

EOLOGIA



E



METALURGIA

VI SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO

Nº 40

1976

Publicação do Centro Moraes Rêgo, Órgão que congrega alunos ex-alunos e
professores dos Cursos de Engenheiros de Minas e Metalurgistas
da Escola Politécnica da U. S. P

GEOLOGIA E METALURGIA

Nº 40 Direção: Osvaldo Yutaka Tsuchiya ano 1976

**Direção e redação: Cidade Universitária — Depto. Minas
EPUSP — São Paulo**

**Comissão Organizadora:
VII Simpósio Brasileiro de Mineração**

**Osvaldo Yutaka Tsuchiya
Patricio Ambrósio Santos
Fábio José Prati
Paulo Anchieta Masiero
Luis Eduardo Campos Pignatari
Élcio Aurichio
João Augusto Segato**

**Diretoria do Centro Moraes Rego
(Gestão 1976/1977)**

Presidente:

Osvaldo Yutaka Tsuchiya

Tesoureiro:

Luis Carlos Guedes

Secretário:

José Alberto Abreu Aleixo

Representante no Conselho Deliberativo do Centro Moraes

Rego:

Aldo Cruz dos Santos

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA

Geologia e Metalurgia



PUBLICAÇÃO DO
CENTRO MORAES REGO

BOLETIM Nº 40

1976

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

C. M. R.

Cidade Universitária — Depto. Minas — São Paulo

C.G.C.(M.F.) 063.028.302/001-98

ÍNDICE

Sessão Dia 05/08/1976

Controle da Poluição Aquática no Sistema de Rejeitos de Concentração de Itabiritos	263
Novos Planos de Industrialização e Beneficiamento em Minérios de Ferro	307
Bens Primários Não Metálicos – Problemas de Suprimento e Produção.....	325
Industrialização de Caulim no Nordeste	353

Sessão Dia 06/08/1976

Some Aspects of Cationic Silica Flotation of Brazilian Itabirites.....	373
Geologia Mineração e Tratamento do Minério de Níquel do “Morro do Níquel” (MG)	385

Temas Livres:

Concentração de Feldspato por Flutuação Catiônica	407
Testes de Piroexpansibilidade em Vermiculitas Brasileiras.....	433
Características Tecnológicas de Carvões Nacionais	447
Novas Considerações Sobre a Avaliação da Resistência ao Movimento em Transportadores de Correia de Alta Capacidade.....	457

Sessão – dia 05/08/1976

CONTROLE DE POLUIÇÃO AQUÁTICA NO SISTEMA DE REJEITO
DE CONCENTRAÇÃO DE ITABIRITO ★

Expositor:

Prof. José Rabelo de Freitas
UFMG

Coordenador:

Eng^o João Gregório Filho
PAA – EIM

Cia Vale do Rio Doce

Presidente: Dr. Fernando A. Roquete Reis
Superintendente: Dr. Francisco Schettino

Universidade Federal de Minas Gerais

Reitor: Prof. Eduardo Osório Cisalpino
Secretária Executiva da FUNDEP — Dra. Gilca Weinstein
Diretor do ICB — Prof. Marcelo de Vasconcelos Coelho

★ Trabalho realizado através de um convênio CVRD/FUNDEP-UFMG.
Coordenação — Assistência Executiva de Tratamento de Minérios da CVRD e
Departamento de Biologia Geral — ICB.

O SR. COORDENADOR — O assunto da palestra é “Controle da poluição aquática no sistema de rejeitos de concentração de itabiritos”.

A palestra será proferida pelo prof. José Rabelo de Freitas, do Convênio CVRD/FUNDEP. O prof. José Rabelo é biólogo formado pela Universidade Federal de Minas Gerais, doutorado em ciências.

O EXPOSITOR — prof. José Rabelo de Freitas

Primeiramente desejo agradecer a Direção do Centro Moraes Rego, por ter dado oportunidade de falar sobre este tema e cumprimentar pela realização deste simpósio.

O nosso trabalho é uma pesquisa, realizado em Itabira, Minas Gerais, onde há uma usina de tratamento de minério, com cerca de 30 milhões de toneladas de minério de ferro por ano de itabirito, e deixa um resíduo em torno de 6 milhões/ton., que vai se acumular em determinadas depressões, junto a certos bairros da Região de Itabira.

INTRODUÇÃO

A Companhia Vale do Rio Doce construiu o "Sistema de Rejeito" da Usina de Concentração Cauê, (1972) para tratamento de cerca de 30 milhões de toneladas de minério de ferro por ano, visando o controle da poluição não só da represa do Pontal de onde a água é bombeada para a lavagem do itabirito como também a proteção do próprio rio Doce.

