à d'autres groupes financiers. La principale raison restreignant la multiplication de nouveaux producteurs demeure, sans contredit, l'aspect fortement capitalistique du secteur primaire de l'industrie du phosphate. Devant cet état de choses, nous pouvons facilement imaginer que les compagnies en place se maintiendront, tout au moins jusqu'à la fin du siècle (en tenant compte de leurs réserves actuelles).

En ce qui concerne les autres producteurs mondiaux, les structures existantes ne s'apparentent nullement avec celles décrites précédemment. La plupart des dépôts de phosphore importants, que ce soit en U.R.S.S., au Maroc ou en Chine, font l'objet d'un contrôle par l'état. Dans les pays en voie de développement, quelques dépôts sont exploités par des compagnies étrangères qui viennent chercher le matériel nécessaire pour approvisionner leurs usines de traitement secondaire.

6.3.2 Structure du secteur secondaire

L'industrie de transformation de la roche phosphatée compte deux parties: la production de superphosphate et d'acide phosphorique par acidulation et l'utilisation du four à arc pour donner du phosphore élémentaire. Dans de nombreux cas, l'entreprise qui oeuvre dans la fabrication d'engrais phosphaté possède son exploitation minière qui lui assure un approvisionnement stable en matière première. Cette situation prend de plus en plus d'envergure, surtout au niveau des gros producteurs américains. En Floride, par exemple, on dénombre neuf (9) compagnies exploitant des dépôts majeurs. De ce groupe, quatre (4) possèdent leur propre usine d'acidulation (contrôlent 62% du marché). L'International Minerals and Chemicals Corp. (IMC), le plus gros producteur de roche phosphatée du monde (11 millions de tonnes par année provenant de la formation Bone Valley de Floride) construit actuellement dans le comté Hillsborough (Floride), au coût de \$130 millions de dollars, une usine d'une capacité de 600 000 tonnes d'acide phosphorique par année.

Au Canada, la situation dans le domaine de l'industrie secondaire du phosphore diffère quelque peu. Ce pays ne disposant pas présentement de dépôts économiques de phosphate, les compagnies fabriquant des engrais importent, des Etats-Unis en majorité, la matière première utilisée dans leurs opérations. Par contre, l'autre élément essentiel à la production d'engrais, l'acide sulfurique, est disponible en grande quantité. En 1978, huit (8) entreprises fabriquaient du superphosphate, du phosphate diammonium et de l'acide phosphorique, et une autre produisait du phosphore élémentaire. Géographiquement, ces industries se situent non loin des fonderies de métaux de base, fournisseurs de soufre. Quelques entreprises canadiennes, devant l'incertitude créée par leur position d'importateur, tentent de s'introduire dans le secteur primaire de production du phosphore pour s'assurer un approvisionnement stable à des prix concurrentiels.

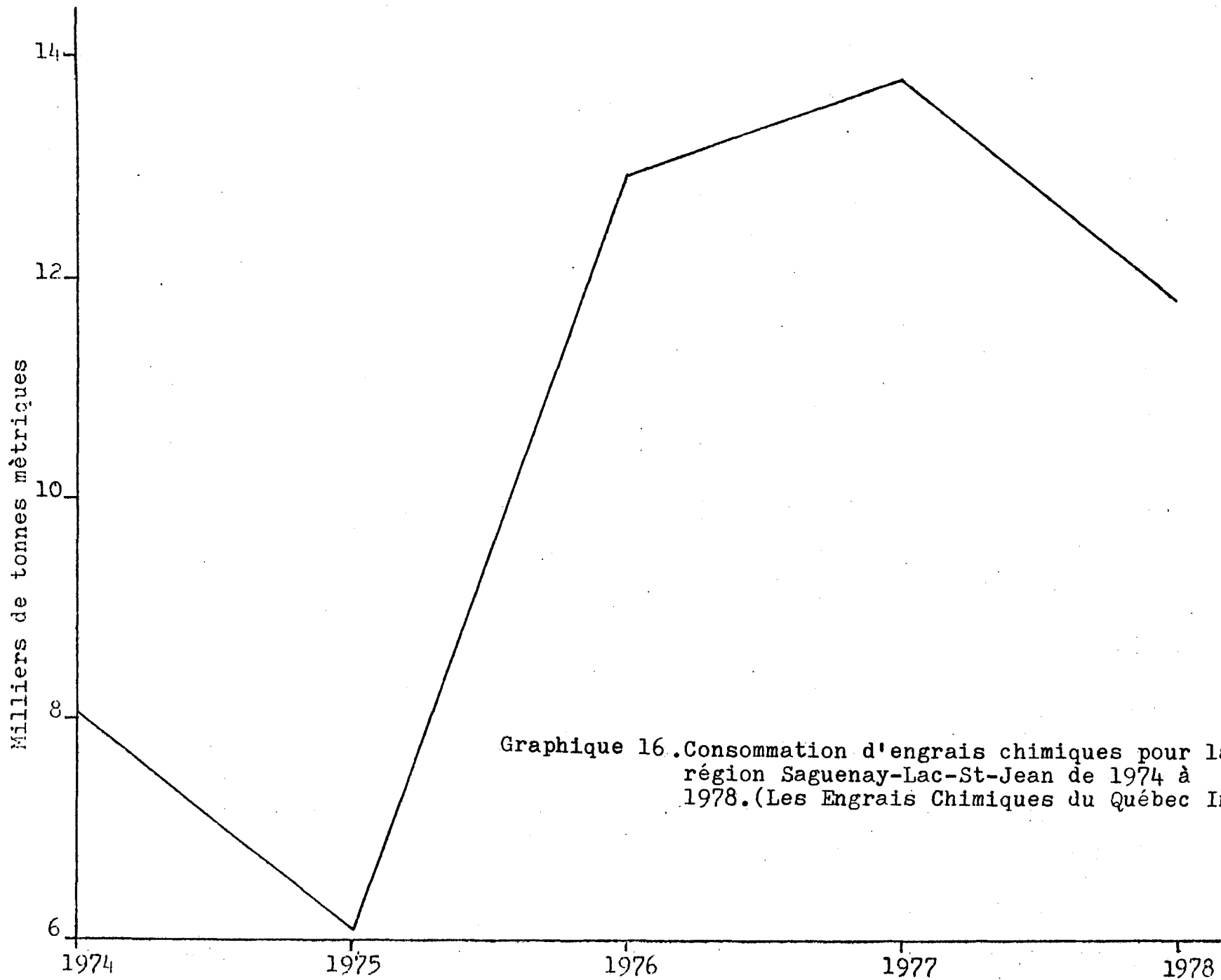
6.4 Contexte régional

6.4.1 Consommation en engrais phosphatés et produits phosphorés

La région du Saguenay-Lac-St-Jean a consommé 11 800 tonnes d'engrais chimiques en 1978 et se classait au neuvième rang des régions agricoles du Québec (12 au total). L'année précédente, les agriculteurs de ce territoire avaient utilisé près de 13 800 tonnes de fertilisants divers, un sommet jamais encore atteint. (Graphique 16). En estimant à 20% le total des produits actifs contenus dans ces engrais, nous pouvons fixer la consommation en équivalent P_2O_5 de la région Saguenay-Lac-St-Jean à environ 3 000 tonnes par année. Ce total correspond à 9 000 tonnes de roche phosphatée titrant 30% P_2O_5 . Au niveau de la consommation en produits phosphorés, aucune compilation ne permet d'en évaluer l'ampleur. Celle-ci est reliée en grande partie à l'achat de produits alimentaires manufacturés.

6.4.2 Situation de l'industrie du phosphate au Saguenay-Lac-St-Jean

La région administrative 02 ne compte qu'une seule entreprise évoluant dans le domaine des fertilisants à base de phosphore. Il s'agit d'une usine d'engrais de mélange située à St-Gédéon au Lac St-Jean. Propriété de la Chaîne Coopérative du Saguenay, ces installations d'une capacité maximale de 15 000 tonnes n'ont produit qu'environ 4 000 tonnes en 1980.



A partir de superphosphate triple (0-46-0), de superphosphate simple (0-20-0), d'ammoniaque et de potasse, l'usine procède au mélange de ces composantes. Les principaux amendements produits, le phosphate diammonium et diverses formules d'engrais composés N-P-K, sont vendus et livrés directement à l'agriculteur. Tout le phosphore utilisé par cette industrie est importé de Floride par le biais de la Coopérative Fédérée. Celle-ci s'occupe également de fournir toutes les données techniques concernant la fabrication des formules d'engrais. Actuellement, la Chaîne Coopérative possède 25% du marché régional. La "Canadian Industries Limited" (CIL) et Nutrite détiennent le reste. Aucune de ces deux compagnies ne possède d'installation au Saguenay-Lac-St-Jean. Leurs produits sont expédiés ensachés et des détaillants prennent en charge la vente et la mise en marché des fertilisants offerts.