A concentração de rejeitos, resultante da lavagem do minério, no eixo principal da bacia de acumulação do Pontal formou uma barreira ao escoamento das águas de esgotos domésticos que passaram a se acumular em depressões nas proximidades das residências e a constituir grandes focos de mosquitos e fonte de emissão de gases. Devido ao problema surgido e a necessidade de proteção do meio ambiente a CVRD solicitou ao Setor de Ecologia da UFMG um projeto de estudos e pesquisas visando não só a resolução do problema do *Culex*, como também do controle da qualidade da água após sua utilização na lavagem do minério e no transporte de esgotos domésticos. Foi feito o primeiro convênio com a UFMG visando a estes objetivos.

O estudo inicial previa coleta de dados nas represas do Pontal, Minervino e Bela Vista, visando localizar e descrever os prováveis "focos" de *Culex* daquela área da cidade e colher dados para o controle de qualidade de suas águas. Foi verificado de imediato que nenhuma destas represas apresentavam condições ecológicas favoráveis aos mosquitos.

Por outro lado, a elevação constante do nível de rejeitos na área Berra Lobo não permitia um acúmulo de água suficiente para favorecer a auto-adequação dos esgotos lançados naquela depressão, por isso a presença de grande densidade de mosquitos e a emissão de gases para toda a região do Campestre. Em virtude disso foi sugerida a construção de uma pequena represa para diluição dos esgotos e facilitar os processos de auto-depuração. Ainda no primeiro trimestre de estudos a CVRD mandou construir a barragem do Berra Lobo. Imediatamente iniciaram-se os processos de auto-depuração.

O controle do *Culex* baseou-se na estrutura da cadeia alimentar de uma comunidade biótica que se desenvolveu devido ao represamento e consequente diluição das águas dos esgotos. Em três meses, após a construção da barragem o problema do *Culex* estava praticamente eliminado como também reduzido o grau de poluição aquática. Para colaborar no controle do *Culex*, foram introduzidos primeiramente, cerca de 300 exemplares do peixe larvívoro *Lebistes reticulatus* e de carpas para verificar a eficiência desta represa na criação de peixes. Posteriormente, após o aparecimento de condições aeróbicas o *Lebistes* foi introduzido também na Berra Lobo.

À medida que vai se acumulando o rejeito nas proximidades das barragens e começa a passar sobre elas a CVRD manda elevar sua cota. Por isso suas áreas tem variado. Quando as águas do Berra Lobo chegaram a cota

máxima em meados de 1975 tinha área de cerca de 5.400 m² e a profundidade média em torno de 1,50 m, tendo a parte mais funda cerca de 3,0 m de profundidade. Até o momento a represa tem sofrido várias elevações, inclusive o seu leito devido a entrada de rejeitos. Hoje esta represa tem 12.500 m² de área (cerca de 90 m de largura na saída) e a vazão na primeira semana de junho era de cerca de 8,5 l/seg. Cerca de 370 residências lançam seus esgotos nesta represa.

A represa do Bela Vista tinha inicialmente cerca de 10.500 m² de área e uma profundidade média de 1,20 m, após a primeira elevação passou a cerca de 20.000 m² (285 × 70 m) e a 2,20 m de profundidade. Hoje sua área é de cerca de 30.000 m² e sua vazão em junho era de cerca de 3,5 l/seg. Esta represa recebe cerca de um terço de esgotos em relação a Berra Lobo.

Em 1975 foi renovado e ampliado convênio com a UFMG através da Fundação de Desenvolvimento da Pesquisa (FUNDEP), visando obtenção de maior número de dados físicos, químicos e biológicos de todas as águas acumuladas no sistema de rejeitos, inclusive no Girau, no Piçarrão e em áreas de transmissão de esquistossomose adjacentes às represas do sistema do Pontal. Durante os doze últimos meses foram realizadas mais de 5.000 análises físicas, químicas e biológicas em 21 estações de pesquisas demarcadas na área de influência das atividades de mineração.

Além destas análises foram realizadas também estudos do plancton e da fauna, sendo determinadas e contados mais de 100 mil organismos planctônicos a fim de detetar o possível efeito dos resíduos da mineração sobre a vida aquática e iniciado um estudo pioneiro no Brasil sobre o comportamento miracídio do *Schistosoma mansoni* em represas que recebem esgoto, como também estudos ecológicos dos moluscos hospedeiros visando o controle da transmissão da esquistossomose.

RESULTADOS OBTIDOS

1. PRIMEIROS RESULTADOS (1974-1975)

No primeiro ano de estudos as atividades se concentraram principalmente no problema do *Culex* e de poluição nas represas do Berra Lobo e Bela Vista em segundo plano no controle de qualidade da água de recirculação no Pontal. Inicialmente eram realizadas coletas semanais de material biológico nas estações de pesquisas demarcadas nas represas do Pontal, Minervino e Bela Vista. Devido a grande densidade do *Culex* na depressão do Berra Lobo houve duas aplicações de inseticida nas águas desta represa para o controle inicial do *Culex*, para em seguida se prosseguir o controle de população destes mosquitos através do processo ecológico.