6.5 Sélection des produits pouvant être développés et étude comparative des produits dérivés des rejets de Niobec

Dans une section précédente, nous avons brièvement décrit la gamme des produits réalisables à partir des rejets de carbonate-apatite de Niobec. Deux schémas de traitement furent alors retenus en raison des teneurs élevées en P_2O_5 des concentrés. De nombreux autres critères de sélection s'additionnent au contenu en phosphore du matériel issu du traitement primaire d'un minéral phosphaté. L'industrie secondaire du phosphate a développé deux méthodes principales de transformation des concentrés de P_2O_5 . L'acidulation et le traitement thermo-électrique qui nécessitent l'emploi d'un matériel de base possédant des caractéristiques bien définies, pour éviter la surconsommation d'acide et d'énergie. (Tableau 25). Le fer et l'aluminium constituent deux impuretés particulièrement problématiques provoquant toute une gamme de réactions physiques et chimiques indésirables. D'autres éléments comme le magnésium et la silice compliquent également l'acidulation d'un concentré d'apatite. L'autre méthode de traitement, celle du four à arc électrique, bien que peu exigeante au niveau de la teneur initiale en P_2O_5 de la matière première, s'avère stricte concernant le rapport CaO/P. Un pourcentage trop élevé de calcium provoque une consommation supérieure d'électricité. Comme pour l'acidulation, de trop grandes quantités de magnésium, aluminium et fer amènent de nombreux problèmes d'ordre physique et chimique.

ACIDULATION

Teneur minimale en P_2O_5 du concentré: 30% (66% BPL)

Rapport CaO/P_2O_5 maximum: 1,6

Contenu maximum en $Fe_2O_3 + Al_2O_3$: 3 à 4%

Consommation et type d'acide utilisé: environ une (1) tonne d'acide sulfurique ou phosphorique par tonne de roche phosphatée

Caractéristiques physiques du concentré: particules de la granulométrie d'un sable, poreuses

Produit final: phosphate monocalcique, acide phosphorique

FOUR A ARC ELECTRIQUE

Teneur minimale en P_2O_5 du concentré: 24% (52% BPL)

Rapport CaO/P maximum: 3,30 à 3,60

Fondant et agent réducteur utilisés: silice et coke

Consommation en énergie: 13 200 kWh/tonne

Caractéristiques physiques du concentré: bouletage des particules pouvant se faire avec aisance

Produit final: phosphore élémentaire, acide phosphorique

Tableau 25. Liste des caractéristiques d'un concentré de P_2O_5 imposées pour les deux principaux modes de traitement secondaire de la roche phosphatée.

Les deux concentrés d'apatite issus du traitement des rejets de Niobec respectent une bonne partie des normes exigées par l'industrie de transformation de la roche phosphatée. (Tableau 26). Au niveau des qualités chimiques, les produits de Niobec sont en deçà des maximums fixés par la méthode d'acidulation. Par contre, ceux-ci ne répondent pas aux caractéristiques physiques énoncées. Les particules composant les concentrés n'offrent aucune porosité. Cette propriété aura pour effet d'augmenter la période de temps allouée à la décomposition des particules de phosphates présentes.

Le procédé thermo-électrique pourrait s'accommoder aisément des concentrés découlant des rejets de la mine de St-Honoré, le rapport CaO/P se situant à l'intérieur des normes établies. Par contre, l'ordre de grandeur

OXYDES	CONCENTRE A PARTIR DE:		ROCHE PHOSPHATEE DE FLORIDE
	C.C.	R.T.D.	
P ₂ O ₅	33,90	37,59	30,44
CaO	50,30	49,86	42,00
Fe ₂ O ₃	0,80	0,49	4,00
Al ₂ O ₃	0,28	0,35	2,35
MgO	1,70	3,60	1,08
SiO ₂	1,10	0,51	11,20
CaO/P ₂ O ₅	1,48	1,33	1,38
CaO/P	3,40	3,04	3,16

Tableau 26. Analyse chimique des concentrés produits à partir du concentré de carbonate (C.C.) et du rejet total deschlammé (R.T.D.) de Niobec et d'un concentré de phosphate de Floride.

de ce rapport est intimement lié au coût de l'énergie électrique. Il faut connaître la dimension de toutes les variables avant d'éliminer la méthode du four à arc électrique, comme procédé de traitement applicable aux concentrés de Niobec. Une comparaison rapide de ceux-ci, avec un concentré phosphaté de Floride (Robin Jones Phosphates Co.) vient appuyer notre raisonnement. Les rapports des qualités chimiques du concentré floridien offrent approximativement les mêmes valeurs que ceux de Niobec. Des essais de traitement à l'acide et au four à arc électrique devraient être effectués après la confirmation des procédés semi-industriels, pour établir les réelles qualités ou déficiences des concentrés d'apatite de St-Honoré.

Les rejets provenant de la réalisation de ces concentrés renferment des quantités appréciables de magnésium et de fer. De plus, ceux-ci peuvent compter sur la présence d'oligo-éléments de première importance comme le manganèse, le cuivre, le zinc et le plomb. Globalement, ce produit se compare avantageusement à une chaux calcaire. L'indice de qualité agricole ou pouvoir neutralisant des rejets de flottation de l'apatite se situe à 75%.

Ce pourcentage fort respectable, représente la capacité du calcium et du magnésium à neutraliser un milieu acide¹. Comme nous l'avons démontré en partie au chapitre précédent, les rejets de carbonate-apatite de Niobec semblent bien se comporter dans un rôle d'agent neutralisateur.

¹ Le gouvernement exige un P.N. de 85% pour accorder une subvention au transport. Un pourcentage inférieur n'implique pas une valeur agricole nulle pour cet amendement calcaire.

CHAPITRE 7

DISCUSSION GENERALE

7.1 Choix des méthodes de séparation

Les premiers efforts pour concentrer l'apatite des rejets de la mine Niobec furent consacrés au concentré de carbonates. L'attrait principal de ce matériel réside au niveau de son contenu en P_2O_5 . Le concentré de carbonates titre de 8 à 10% P_2O_5 en moyenne. Ces contenus correspondent au double des teneurs affichées initialement par l'alimentation à l'entrée du concentrateur. De plus, ce rejet offre des pourcentages anormalement élevés en phosphore pour la partie grossière de sa granulométrie. A partir de ces constatations, nous avons essayé d'appliquer systématiquement les méthodes de concentration utilisant des principes physiques simples tels que la force centrifuge et la gravité qui furent éprouvées dans une phase primaire. Le choix de celles-ci était motivé par le désir de minimiser le plus possible les coûts de traitement et le montant de capital nécessaire pour implanter un mode de valorisation efficace et peu compliqué.

Dans une étape subséquente, nous avons examiné le comportement du concentré de carbonates soumis à une action sélective par le biais de réactifs chimiques injectés dans un milieu aqueux. Le concentré de carbonates contient en moyenne 80% de carbonates (surtout dolomitiques) et 20% d'apatite. Cette combinaison a incité le Centre de Recherches Minérales du Québec à expérimenter un procédé de flottation des carbonates. L'apatite cale au fond de la cellule en utilisant les réactifs adéquats pour la déprimer, alors que

les carbonates flottent sélectivement par rapport au minéral phosphoré à l'aide d'un collecteur approprié.

Malgré sa teneur en phosphore élevée, le concentré de carbonates ne représente que 25% environ des rejets totaux (en poids) de la mine Niobec. En moyenne, près de 50% de l'apatite contenue dans le minerai niobifère lui est associé. D'autre part, de nombreux dépôts avec des concentrations en P_2O_5 inférieures à 8% sont exploités de façon économique dans plusieurs pays à travers le monde. La plupart de ceux-ci font appel à un procédé de flottation directe de l'apatite pour mettre en valeur leurs dépôts de phosphate. Le rejet total deschlammé de Niobec qui s'apparente grandement à certains de ces gisements par son contenu en P_2O_5 (4,0 à 5,5%) pourrait être traité économiquement avec les mêmes méthodes. Ce résidu correspond à 85% des rejets du concentrateur et renferme près de 85% de l'apatite totale. De nombreuses méthodes de flottation directe furent appliquées au rejet total deschlammé sans succès probants. Les propriétés de surface des carbonates et de l'apatite étant quasi identiques, la difficulté d'obtenir une discrimination efficace de ces deux minéraux était d'autant plus difficile. Un seul procédé a permis la réalisation de concentrés d'apatite valables. Il s'agit d'une méthode de traitement en vigueur au Brésil qui fait appel à un mélange spécifique de réactifs pour déprimer les carbonates. Le minerai brésilien présente un contenu en carbonates très élevé (80%) comparativement à celui de Niobec (65%). Le choix de ce procédé nous fut dicté par la similitude entre les compositions chimique et minéralogique du minerai brésilien, comparées à celles du rejet total deschlammé de Niobec.

7.2 Evaluation des résultats obtenus à partir des différentes méthodes de séparation

7.2.1 Méthodes appliquées sur le concentré de carbonates

Les procédés granulométrique et gravimétrique appliqués au concentré de carbonates n'ont donné des résultats insatisfaisants en termes économiques. Les essais de cyclonage effectués sur le concentré de carbonates résultèrent en des concentrés de teneurs se situant légèrement au-dessus de 20% P_2O_5 . Les récupérations, par rapport au concentré de carbonates, se chiffraient à près de 50% dans 25% du poids initial. A toutes fins prati-

ques, ces résultats nous obligent à éliminer le cyclone comme méthode de concentration du phosphore. Par contre, ce type d'appareil pourrait très bien s'intégrer dans un schéma de traitement ayant besoin d'une préconcentration de l'apatite combinée à un deschlammage.

D'autre part, la table à secousses a permis la réalisation de concentrés affichant des teneurs de l'ordre de 25 à 28% P_2O_5 . Malheureusement, les très faibles récupérations en apatite et en poids nous incitent à ne pas considérer ce mode de traitement au niveau des études de faisabilité. Ces résultats ont tout de même permis de confirmer les analyses chimiques et d'examiner le comportement des grains d'apatite par rapport à ceux des carbonates face à la gravité.

Actuellement, le seul procédé adéquat sur le plan économique pour traiter le concentré de carbonates semble être le schéma de flottation inversée soumis par le Centre de Recherches Minérales du Québec. Ce procédé qui a d'abord été essayé en laboratoire a permis d'atteindre des concentrés d'apatite dosant 38% avec une récupération de 65% dans 18,3% du poids. Par la suite, des essais en usine-pilote ont limité la teneur à 34% P_2O_5 avec une récupération de 75% dans 22,1% du poids de concentré de carbonates. Le concentré de carbonates ne renfermant que 50% de l'apatite totale, la récupération réelle par rapport au phosphore disponible se situe à 37,5%. De plus, des essais de pilotage menés par la mine Niobec visant la flottation directe du pyrochlore sans passer par la flottation des carbonates risquent de provoquer la disparition du concentré de carbonates si les résultats s'avèrent positifs.

7.2.2 Traitement du rejet total deschlammé

La valorisation du rejet total deschlammé fut exécutée par l'entremise d'un procédé de flottation directe au niveau des essais de laboratoire. Ceux-ci comportaient deux étapes de flottation. Lors du dégrossissage, les concentrés produits dosaient de 14 à 17% P_2O_5 avec une récupération de 53 à 71%. La finition de ces derniers portait les teneurs jusqu'à 37% P_2O_5 tout en récupérant 70% de l'apatite contenue dans les concentrés de dégrossissage. Des calculs préliminaires de récupération globale par rapport au rejet total deschlammé fixent celle-ci à environ 50%. La récupération réelle, en tenant compte de la perte en phosphore due au deschlammage des rejets totaux se

situé à 42,5%. Les schlammes résultants du cyclonage des résidus totaux qui forment en moyenne de 15 à 20% de la masse des rejets de la mine pourraient éventuellement être utilisés. Ce sous-produit s'ajouterait à la gamme des produits réalisables issus du procédé de flottation directe.

En plus d'une légère supériorité au niveau de la récupération, la principale qualité de ce procédé demeure, sans aucun doute, le coût relativement peu élevé des réactifs employés (environ cinq (5) fois moindres que le procédé du CRMQ). Il offre également de nombreuses possibilités d'applications tant au niveau des résidus déjà accumulés que des réserves constituées par des dépôts autres que celui de St-Honoré. Ainsi, la mise en valeur de la carbonatite du complexe igné alcalin de Girardville (canton Crevier) pourrait éventuellement s'ajouter au total du minerai phosphaté disponible au Saguenay-Lac-St-Jean. Sur le plan minéralurgique, le schéma de traitement brésilien utilisé pour le rejet total deschlammé de Niobec, saurait sûrement s'adapter à une carbonatite à apatite comme celle mise à jour dans le canton Crevier.

7.3 Rentabilité globale du projet de valorisation

La rentabilité du projet de valorisation des rejets de carbonate-apatite comporte certaines contraintes imposées par l'évolution des coûts de production et celle des prix de vente des concentrés d'apatite. Nous devons également examiner les alternatives possibles de survie du procédé mis au point pour extraire l'apatite des rejets de Niobec, devant l'éventualité d'un arrêt de la production principale de la mine (pyrochlore).

Au chapitre 4, nous avons retenu deux scénarios pouvant s'avérer rentables sur toute la durée de vie des opérations, basée sur les réserves minières de Niobec. Selon nos calculs, la somme des flux monétaires en assumant des coûts de production et des prix de vente à leur niveau présent, s'échelonnait de 13,7 à 17,1 millions de dollars pour une période de 26 ans.

Comme nous l'avons démontré un peu plus tôt, tout procédé de traitement des rejets dans le but d'en extraire l'apatite, doit tenir compte et s'intercaler à l'intérieur de l'exploitation principale. Aucune des deux méthodes soumises, que ce soit la flottation inversée ou directe de l'apatite, ne pourrait assumer complètement les coûts actuels d'extraction et de comminution de la mine Niobec pour s'assurer une alimentation en minerai phosphaté. ?

D'autre part, un arrêt de production du concentré de pyrochlore éliminerait du même coup le procédé de traitement du concentré de carbonates élaboré par le CRMQ. Il n'en va pas de même pour le procédé de flottation directe à lequel s'offrent deux (2) avenues possibles:

- i) Utiliser les résidus déjà accumulés dans le bassin de sédimentation de Niobec au même rythme journalier précédemment en vigueur (au taux actuel de production, les réserves du bassin de résidus seraient d'environ trois (3) ans).
- ii) Augmenter le tonnage actuellement miné par l'utilisation d'une méthode d'extraction moins coûteuse et/ou diversifier l'approvisionnement (exploitation de la carbonatite du canton Crevier).

En résumé, dans le cadre présent d'évaluation, nous devons considérer le concentré d'apatite issu de la valorisation des rejets de St-Honoré comme un sous-produit. La rentabilité de l'un ou l'autre des procédés de traitement des résidus devient alors directement fonction de la solidité à long et moyen terme du marché du pyrochlore. Si ce dernier s'effondre et que la teneur de coupure pour ce minéral est haussée considérablement, nous assisterons à une baisse sensible des réserves exploitables en niobium et implicitement aussi celles en apatite.

7.4 Examen préliminaire de la mise en marché des produits à développer en fonction des besoins

Le traitement des rejets de carbonate-apatite de Niobec pourrait déboucher sur la réalisation de deux (2) produits principaux: un concentré d'apatite titrant de 34 à 37% P_2O_5 et un amendement calcio-magnésien contenant en moyenne 31% CaO et 15% MgO. Les schlammes provenant du cyclonage des résidus totaux et titrant 28,5% CaO et 15,5% MgO, pourraient également devenir un produit intéressant.

7.4.1 Marché régional

Au niveau de la consommation régionale de phosphate, nous avons pu constater que celle-ci se concentrait surtout autour des engrais de type N-P-K. Le phosphore de ces mélanges se présente sous forme de superphosphate simple

et triple. Ces derniers découlent du traitement à l'acide sulfurique de concentrés d'apatite. La mise en marché d'un concentré d'apatite peu soluble comme fumure minérale, n'offre pratiquement aucune chance de réussite dans la région du Saguenay-Lac-St-Jean. Le principal produit issu du traitement des rejets de Niobec devra obligatoirement subir des modifications pour satisfaire les exigences de consommateurs éventuels, les mélangeurs d'engrais.

Le cas des sous-produits découlant de la valorisation des résidus de St-Honoré diffère quelque peu. Cet amendement calcio-magnésien de par ses caractéristiques, pourrait se tailler une place enviable dans le domaine des chaux calcaires. Déjà, par des essais préliminaires, nous avons démontré son efficacité comme facteur neutralisant des sols. Son contenu élevé en magnésium constitue un avantage certain pour celui-ci par rapport aux amendements disponibles sur le marché. Le pouvoir neutralisant du produit de Niobec est légèrement inférieur aux normes gouvernementales (75 contre 85), ce qui élimine les subventions au transport. Par contre, ce matériel ne nécessite aucun dynamitage ou broyage. Le prix de vente peu élevé d'un tel produit (environ \$8/tonne) limite son rayon de rentabilité en fonction des coûts de transport.