Nota-se, no Berra Lobo, na FIGURA 1 que o número de mosquitos era superior a 2.500 exemplares/m³ nos primeiros meses de estudo chegando a

mais de 15.000 em setembro, logo após a construção da represa. Quando se iniciou o processo de autodepuração o controle passou a correr por conta dos organismos que se desenvolveram na represa. Apesar disso foi introduzida uma população de peixes para acelerar o controle do *Culex*. Nota-se na FIGURA 1 que a população de mosquitos permaneceu baixa nos meses mais quentes. No entanto esta população voltou a se elevar em março de 1975 devido ao desenvolvimento de uma planta aquática flutuante na represa (*Eichornia azurea*) que foi prontamente removida e a população de mosquitos foi quase totalmente extinta desde aquela época até o momento, como pode ser observada nas TABELAS VI, VII, VIII e IX.

No primeiro período de estudos eram realizados mensalmente medidas de temperatura da água e do ar, pH e de Oxigênio dissolvido na água. Os resultados se encontram na TABELA I. Pode-se notar que nas Estações 2 e 3 (Berra Lobo) as condições da represa eram totalmente desfavoráveis aos organismos aeróbicos, prevalecendo teores de OD inferiores a 5,0 mg/l em cerca de 90% das amostras.

2. RESULTADOS PARCIAIS DA SEGUNDA FASE DE ESTUDOS (1975-1976)

A. ANÁLISES FÍSICAS E QUÍMICAS

A ampliação dos estudos sobre a qualidade de água no Sistema de Rejeito consistiu no aumento qualitativo e quantitativo do número de análises visando a obtenção de dados sobre as características físicas, químicas e biológicas das águas servidas não só neste sistema como também das águas dos habitats de mosquitos e caramujos e das águas que recebem resíduos de mineração no Girau e Piçarrão. Visa também identificar os elementos que possam servir de melhor indicadores do grau de poluição ou de pureza das águas para sua classificação limnológica.

Das análises realizadas pôde-se observar que as águas acumuladas no Pontal, após a lavagem do minério e recebimento de esgotos domésticos, retorna a represa com as mesmas características físicas, químicas e biológicas sem qualquer alteração, inclusive com as condições bacteriológicas semelhantes a de águas próprias para o abastecimento público. O NMP de bactérias tem sido inferior a 25 coliformes por 100 ml nas últimas análises. O confronto de dados do Minervino e Pontal (TABELAS II e III e FIGURAS 2 e 3) com os das represas do Berra Lobo e Bela Vista mostram que houve uma diferença quantitativa média da ordem de três a mais de dez vezes maior nos teores de alcalinidade, resíduo total, matéria orgânica, DBO, cloretos, acidez e ferro, naquela represa de que no Pontal. Os dados de turbidez, pH, OD e condutividade mostram também diferenças significativas. Estes elementos serão analisados posteriormente.

Como poucos sistemas de contenção de rejeitos no Brasil tem tido um controle de qualidade tão amplo como o que está sendo realizado em Itabira, com a realização de número aparentemente elevado de análise, inclusive de plancton e de fauna aquática, estes dados servirão não só para testar a eficiência do sistema de tratamento de rejeito como também para a determinação de indicadores de poluição em áreas de mineração.

A propósito, a análise das tabelas e gráficos mostra que já se podem agrupar as águas analisadas na região de Itabira de acordo com determinados parâmetros que não são quantitativamente ou qualitativamente os mesmos mencionados nos livros de controle de poluição. Desta maneira vamos encontrar diferenças quantitativas e características químicas específicas que permitem agrupar provisoriamente as seguintes coleções de águas de acordo com uma escala de pureza até o grau máximo de poluição:

- A. Represas do Minervino e do Pontal
- B. Represas Mãe d'água e Itazul (Piçarrão)
- C. Córregos do Girau e do Piçarrão (seções à montante)
- D. Nascentes do Chacrinha, Bicão, Água Santa e da Clínica Haydé
- E. Córregos do Girau e do Piçarrão (seções à jusante das atividades de mineração)
- F. Represa da Bela Vista
- G. Valas da rua Nova Era (habitat de caramujo)
- H. Represa do Berra Lobo

Na apresentação do relatório final do presente convênio (agosto-1976) será tentada uma classificação destes ambientes de acordo com os indicadores químicos, físicos e biológicos mais específicos para cada tipo do ambiente aquático. Nesta classificação provisória nota-se que estão incluídos entre as águas de melhores qualidades as das represas do Pontal e do Itazul que recebem diretamente os rejeitos da lavagem de minério (grupos a e b), (a represa do Pontal recebe também esgotos domésticos) e os principais habitats de caramujos (das nascentes) estão no grupo D intermediário entre os ambientes menos e os mais poluídos.