7.4.2 Marchés provincial et national

Le concentré d'apatite pouvant être produit à St-Honoré respecte pratiquement toutes les normes requises par les usines d'acidulation. Avec une production annuelle se situant entre 36 000 et 42 000 tonnes, le traitement régional de ce concentré d'apatite semble à première vue difficile à rentabiliser. Pour une tonne de superphosphate triple produit, il faut compter environ deux (2) tonnes de roche phosphatée titrant 75% BPL. La production journalière en superphosphate triple dans un tel cas serait de 55 à 60 tonnes et en 1976, la plus petite usine d'acidulation au Canada (St-Lawrence Fertilizers, Valleyfields¹) en produisait près de 105 tonnes par jour. De plus, celle-ci bénéficiait de la présence d'un producteur d'acide sulfurique (Canadian Electrolytic Zinc) à proximité de ses installations.

¹ N'est plus en production présentement.

Une des solutions à envisager pour écouler notre production de concentré d'apatite serait de s'associer par contrat à une usine d'acidulation actuellement en production ou essayer d'accroître l'approvisionnement en concentré d'apatite de l'usine de transformation projetée. Déjà quelques producteurs canadiens de fertilisants ont démontré un certain intérêt face à l'achat possible d'un concentré d'apatite en provenance de la mine Niobec de St-Honoré.

CHAPITRE 8

CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

Le but principal de nos recherches, qui était d'amorcer le développement d'un procédé économique de traitement des rejets de carbonate-apatite de la mine Niobec de St-Honoré, a été atteint. Plusieurs étapes ont dû être franchies avant d'en arriver à ce résultat.

Dans un premier temps, l'étude du contexte général permettait de mesurer l'ampleur de l'objectif en définissant les diverses utilisations du phosphore. Par la suite, l'analyse des résidus de Niobec au niveau granulométrique, minéralogique et chimique, déterminait des choix d'orientations possibles devant conduire à l'élaboration de certaines méthodes de concentration du phosphore. Des procédés simples furent tout d'abord appliqués au concentré de carbonates sans succès probants. Le cyclone et la table à secousses ne permettaient pas d'obtenir des concentrés de teneurs et récupérations économiques. Finalement, des essais de flottation inversée exécutés par le Centre de Recherches Minérales du Québec (CRMQ) ont débouché sur un concentré d'apatite de valeur marchande titrant 34% P_2O_5 . Par contre, la récupération réelle du schéma proposé par le CRMQ, par rapport aux rejets totaux, se situe à 37,5%. Notre recherche s'est par la suite orientée vers le traitement du rejet total deschlammé. L'application à celui-ci d'un procédé de traitement en vigueur au Brésil, nous a permis de franchir une étape importante dans la valorisation des résidus de Niobec. La réalisation de concentré d'apatite titrant jusqu'à 37% P_2O_5 , jumelée à des récupérations globales de 42,5%, représente une avenue fort prometteuse. De plus, les coûts des réactifs reliés à cette

méthode de flottation directe seraient cinq (5) fois moindres que ceux employés dans la méthode du CRMQ. D'autre part, quelques essais de solubilité de l'apatite contenue dans un concentré produit par cyclonage ont démontré le faible degré de solubilisation de la fluorapatite de St-Honoré. Deux produits différents pourraient découler du traitement des rejets de Niobec: un concentré d'apatite et un amendement calcio-magnésien.

La rentabilité globale du projet en appuyant l'un ou l'autre des procédés de flottation soumis semble intéressante. D'autre part, la mise en opération de l'un de ces schémas de production doit tenir compte de l'exploitation principale. Au rythme actuel de production de la mine et en utilisant la même méthode d'extraction, aucun des scénarios proposés ne pourrait poursuivre ses opérations dans l'éventualité d'un arrêt de production du concentré de pyrochlore. Dans un tel contexte, le concentré d'apatite issu du traitement primaire des rejets de carbonate-apatite de St-Honoré devra nécessairement porter le qualificatif de sous-produit.

Par ailleurs, l'étude du marché de la roche phosphatée montre que la production de cette substance minérale fut ponctuée de périodes de surplus et de pénurie à travers le temps. La consommation de phosphore est directement proportionnelle à la croissance des populations dû au fait que 90% de la roche phosphatée est utilisé pour la fabrication d'engrais pour l'agriculture. L'industrie primaire du phosphate est dominée par les Etats-Unis, lesquels contrôlent environ 40% de la production mondiale. Dans la région du Saguenay-Lac-St-Jean, la consommation s'oriente vers les fertilisants de type N-P-K. Vingt-cinq (25) pourcent de tous les engrais chimiques vendus sont mélangés au Lac St-Jean dans une usine appartenant à la Coopérative Fédérée, l'autre partie du marché appartenant à Nutrite et CIL.

Parmi les étapes à franchir avant d'en arriver à la mise sur pied d'un circuit d'apatite, nous recommandons l'examen des points suivants:

- i) L'optimisation des essais de laboratoire pour le procédé de flottation directe de l'apatite.
- ii) Procéder aux essais en usine-pilote du même schéma de traitement.

- iii) Vérifier en laboratoire le comportement des concentrés d'apatite produits à partir des deux (2) méthodes proposées, au niveau des transformations secondaires: acidulation et four à arc électrique.
- iv) Continuer l'évaluation du sous-produit découlant du traitement des rejets (amendement calcio-magnésien) au niveau des essais sur le terrain (pourrait être réalisée par le MAQ).
- v) Evaluer les possibilités de transformer le concentré d'apatite dans la région en fonction du retour sur le capital investi (traitement primaire + secondaire) relié au prix de vente des produits finaux.

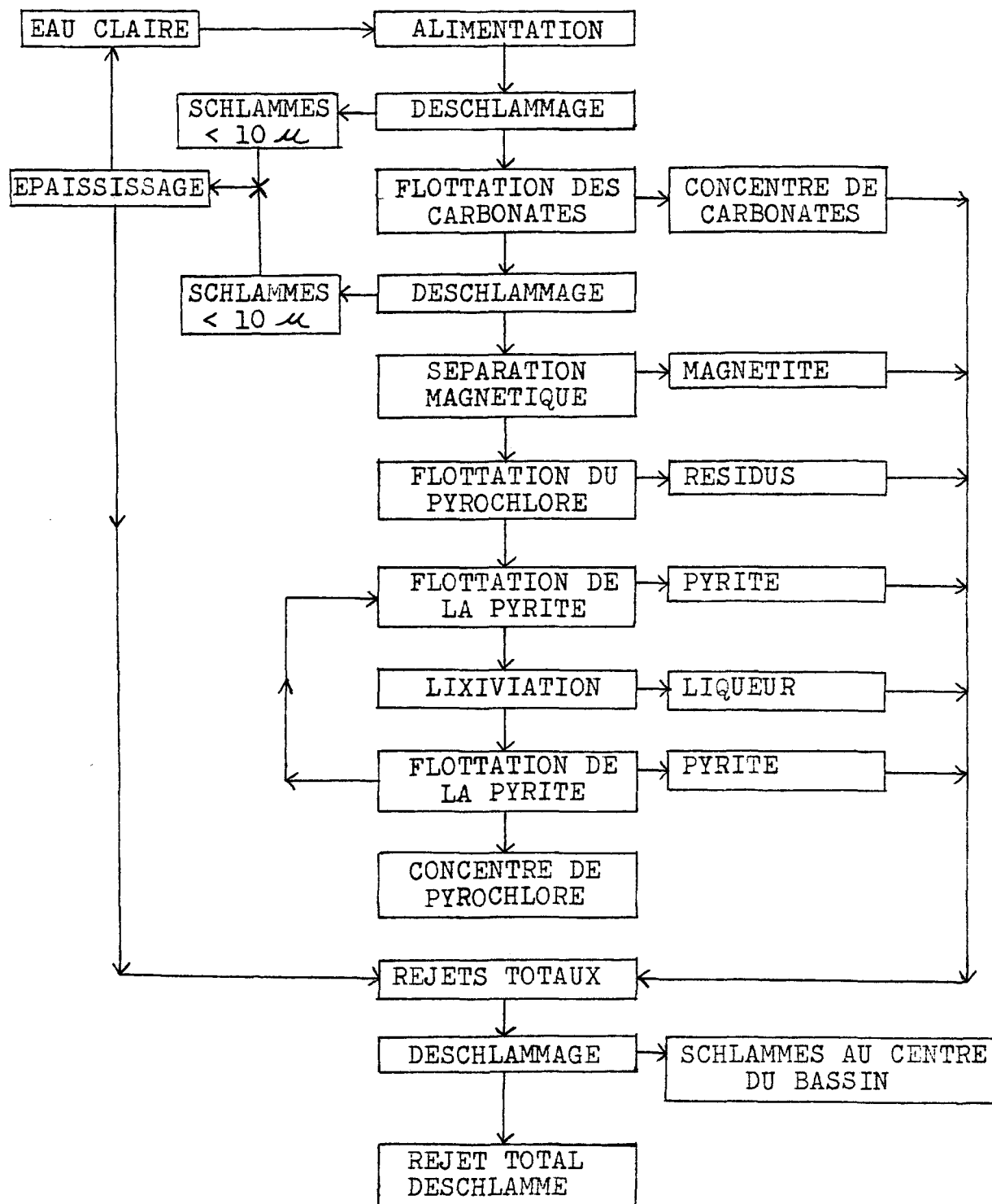
Les données obtenues sur ces différents points compléteront les résultats de cette recherche et permettront, nous l'espérons, le développement de la première industrie québécoise dans le secteur primaire du phosphate assurant ainsi une certaine autosuffisance et garantie d'approvisionnement pour le Québec.

REFERENCES

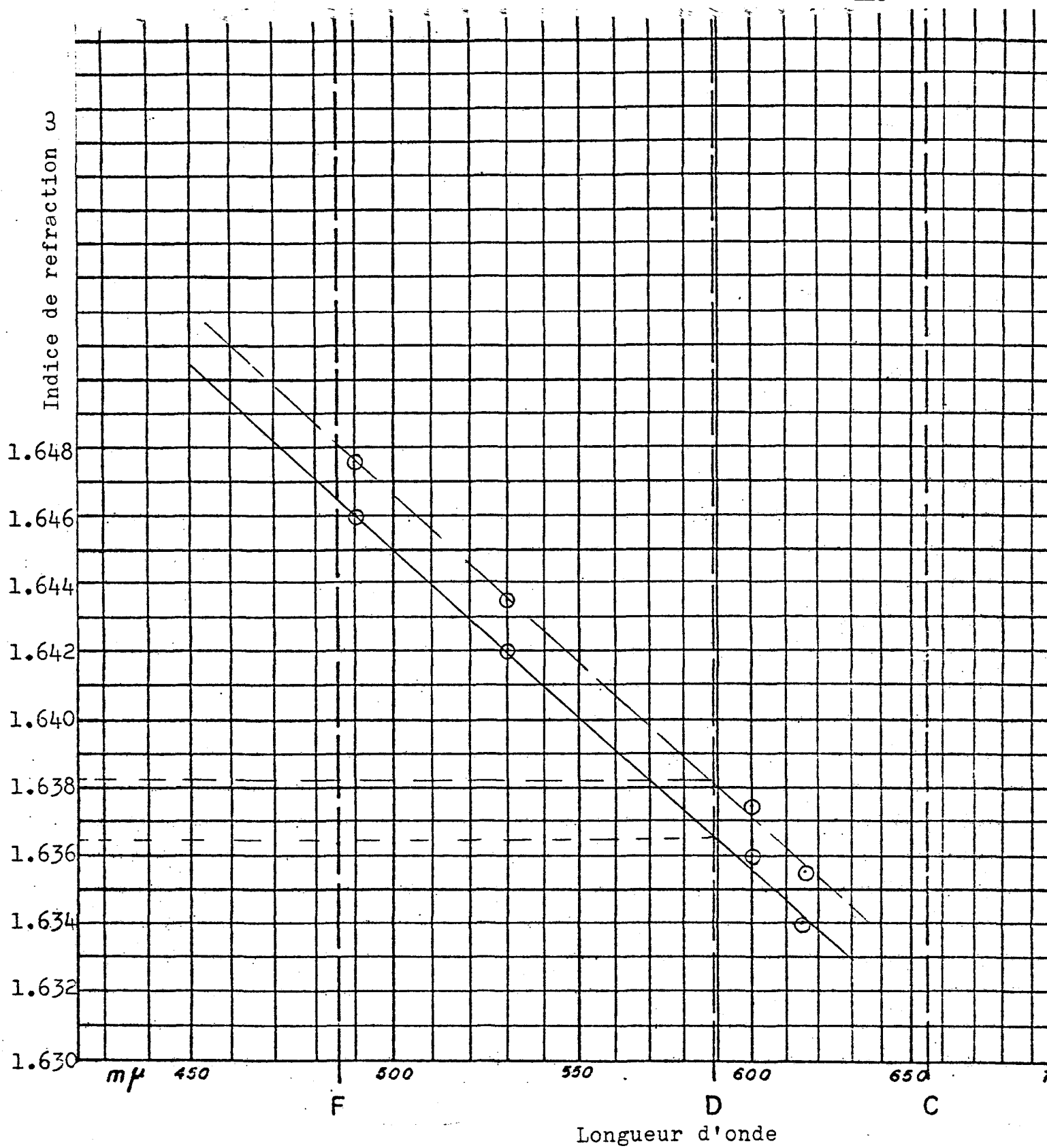
- ANDERY, P.A., 1968, Flottation of phosphate containing materials. U.S. Pat. No 3,403,782. Acc. 1st oct. 1968.
- ANON., 1979, Finns to produce fertilizer from low grade apatite ore. Canadian Mining Journ., Sept. 79, pp. 77-78.
- ARCHAMBAULT, G., 1980, Etude de mise en valeur des rejets de carbonate-apatite de la mine Niobec. Rapport préliminaire, contrat 30-060-264, UQAC, 211 p.
- ASSOC. OFFICE AGR. CHEMISTS, 1950, Official methods of analysis. Sec. 2-17 (a), 7th ed.
- BISS, R. et ROBERT, M., 1979, Concentration du minerai de pyrochlore. Document int. de Niobec, soumis à la réunion du C.M.P. à Chicoutimi, mai 1979, 17 p.
- BLAZY, P., 1970, La valorisation des minerais. Coll. Biblio. de l'ing. géol., 415 p., P.U.F.
- BLOSS, F.D., 1961, An introduction to the methods of optical crystallography. Holt, Rinehart and Winston, 294 p.
- CARO, J.H. et HILL, W.L., 1956, Caractéristiques et valeur fertilisante des phosphates naturels d'origine différente. Traduit de: Journ. of Agr. and Food Chemistry, Vol. 4, no 8, pp. 684-687.
- De BELINKO, G., et al, 1976, Séminaire sur la valorisation des phosphates minéraux pauvres à gangue carbonatée. Ind. Minérale, Minéralurgie, 2-76, pp. 107-124.

- De BELINKO, G., 1977, Quelques compléments au compte rendu du Colloque de Calgliari sur le traitement minéralurgique des phosphates pauvres. Ind. Minérale, Minéralurgie, 2-77, pp. 169-172.
- DELISLE, G., 1979, Récupération de l'apatite à partir du concentré de carbonates de Niobec. Inc. Projet no 859-2, rapport d'étape, mai 1979, M.R.N., Centre de Recherches Minérales du Québec, 50 p.
- DELISLE, G., 1980, Pilotage du procédé de récupération de l'apatite à partir du concentré de carbonates de: Les Services TMG Inc. (Niobec), Projet no 859-2, rapport final, mars 1980, M.E.R., Centre de Recherches Minérales du Québec, 52 p.
- EMIGH, G.D., 1972, World phosphate reserves: are there really enough? EM/J, Vol. 173, No 4, pp. 90-95.
- EMIGH, G.D., 1975, Phosphate rock. In Indust. Minerals and Rock, S.J. Lefond: Ed. Am. Inst. of Mining, Metal and Petroleum Engineers, pp. 935-990.
- GAGNON, G., et GENDRON, L.A., 1977, The geology and current development of the St-Honore niobium (columbium) deposits. Niobec Inc. Can. Inst. Min. and Met., 79th Annual Gen. Meeting.
- GAGNON, G., 1979, Le complexe de carbonatite de St-Honoré et ses dépôts de niobium. AGC-AMC, Univ. Laval, pp. 16-31.
- GAUTHIER, A., GAGNON, G. et BONNEAU, J., 1979, Le complexe de carbonatite de St-Honoré, une nouvelle image. Comm. présentée au congrès AGC-AMC, 1979, Québec, Symposium sur les carbonatites.
- HUTCHISON, C.S., 1974, Laboratory handbook of petrographic techniques. Wiley, Interscience, 527 p.
- MATHEWS, A.A., 1977, Capital and operating cost estimating system handbook. Mining and beneficiation of metallic and nonmetallic minerals except fossil fuels in the U.S. and Canada. U.S. Dept of Interior, Bureau of Mines, 387 p.
- NAGAMORI, M., 1978, FMP-CRIQ. Amiante-FMP: Dossier no 5-0645. Rapport MAT-78-094, Centre de Recherche Industrielle du Québec.