Entre as análises físicas e químicas foi realizada uma série de amostragens de três em três horas, no período de 24 horas para detetar as variações de pH, temperatura e Oxigênio Dissolvido (OD) nas represas do Berra Lobo (Estações 2 e 3) e da Bela Vista (4 e 5). Os resultados das FIGURAS 4 e 5 mostram estas variações e principalmente a queda brusca do OD, à noite nas Estações do Berra Lobo e sua pequena variação na Bela Vista. Análises semelhantes realizadas nas Estações do Pontal mostraram a estabilidade daquelas águas.

ANÁLISE DE PLANCTON

Todo estudo para controle de poluição aquática não pode prescindir de coleta, identificação e análise do plancton. Muitas vezes águas com caracterís-

ticas químicas semelhantes apresentam uma composição planctônica que permite avaliar a sua qualidade. No entanto, poucos estudos sobre o controle de poluição no Brasil tem realizado concomitantemente estudos químicos, de fauna e de plancton. Isso se deve principalmente a falta de recursos humanos.

O número de organismos planctônicos identificados já sobe a 125 gêneros ou grupos planctônicos (TABELAS IV e V) tendo sido contados durante o ano mais de 100.000 células de fito e zooplanctons, a grande maioria delas (mais de 80%) nas duas represas que recebem poluição doméstica (FIGURAS 6, 7, 8). A represa do Pontal que recebe os afluentes de esgotos do Berra Lobo e Bela Vista, diluídos pela água de lavagem do minério, apresenta uma baixa densidade planctônica, o que indica que dificilmente haverá uma eutrofização na represa apesar da carga orgânica de flocculantes que ela recebe anualmente.

Haverá uma correlação entre densidade planctônica e certos parâmetros químicos em todas as águas analisadas. Contudo o plancton das represas diferiu quantitativa e qualitativamente do plancton dos córregos e das nascentes e valas, habitats de caramujos (FIGURAS 3 e 6). Por isso espera-se que os dados sobre o plancton, associados aos de fatores químicos e de fauna, deverão contribuir para a determinação de indicadores de poluição aquática da região de Itabira e poderão fornecer subsídios para o seu controle. Pode-se notar (FIGURA 6) que o plancton dominante nas "represas" do Minervino e Pontal não foram os mesmos das represas que recebem esgotos e quantitativamente a diferença é muitas vezes de ordem de 100 vezes maior nestas.

MATERIAL BIOLÓGICO (Fauna Aquática)

Nos meses de abril a julho de 1974 a densidade do *Culex p. fatigans* (pernilongo) na represa do Berra Lobo atingia cifra de 1.200 a 2.500 mosquitos por m² nas margens da represa. A densidade se elevou para mais de 1.500 em setembro. Estes mosquitos desapareceram quase totalmente naquele ano e desde aquela época até a presente data o número total de mosquitos capturados por mês tem sido geralmente inferior a uma dezena, apesar de terem sido identificados e registrados nos últimos doze meses mais de 25 mil organismos representantes da fauna aquática. (TABELAS VI, VII, VIII e IX)

Também a fauna aquática tem sido bem característica qualitativa e quantitativamente, para os diversos tipos de habitats: represas que recebem esgotos domésticos, represas e córregos que recebem rejeitos de mineração, nascentes e valas, "focos" de caramujos hospedeiros da esquistossomose. Nos habitats que recebem maior contribuição orgânica predominam larvas de *Chironomídeos* e de *Lebistes reticulatus*; nos habitats dos moluscos predominam *Oligoquetas*, *Planárias*, *Fisas*, etc. e nas estações do Pontal e dos córregos do Girau e Piçarrão a fauna é representada por uma densidade muito baixa de organismos. (FIGURAS 9 e 10)

D. VETORES DA ESQUISTOSSOMOSE

A transmissão da esquistossomose está ligada a destruição ou alteração do meio ambiente natural pelas atividades humanas. Até o presente as atividades de mineração não foram responsabilizadas pela elevação da incidência da esquistossomose no Brasil. Na região do Vale do Rio Doce onde a prevalência da esquistossomose é alta também não houve estudos específicos sobre a ecologia da transmissão antes de 1974 e até o momento parece não haver tal interferência. Em Itabira, cerca de 11% de 13.081 exames de fezes deram resultados positivos para a esquistossomose mansoni, sendo a prevalência duas vezes maior no sexo masculino (FIGURA 11) (TABELA XI). Contudo não parece haver uma grande preocupação pelo problema a não ser da parte da CVRD que tem tomado algumas providências. No entanto, a Organização Mundial de Saúde considera esta endemia a mais grave doença transmissível da atualidade.