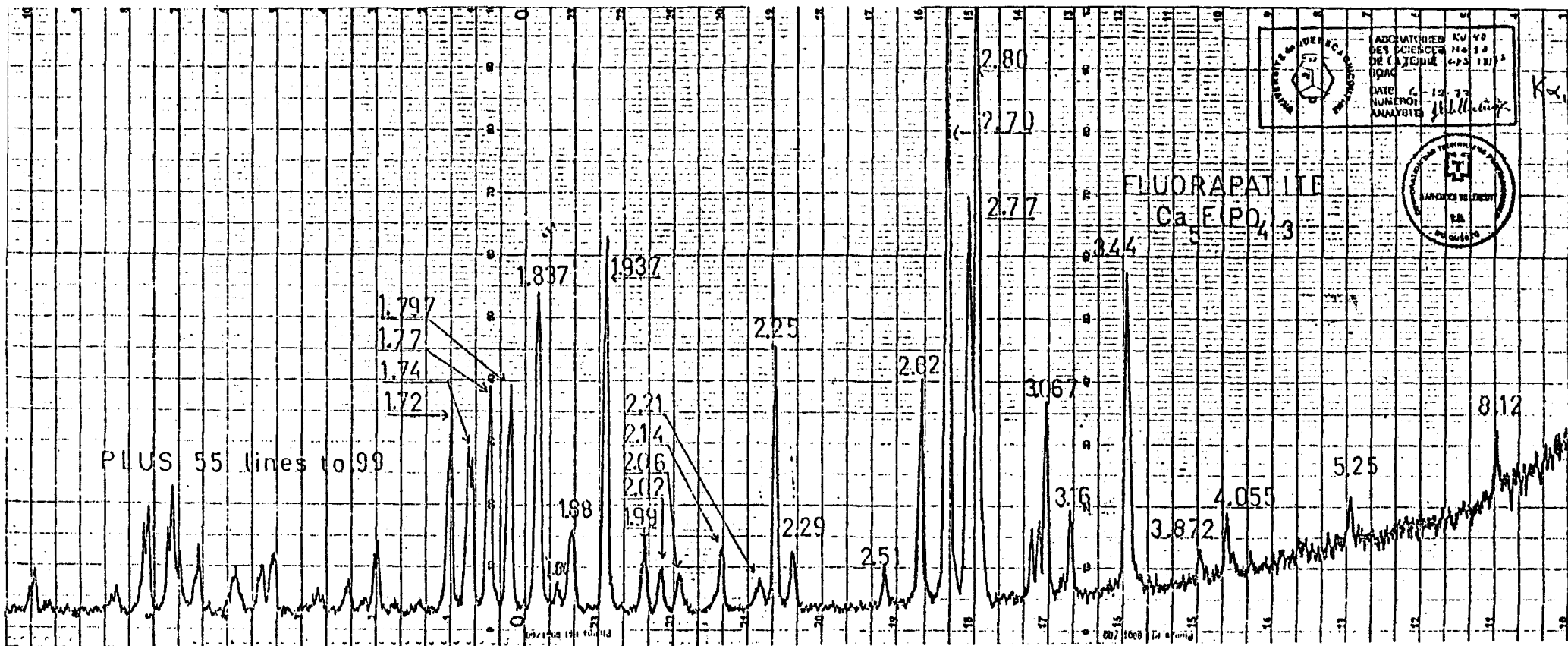
- RAYMOND, R., MAILLOUX, A. et DUBE, A., 1965, Pédologie de la région du Lac-St-Jean. Ministère de l'Agriculture du Québec.
- SAVARD, J.Y., 1977, Etude sur l'utilisation possible des rejets de la mine Niobec comme engrais. Projet de fin d'études, décembre 1977, UQAC, 45 p.
- SAVARD, J.Y., 1979, Etude de certains facteurs pouvant permettre la mise en valeur des rejets de carbonate-apatite de la mine Niobec. Rapport du M.R.N., octobre 1979, 48 p.
- SILVIA, A.F. et ANDERY, P.A., 1972, Mining and beneficiation of the apatite rock at the Jacupiranga mine Brazil. Phos. and Potass., no 57, pp. 37-40.
- SOLTNER, D., 1976, Phytothecnie générale: Les bases de la production végétale. Tome I. Le sol. Coll. Sci. et Tech. Agriculture, Le Clos-Lorelle, 443 p.
- STOWASSER, W.F., 1979. Phosphate. U.S. Dept. of the Interior, Bureau of Mines, Mineral Commodity Profiles, January, 1979.
- TRAWINSKI, H., 1976, Theory applications and practical operation of hydro-cyclone. EM/J, sept. 1976.
- VALLEE, M. et DUBUC, F., 1979, The St-Honore carbonatite complex, Québec. CIM Transactions, Vol. 73, pp. 245-258.



Annexe 1. Schéma de traitement (simplifié) du minerai de niobium de St-Honoré.



Annexe 2. Courbe de dispersion de l'apatite de St-Honoré.



Annexe 3. Diagramme de diffraction des rayons X de l'apatite de St-Honoré.

Annexe 4. Essai de tamisage typique.

1. Quartage d'une masse de matériel à tamiser, pour obtenir un échantillon de 300 grammes.
2. Tamisage humide de l'échantillon à l'aide du tamis No. 325¹ et séchage à l'étuve des deux(2) fractions résultantes.
3. Peser la fraction de dimensions inférieures au tamis No. 325.
4. Tamisage de la fraction de dimensions supérieures à 325 mailles sur la série de tamis suivante: 35-65-100-150-200-270-325-plateau.
5. Recueillir chacune des fractions et peser.

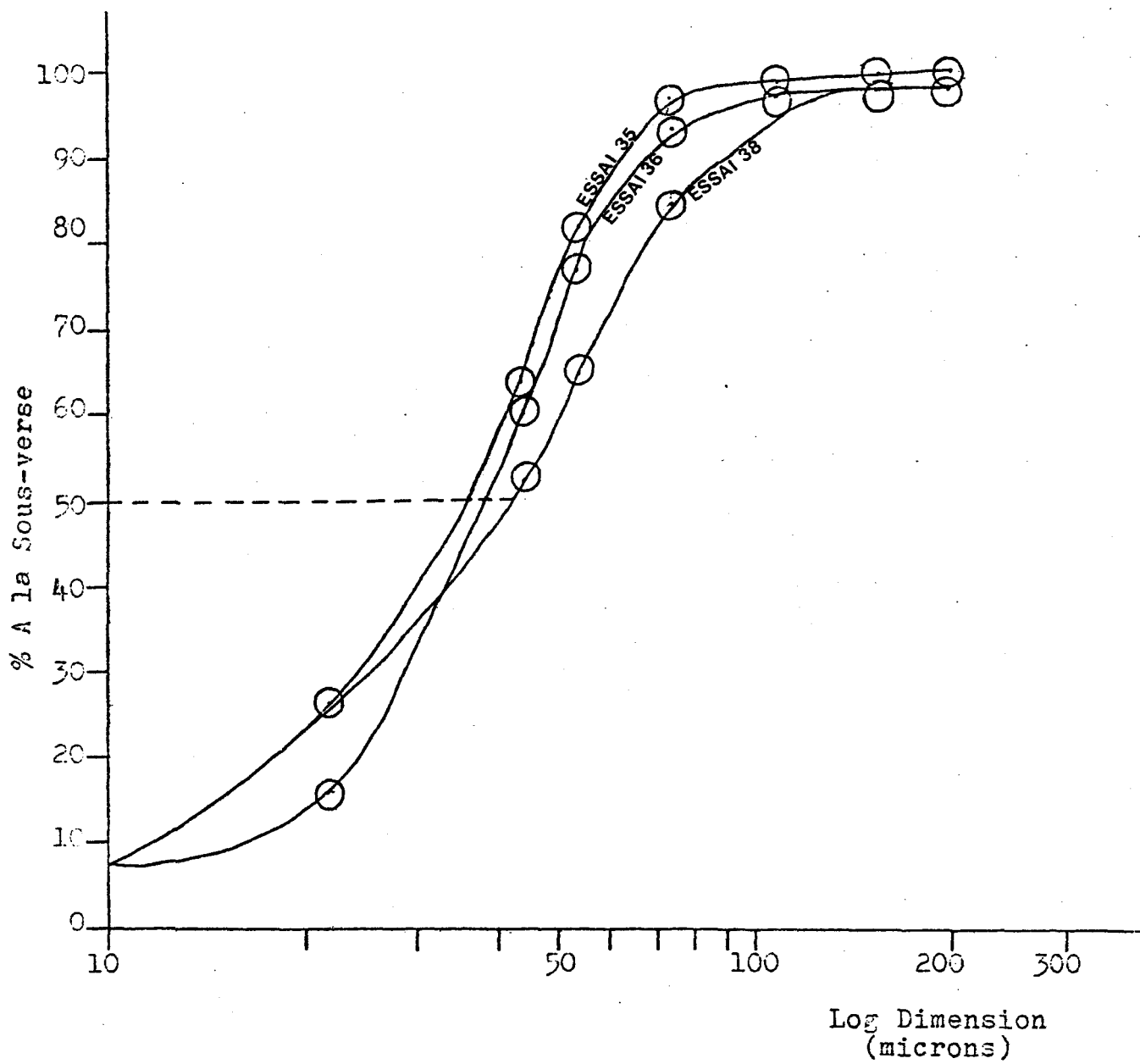
¹Nous utilisons la classification de Tyler.