Devido a alta incidência da doença na cidade, duas linhas de pesquisas estão em andamento em relação a sua transmissão. O estudo do comportamento do miracídio e dos caramujos hospedeiros.

O primeiro tema forneceu dados para uma tese de doutoramento em Saúde Pública na Universidade de Tulane (USA) defendida em abril do corrente ano pelo Dr. Thanongsak Bunnag. Consistiu em expor caramujos hospedeiros na entrada e saída das represas que recebem esgotos (Berra Lobo e Bela Vista) e que funcionam como lagoas de oxidação para verificar o papel destas represas no controle da transmissão da esquistossomose. Os resultados principais figuram nas TABELAS XII, XIII e XIV e mostram que estão sendo realizadas experimentos quinzenais usando-se cerca de 210 a 240 caramujos por experimento desde julho de 1975. Os resultados obtidos até o presente mostram que o miracídios não são capazes de atravessar as represas e infectar os caramujos expostos à sua saída, pois enquanto houve infecção dos "controles" e de caramujos expostos a sua entrada os expostos na saída das represas não se infectaram. (TABELAS XII, XIII e XIV)

Houve indicações de que também os moluscos não sobrevivem nestas águas, pois caramujos lançados nestas represas não tiveram condições de sobrevivência. A obtenção de dados semelhantes em outros tipos de represas e a confirmação destes resultados, com novos experimentos poderá dar indicações para um novo método de controle da transmissão da esquistossomose. A propósito, diversas empresas internacionais (como a Clark Foundation) tem investido milhões de dólares à procura de novos métodos para o controle desta doença.

Por outro lado o estudo ecológico do comportamento do caramujo hospedeiro em nascentes e valas, próximas das represas que recebem esgotos, vai permitir a eliminação dos "focos" de transmissão da esquistossomose em Itabira através de método simples de "engenharia de pequena hidráulica". Dados trimestrais, desde julho de 1975, sobre a dinâmica de população nos

referidos habitats (FIGURA 12) mostram que se trata de população permanente e que podem ser facilmente erradicadas após conhecimento de seu comportamento e requisitos ecológicos.

A vazão das nascentes (Estações 11, 12, 13 e 15), habitats de *B. glabrata* variou de 0,05 a 0,8 l/segundo.

E. PEIXES

São coletadas mensalmente na represa do Bela Vista e duas vezes por mês na Berra Lobo amostras de peixes (*Lebistes reticulatus*) visando conhecer o seu papel na depuração dos esgotos. Foram coletados de outubro a junho, 47.546 peixes, sendo que cerca de 81% dos peixes coletados na represa do Berra Lobo foram da classe de 7 a 12 mm (alevinos) — (TABELAS XV e XVI) e pesavam 136 g/m /mês, o que corresponderia a uma massa superior a 10 toneladas de peixes/ha/ano nas margens da represa. Isso representaria a retirada de mais de 20 toneladas de matéria orgânica por ha/mês se a distribuição destes peixes fosse uniforme em toda a lagoa. Os estudos prosseguem visando um melhor conhecimento do mecanismo de depuração de represas que funcionam como lagoas de oxidação, principalmente o papel do *Lebistes reticulatus*. Foi surpreendente a sua densidade e biomassa na Berra Lobo (Figuras 13 e 14) chegando algumas vezes a mais de 2 Kg/m nas margens da represa.

Durante os dois anos de coletas foram assinaladas nas represas da “bacia do Pontal” as seguintes espécies de peixes:

- *Hoplias sp.* (traira)
- *Astyanax sp.* (lambaris)
- *Rhandia sp.* (mandi)
- *Tilapia rhendalle* (tilápia)
- *Lebistes reticulatus* (guaru)
- *Ciprinus carpa* (carpa)

A carpa e o guaru foram introduzidos por nós e a tilápia pelo Dr. Mario R. Pierry.

3. PESSOAL QUE PARTICIPA DO PROJETO

Coordenação.

Assistência Executiva de Tratamento de Minérios — CVRD

Dr. Mario R. Pierry

Departamento de Biologia Geral do ICB — UFMG

J.R. Freitas

Professores e Técnicos de Nível Superior.

Edirce de Souza Rezende Alves

Cláudia Bizzoto
Emília Wanda Rutkowski
José Machado Correia
Geraldo Eustáquio Torres
Denize JUnqueira Domingos
Francisco Antônio R. Barbosa
Tereza Myriam C. Melucci
Thanogsack Bunnag
Anna Corina S. Pierry
Marília Vilela Inqueira

Bolsistas Universitários.