Fractions	+65	-65	-100	-150	-200	-270	-325
Eléments		+100	+150	+200	+270	+325	
P ₂ O ₅	25.62	23.34	20.63	12.70	9.88	7.66	5.76
CaO	45.60	44.49	44.35	39.83	39.11	37.98	35.88
MgO	7.41	8.48	7.85	10.71	12.23	13.22	13.78
Fe ₂ O ₃	1.23	1.49	1.55	2.07	2.51	2.81	3.49
SiO ₂	1.38	1.45	0.93	1.22	1.09	1.34	1.85
Al ₂ O ₃	0.79	0.84	0.23	0.86	0.19	0.21	1.34
K ₂ O	0.14	0.20	0.06	0.33	0.04	0.04	0.51
Na ₂ O	0.09	0.07	0.10	0.08	0.07	0.06	0.10
MnO	0.95	0.85	0.59	0.90	0.84	0.87	0.96
Nb ₂ O ₅	0.15	0.13	0.07	0.06	0.09	0.16	0.25
Zn(ppm)	40	40	80	120	140	180	240
Cu(")	13	12	8	8	8	11	14
Pb(")	44	44	50	52	50	54	64
Volatiles	16.76	19.00	24.30	31.16	34.50	36.04	36.12
TOTAL(%)	100.12	100.91	100.66	99.92	100.64	100.38	100.03

Annexe 5. Analyses chimiques totales des fractions granulométriques du concentré de carbonates de Niobec.

Fractions	+65	-65	-100	-150	-200	-270	-325
Eléments		+100	+150	+200	+270	+325	
P ₂ O ₅	2.17	4.58	6.08	6.56	7.29	6.88	4.73
CaO	31.11	31.40	32.62	33.43	33.34	33.03	32.77
MgO	17.05	19.12	15.20	13.77	14.44	14.04	16.06
Fe ₂ O ₃	4.61	4.15	4.46	4.89	5.53	7.20	6.55
SiO ₂	5.21	4.81	3.70	3.26	3.08	3.09	3.43
Al ₂ O ₃	0.38	0.84	0.76	0.09	0.86	0.54	0.04
K ₂ O	0.07	0.08	0.31	0.04	0.12	0.08	0.04
Na ₂ O	0.07	0.07	0.08	0.07	0.07	0.08	0.11
MnO	0.97	0.89	0.85	0.69	0.90	0.57	0.52
Nb ₂ O ₅	0.12	0.15	0.14	0.16	0.27	0.44	0.56
Zn(ppm)	360	360	380	420	520	720	560
Cu(")	18	17	15	17	19	29	51
Pb(")	46	52	56	58	72	92	90
Volatiles	38.19	34.52	35.70	36.87	34.01	34.07	35.46
TOTAL(%)	99.95	100.61	99.90	99.83	99.91	99.86	100.23

Annexe 6. Analyses chimiques totales des fractions granulométriques du rejet total deschlammé de Niobec.



Annexe 7. Courbes de partage des essais de cyclonage No.35,36 et 38.

Conditions

	Dégrossissage				Nettoyage			
	Cond	Flot	Cond	Flot	Cond	Flot	Cond	Flot
Temps, minutes	10	2	2	2	5	2	2	2
Acintol FA-3 kg/T	0,25							
H ₃ PO ₄ kg/T	1,5				1,5			
H ₂ SO ₄ kg/T	6,96	1,81	1,04	0,50	4,22	2,42	1,48	0,86
AlCl ₃ kg/T			0,50				0,50	
Duomac C kg/T			0,12				0,12	
pH	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5

Résultats

	% Poids	% P ₂ O ₅	% Distribution
Concentré nettoyé 1	71,32	2,5	16,88
Concentré nettoyé 2	4,72	6,9	3,09
Rejet de nettoyage: apatite 2	5,69	25,6	13,79
Rejet : apatite 1	18,26	38,3	66,23
Souche	100,00	10,56	100,00
Apatite 1 + 2	23,95	35,3	80,02

Annexe 8. Flottation inversée de l'apatite, essai standard No.95. (Delisle, 1979)

ANNEXE 9.
ESSAI DE FLOTTATION

Date: 28-10-80Essai #: 236Matériel utilisé: Rejet total deschlammé de Niobec.

Réactifs	Quantités (g/t.m.)
Amidon MRL-278:NaOH 1:1	1000
Acintol FA-3:NaOH 9:1	175

% P₂O₅, alimentation: 4.30% Solide de la pulpe: Cond: 65 Flott: 26pH: Cond: 8.8 Flott: 8.6Temps de conditionnement: 13.0
(min.)Temps de flottation: 1.0
(min.)Poids du concentré: 56.2 % du poids total: 15.7
(g)% P₂O₅, concentré: 16.19Poids du rejet: 301.8 % du poids total: 84.3
(g)% P₂O₅, rejet: 1.55% Récupération en apatite: 66.7Remarques:

Mousse trop fragile, se dégenère rapidement après 0.75 min..
Le collecteur est ajouté à la pulpe immédiatement après
l'augmentation de volume.

ANNEXE 10.
ESSAI DE FLOTTATION

Date: 21-10-80

Essai #: 214 Matériel utilisé: Composite de concentrés de dégrossissage.

Réactifs	Quantités (g/t.m.)
Amidon MRL-278:NaOH 1:1	2000
Acintol FA-3:NaOH 9:1	150

% P₂O₅, alimentation: 17.9

% Solide de la pulpe: Cond: 28 Flott: 28

pH: Cond: 9.2 Flott: 9.2

Temps de conditionnement: 2.0
(min.)

Temps de flottation: 1.5
(min.)

Poids du concentré: 54.9
(g)

% du poids total: 31.0

% P₂O₅, concentré: 37.6

Poids du rejet: 122.0
(g)

% du poids total: 69.0

% P₂O₅, rejet: 7.1

% Récupération en apatite: 70.4

Remarques:

Mousse devient instable après 1.25 min.
On ajoute le collecteur immédiatement après la période de conditionnement.

# ESSAI- # PARCELLE	pH	PHOSPHORE ASSIMILABLE (kg/ha)	POTASSIUM ASSIMILABLE (kg/ha)	MAGNESIUM ASSIMILABLE (kg/ha)	CALCIUM ASSIMILABLE (kg/ha)
TYPE DE SOL: ARGILE LIMONEUSE.					
I-1	6.9	236	102	456	4288
I-2	6.1	158	111	372	2416
I-3	6.1	125	76	335	2352
I-4	6.2	112	78	317	2464
I-5	6.0	105	65	298	2160
TYPE DE SOL: TERRE NOIRE ARGILEUSE.					
II-1	5.4	148	180	441	5312
II-2	5.5	211	220	392	2752
II-3	5.6	171	250	612	5216
II-4	5.4	119	233	774	7632
II-5	5.4	128	293	773	7136
TYPE DE SOL: TERRE JAUNE SABLONNEUSE.					
III-1	5.4	180	229	53	432
III-2	5.2	151	199	51	528
III-3	5.4	125	212	65	608
III-4	5.2	143	214	46	496
III-5	5.4	149	302	55	464
TYPE DE SOL: ARGILE SABLONNEUSE.					
IV-1	6.2	195	733	695	2352
IV-2	5.6	149	550	524	1664
IV-3	5.6	195	321	496	1472
IV-4	5.4	155	242	366	1280
IV-5	5.3	100	245	240	976
TYPE DE SOL: ARGILE.					
V-1	7.1	153	655	220	9712
V-2	6.4	118	685	196	5216
V-3	6.3	135	696	213	4336
V-4	6.1	138	543	217	4256
V-5	6.0	156	633	212	4256

ANNEXE 11. Résultats d'analyse des sols avant épandage d'amendements.