Maria Regina
Maria Regina
Miriam Costa Andrade
Renan Springer de Freitas

Técnicos.

José Tomé de Almeida
José Raimundo da Silva

Outros.

Professores, Químicos e técnicos do Departamento e Engenharia Sanitária da Escola de Engenharia, responsáveis pela realização das análises químicas e bacteriológicas.

Prof. José Rabelo de Freitas
Coordenador Geral do Projeto

TABELA I

CONDIÇÕES FÍSICAS E QUÍMICAS MENSAIS DE TEMPERATURA pH E OXIGÊNIO DISSOLVIDO NAS REPRESAS DO BERRA LOBO E DA BELA VISTA EM ITABIRA (ABRIL DE 1974 A ABRIL DE 1975)

ESTAÇÕES	2		3		4		5	
	T ar	T água	pH	OD	T ar	T água	pH	OD
ABRIL	-	-	-	-	-	-	-	-
MAIO	-	-	27.0	25.0	6.0	-	-	4.3
JUNHO	-	-	22.5	22.0	5.5	0.0	26.0	24.0
JULHO	29.0	24.0	6.0	21.5	20.0	5.5	0.4	22.0
AGOSTO	30.0	23.0	5.5	23.5	20.0	5.5	0.05	-
SETEMBRO	25.5	22.0	5.0	23.5	21.0	5.0	0.0	25.5
OUTUBRO	28.0	27.0	5.0	26.0	24.0	5.5	0.3	23.0
NOVEMBRO	27.0	27.0	5.0	28.0	26.5	5.0	1.8	24.0
DEZEMBRO	-	-	-	32.0	26.0	5.0	0.4	25.0
JANEIRO	26.0	29.0	5.0	28.0	26.0	5.0	0.7	26.0
FEVEREIRO	25.5	26.5	5.0	25.5	27.0	5.0	8.2	29.0
MARÇO	26.5	27.0	5.0	28.5	29.0	5.5	3.5	27.0
ABRIL	21.5	24.5	5.5	21.5	24.5	5.5	2.5	28.0

T ar - Temperatura do ar.

T água - Temperatura da água.

TABELA II
MÉDIA TRIMESTRAL (PERÍOD 8) DA COMPOSIÇÃO QUÍMICA DA ÁGUA DE REPRESAS E
NASCENTES EM ITABIRA (MG)

LOCAL E ESTAÇÕES	Tri- mestre	ELEMENTOS ANALISADOS (MG/L)									
		Resíduo total	Alcali- nidade	Dureza total	Acidez	OD	Matéria org.(OC)	DBO	Sílica	Cloreto	Ferro
R. MINERVINO (1) e	1º	45,50	3,40	1,17	2,82	7,27	-	0,32	4,80	0,12	0,84
	2º	32,37	3,26	1,80	2,58	7,22	0,32	0,64	3,25	0,19	0,93
	3º	35,15	3,80	0,00	2,78	7,04	0,62	0,51	5,25	0,18	0,21
	4º	34,12	3,22	1,77	2,50	7,06	0,64	0,35	5,66	0,16	0,20
R. BERRA LOBO (2-3) e	1º	156,70	48,36	15,80	13,69	7,75	-	14,10	4,83	1,40	4,36
	2º	104,62	30,60	10,30	15,00	8,10	7,30	10,23	4,00	0,98	1,78
	3º	113,25	26,60	8,20	9,66	4,48	4,82	4,80	10,25	0,76	1,31
	4º	-	26,50	9,30	13,72	3,49	12,17	5,10	-	1,09	-
NASCENTES (11-12-13-14-15)	1º	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	2º	-	66,65	34,40	7,20	5,81	2,45	3,62	-	0,73	-
	3º	286,20	67,12	40,20	8,40	5,13	5,62	1,70	-	0,96	-
	4º	267,42	67,44	30,40	9,97	5,50	21,02	3,34	12,60	1,13	1,68

R. = Represa.

TABELA III

MÉDIA MENSAL DA COMPOSIÇÃO QUÍMICA DA ÁGUA DE REPRESAS E NASCENTES EM ITABIRA, MG - (AGOSTO DE 1975 A JUNHO DE 1976)

LOCAL E ESTAÇÕES ()	ELEMENTOS ANALISADOS (mg/l)										
	Resíduo total	Alcali- nidade	Dureza total	Acidez	OD	Matéria org.(OC)	DBO	Sflica	Cloreto	Ferro	
R. MINERVINO (1) e R. PONTAL (7, 8, 9, 10)	36,7	3,4	1,2	2,7	7,1	0,6	0,5	4,7	0,18	0,6	
R. BERRA LOBO (2, 3) e R. BELA VISTA (4, 5)	129,4	34,4	11,2	10,8	6,7	8,1	8,2	6,2	1,17	3,2	
NASCENTES (11, 12, 13, 14 e 15)	276,8	67,7	34,2	8,9	5,4	9,1	2,4	12,6	0,85	1,7	

TABELA IV

RELAÇÃO DO ZOOPLANCTON DETERMINADO NOS MUNICÍPIOS DE ITABIRA E NOVA ERA, NO PERÍODO DE AGOSTO DE 1975 A MAIO DE 1976.