(Laboratoire M.A.Q. Alma)

VARIABLES (kg/ha)	MOYENNE AVANT EPANDAGE	RESULTATS APRES 1 MOIS				PARCELLE TEMOIN 5
		1	2	3	4	
ESSAI # I. TYPE DE SOL: ARGILE LIMONEUSE.						
pH	6.1	6.3	5.6	5.7	5.5	5.3
P ass.	132	255	97	99	334	91
K ass.	85	76	75	102	92	92
Mg ass.	341	456	372	335	317	501
Ca ass.	2411	-----	-----	-----	-----	-----
ESSAI # II. TYPE DE SOL: TERRE NOIRE ARGILEUSE.						
pH	5.4	5.2	5.1	5.6	4.8	5.0
P ass.	149	81	118	103	170	102
K ass.	221	144	122	154	149	129
Mg ass.	609	582	375	698	810	755
Ca ass.	5888	-----	-----	-----	-----	-----
ESSAI # III. TYPE DE SOL: TERRE JAUNE SABLONNEUSE.						
pH	5.3	5.7	5.2	5.3	4.4	4.7
P ass.	148	146	139	122	135	113
K ass.	218	178	191	182	171	172
Mg ass.	53	281	104	226	56	43
Ca ass.	496	-----	-----	-----	-----	-----
ESSAI # IV. TYPE DE SOL: ARGILE SABLONNEUSE.						
pH	5.5	5.5	5.1	5.3	4.8	4.7
P ass.	166	241	147	146	191	97
K ass.	372	803	381	389	210	222
Mg ass.	462	893	523	594	294	164
Ca ass.	1472	-----	-----	-----	-----	-----
ESSAI # V. TYPE DE SOL: ARGILE.						
pH	6.2	6.7	6.0	6.6	5.6	5.3
P ass.	142	171	157	137	167	162
K ass.	658	447	398	338	251	561
Mg ass.	214	189	248	171	169	214
Ca ass.	4603	-----	-----	-----	-----	-----

Annexe 12. Résultats des analyses de sol: avant (moyenne) et un mois après l'épandage des amendements. (Laboratoire M.A.Q. Alma)

Année	Revenus d'exploit- ation	Amortis- sement (30%)	Profits après amortis.	Allocation de ressour. (25%)	Profits avant épuisem.	Epuise- ment (25%)	Profits imposables	Impôts (50.8%)
1	989	314	675	169	506	127	379	193
2	"	220	769	192	527	131	396	201
3	"	154	835	209	626	78	548	278
4	"	108	881	220	661	-	661	336
5	"	75	914	229	686	-	686	348
6	"	53	936	234	702	-	702	357
7	"	37	952	238	714	-	714	363
8	"	26	963	241	722	-	722	367
9	"	18	971	243	728	-	728	370
10	"	13	976	244	732	-	732	372
11	"	9	980	245	735	-	735	373
12	"	6	983	246	737	-	737	374
13	"	4	985	246	739	-	739	375
14	"	89	900	225	675	-	675	343
15	"	62	927	232	695	-	695	353
16	"	44	945	236	709	-	709	360
17	"	31	958	240	718	-	718	365
18	"	21	968	242	726	-	726	369
19	"	15	974	243	731	-	731	371
20	"	10	979	245	734	-	734	373
21	"	7	982	246	736	-	736	374
22	"	5	984	246	738	-	738	375
23	"	4	985	246	739	-	739	375
24	"	3	986	247	739	-	739	375
25	"	2	987	247	740	-	740	376
26	"	2	987	247	740	-	740	376

Annexe 13. Calcul de l'impôt corporatif pour le procédé de flottation inversée. (En milliers de dollars)

Année	Revenus d'exploit- ation	Amortis- sement (30%)	Profits après amortis.	Allocation d'investis.	Profits avant all. trait.	Allocation de traitem.	Montant imposable	Droits (15%)
1	989	314	675	225	450	84	366	55
2	"	314	675	124	551	84	467	70
3	"	314	675	-	675	101	574	86
4	"	105	884	-	884	133	751	113
5	"	-	989	-	989	148	841	126
6	"	-	"	-	"	"	"	"
7	"	-	"	-	"	"	"	"
8	"	-	"	-	"	"	"	"
9	"	-	"	-	"	"	"	"
10	"	-	"	-	"	"	"	"
11	"	-	"	-	"	"	"	"
12	"	-	"	-	"	"	"	"
13	"	-	"	-	"	"	"	"
	"	-	"	-	"	"	"	"
	"	-	"	-	"	"	"	"
26	989	-	989	-	989	148	841	126

Annexe 14. Calcul des droits miniers pour le procédé de flottation inversée. (En milliers de dollars)

Année	Revenus d'exploit- tation	Impôt corp.	Droits miniers	Flux monétaire	Facteur V.P. (16%)	Valeur présente
0	-	-	-	- 1407	1.	- 1407
1	989	193	55	741	.862	639
2	"	201	70	718	.743	533
3	"	278	86	625	.641	401
4	"	336	113	540	.552	298
5	"	348	126	515	.476	250
6	"	357	"	506	.410	207
7	"	363	"	500	.354	177
8	"	367	"	496	.305	152
9	"	370	"	493	.263	130
10	"	372	"	491	.227	111
11	"	373	"	490	.195	96
12	"	374	"	489	.168	82
13	"	375	"	488	.145	71
14	"	343	"	235	.125	29
15	"	353	"	510	.108	55
16	"	360	"	503	.093	47
17	"	365	"	498	.080	40
18	"	369	"	494	.069	34
19	"	371	"	492	.060	30
20	"	373	"	490	.051	25
21	"	374	"	489	.044	22
22	"	375	"	488	.038	19
23	"	375	"	488	.033	16
24	"	375	"	488	.028	14
25	"	376	"	487	.024	12
26	"	376	"	847	.021	18

Annexe 15. Calcul du flux monétaire pour le procédé de flottation inversée.
(En milliers de dollars)

TOTAL: 2101

Année	Revenus d'exploit- tation	Amortis- sement (30%)	Profits après amortis.	Allocation de ressour. (25%)	Profits avant épuišem.	Epuiše- ment (25%)	Profits imposables	Impôts (50.8%)
1	1228	660	568	142	426	107	319	162
2	"	462	766	192	574	144	430	218
3	"	324	904	226	678	170	508	258
4	"	227	1001	250	751	188	563	286
5	"	158	1070	268	802	117	685	348
6	"	111	1117	279	838	-	838	426
7	"	78	1150	288	862	-	862	438
8	"	54	1174	294	880	-	880	447
9	"	38	1190	298	892	-	892	453
10	"	28	1200	300	900	-	900	457
11	"	20	1208	302	906	-	906	460
12	"	14	1214	304	910	-	910	462
13	"	10	1218	305	913	-	913	464
14	"	209	1019	255	764	-	764	388
15	"	146	1082	271	811	-	811	412
16	"	103	1125	282	843	-	843	428
17	"	72	1156	289	867	-	867	440
18	"	50	1178	295	883	-	883	449
19	"	35	1193	298	895	-	895	455
20	"	25	1203	301	902	-	902	458
21	"	17	1211	303	908	-	908	461
22	"	12	1216	304	912	-	912	463
23	"	8	1220	305	915	-	915	465
24	"	5	1223	306	917	-	917	466
25	"	3	1225	306	919	-	919	467
26	"	2	1226	307	919	-	919	467

Annexe 16. Calcul de l'impôt corporatif pour le procédé
de flottation directe. (En milliers de dollars)

Année	Revenus d'explo- tation	Amortis- sement (30%)	Profits après amortis.	Allocation d'investis.	Profits avant all. trait.	Allocation de traitem.	Montant imposable	Droits (15%)
1	1228	660	568	189	379	176	203	30
2	"	660	568	189	379	176	203	30
3	"	660	568	189	379	176	203	30
4	"	221	1007	159	848	176	672	101
5	"	-	1228	-	1228	184	1044	157
6	"	-	"	-	"	"	"	"
7	"	-	"	-	"	"	"	"
8	"	-	"	-	"	"	"	"
9	"	-	"	-	"	"	"	"
10	"	-	"	-	"	"	"	"
11	"	-	"	-	"	"	"	"
12	"	-	"	-	"	"	"	"
13	"	-	"	-	"	"	"	"
	"	-	"	-	"	"	"	"
	"	-	"	-	"	"	"	"
26	1228	-	1228	-	1228	184	1044	157

Annexe 17. Calcul des droits miniers pour le procédé
de flottation directe. (En milliers de dollars)

Année	Revenus d'explo- tation	Impôt corp.	Droits miniers	Flux monétaire	Facteur V.P. (16%)	Valeur présente
0	-	-	-	- 2426	1.	- 2426
1	1228	162	30	1036	.862	893
2	"	218	30	980	.743	728
3	"	258	30	940	.641	603
4	"	286	101	841	.552	464
5	"	348	157	723	.476	344
6	"	426	"	645	.410	264
7	"	438	"	633	.354	224
8	"	447	"	624	.305	190
9	"	453	"	618	.263	163
10	"	457	"	614	.227	139
11	"	460	"	611	.195	119
12	"	462	"	609	.168	102
13	"	464	"	607	.145	88
14	"	388	"	8	.125	1
15	"	412	"	659	.108	69
16	"	428	"	643	.093	59
17	"	440	"	631	.080	50
18	"	449	"	622	.069	43
19	"	455	"	616	.060	37
20	"	458	"	613	.051	31
21	"	461	"	610	.044	27
22	"	463	"	608	.038	23
23	"	465	"	606	.033	20
24	"	466	"	605	.028	17
25	"	467	"	605	.024	15
26	"	467	"	829	.021	17

TOTAL: 2304

Annexe 18. Calcul du flux monétaire pour le procédé de flottation directe.
(En milliers de dollars)