Acineta	Daphnia	Paramecium
Actinosphaerium	Eosphora	Pedipartia
Amoeba	Epystilis	Philodina
Anarma	Euchlanis	Platyas
Anarthra	Euglypha	Podophyra
Arcella	Euplotes	Simocephalus
Astramoeba	Filinia	Squalorophrya
Centropyxis	Frontonila	Stentor
Cephalotaenium	Haltheria	Styloichia
Choanophrya	Keratella	Synchaeta
Ciclidium	Lacrymaria	Systilis
Cladocera	Lionotus	Tecamoeba
Cladonema	Monostyla	Tentaculifero
Coleps	Nauplius	Trachelophyllum
Colurella	Nebela	Trichocerca
Cryptomonas	Nematodio	Urocentrum
Cyclopoidea	Ostracoda	Vorticella
Diffugia	Paraepulotes	

TABELA V

RELAÇÃO DO PHYTOPLANCTON DETERMINADO NOS MUNICÍPIOS DE ITABIRA E NOVA ERA, NO PERÍODO DE AGOSTO DE 1975 A MAIO DE 1976.

Acanthosphaeria	Diatoma	Phacus
Actinotaenium	Dinobryon	Pinnularia
Anabaena	Euastrum	Planktosphaeria
Ankistrodesmus	Euglena	Pleurotaenium
Astasia	Fragillaria	Protococcus
Asterionella	Glenodinium	Rhizoclonium
Asterococcus	Gloeocystis	Rhoichosphaenia
Binuclearia	Golenkinia	Scenedesmus
Carteria	Gomphonema	Selenastrum
Chlamydomonas	Gonyaulax	Spirogyra
Chlorella	Gymnodinium	Spirulina
Chlorococcum	Heteronema	Spondilomorum
Chroococcus	Lepocynclis	Spondilosium
Chrysococcus	Mallomonas	Staurastrum
Closterium	Micractinium	Staurodesmus
Cocconeis	Micrasterias	Stauroneis
Coelastrum	Mougeotia	Synedra
Cosmarium	Navicula	Tabellaria
Conochaete	Nitzschia	Tetraedron
Cryptomonas	Oöcystis	Tetrastrum
Crucigenia	Oscillatoria	Trachelomonas
Cyclotella	Pandorina	Ulothrix
Cylindrocistis	Peranema	Zygnema
Desmidium	Peridinium	Zygonium

TABELA VI

ORGANISMOS CONSTADOS POR TRIMESTRE EM QUATRO ESTAÇÕES (2, 3, 4 e 5) NAS REPRESAS DA BELA VISTA E BERRA LOBO, ITABIRA, MG., DE AGOSTO DE 1975 A JULHO DE 1976.

Mês Organismos	Agosto A Outubro	Novembro A Janeiro	Fevereiro A Abril	Maió A Julho*	Total
Chironomidae-larva	4559	2145	843	133	7680
Lebistes	759	1620	1730	647	4756
Belostomatidae-adulto	757	169	135	53	1114
Hemiptera-ninfa 1	61	8	0	721	790
Coleoptera-adulto	39	165	13	6	223
Chironomidae-pupa	37	105	53	3	198
Psicodidae-larva	57	121	8	3	189
Psicodidae-pupa	12	120	24	22	178
Desova em espiral	73	39	4	5	121
Coleoptera-larva	25	23	13	21	82
Odonata-larva	10	22	17	7	56
Girridae	27	9	2	9	47
Notonectidae	0	42	2	0	44
Diptera-pupa	44	0	0	0	44
Diptera Sparnopolius	0	0	40	0	40
Diptera-larva	35	0	4	0	39
Girino	8	26	0	0	34
Planária	0	30	0	1	31
Eristales	0	3	8	7	18
Belostomatidae desova	5	13	0	0	18
Heliplidae-larva	0	13	1	1	15
<i>Culex p. fatignas larva</i> 3ª e 4ª	0	2	0	2	4
Hirudinea	0	4	0	0	4
<i>Culex p. fatigans pupa</i>	0	0	0	3	3
Culicidae-larva	0	3	0	0	3
Culicidae-pupa	0	3	0	0	3
Hidrophilidae	0	0	0	2	2
Physa	0	2	0	0	2
Oligochaeta	0	0	1	1	2
<i>Culex p. fatigans</i> 1ª e 2ª	0000	2	0	0	2
<i>B. glabarata</i>	0	0	0	0	0
Neuroptera	0	1	0	0	1
Vellidae	0	1	0	0	1
Elepharoceratidae	0	1	0	0	1
TOTAL	6508	4693	2898	1647	15746

* Os dados de julho foram estimados, porque não tinha sido realizado a coleta ainda.

TABELA VII

ORGANISMOS COLETADOS POR TRIMESTRE EM QUATRO ESTAÇÕES (7,8,9,10) DA REPRESA DO PONTAL, ITABIRA, MG., DE AGOSTO DE 1975 A JULHO DE 1976.

Mês Organismos	Agosto Setembro Outubro	Novembro Dezembro Janeiro	Fevereiro Março Abril	Mai Junho Julho*	Total
Chironomidae-larva	130	79	43	7	259
Notonectidae	0	83	42	90	215
Girridae	54	89	8	16	167
Lebistes	5	26	33	23	87
Odonata-larva	9	39	15	13	76
Coleoptera-adulto	24	25	1	7	57
Belostomatidae-adulto	1	13	4	6	24
Chironomidae-pupa	9	8	5	1	23
Oligochaeta	0	14	2	2	18
Physa	0	9	7	0	16
Hemiptera-ninfa	0	8	4	2	14
Diptera-pupa	10	0	0	0	10
Culicidae-larva	0	7	0	0	7
Girino	1	2	1	2	6
Coleoptera-larva	1	4	1	0	6
Planária	0	2	1	1	4
Hiridinea	0	2	1	1	4
Belostomatidae-desova	2	1	0	0	3
Neuroptera	0	2	1	0	3
Drepanotremata	0	1	1	0	2
Elmidae	0 0	2	0	0	2
<i>Culex p. fatigans</i> 3º e 4º	0	0	1	0	1
Culicidae-pupa	0	1	0	0	1
Psicodidae-larva	0	1	0	0	1
Tupulidae	0	1	0	0	1
Blepharoceratidae	0	1	0	0	1
TOTAL	246	420	171	171	1008

* Os dados de julho foram estimados, porque não tinha sido realizado a coleta ainda.

TABELA VIII

ORGANISMOS COLETADOS POR TRIMESTRE NA REPRESA DO MINERVINO, ITABIRA MG., DE AGOSTO DE 1975 A JULHO DE 1976.

Mês Organismos	Agosto Setembro Outubro	Novembro Dezembro Janeiro	Fevereiro Março Abril	Maio Junho Julho*	Total
Notonectidae	0	15	30	50	95
Chironomidae-larva	3	28	22	2	55
Lebistes	0	0	4	10	14
Culicidae-larva	0	1	12	0	13
Odonata-larva	2	2	7	0	11
Girridae	0	3	0	1	4
Chironomidae-pupa	0	3	0	0	3
Haliplidae	0	3	0	0	3
Belostomatidae-adulto	1	3	1	0	2
Díptera-larva	2	0	0	0	2
<i>Culex p. fatigans</i> 3 ^o -4 ^o	0	0	0	1	2
Coleoptera-adulto	0	1	0	1	1
Hemíptera-ninfa	0	0	1	0	1
Psicodidae-larva	0	0	1	0	1
TOTAL	8	56	78	65	207

* Os dados de julho foram estimados, porque não tinha sido realizado a coleta ainda.

TABELA IX

ORGANISMOS COLETADOS POR TRIMESTRE EM SEIS ESTAÇÕES (11, 12, 13, 14, 15 E 4 A), HABITAT* DE *B. glabrata* EM ITABIRA, MG, DE AGOSTO DE 1975 A JULHO DE 1976.

Mês Organismos	Agosto Setembro Outubro	Novembro Dezembro Janeiro	Fevereiro Março Abril	Mai Junho Julho**	Total
Planária	—	516	1.125	443	2.084
<i>B. glabrata</i>	—	593	714	328	1.635
Oligochaeta	—	43	1.263	30	1.336
Plysa	—	440	467	136	1.043
Chironomidae — larva	—	210	596	138	944
Lebistes	—	7	378	27	412
Odonata — larva	—	43	70	19	132
Tabanidae — larva	—	0	0	107	107
Coleoptera — adulto	—	12	77	13	102
<i>B. glabrata</i> — desova	—	0	83	12	95
Girino	—	15	57	5	77
Physa — desova	—	38	33	4	75
Eivalvo	—	0	68	0	68
Drepanotrema	—	0	52	0	52
Belostomatidae — adulto	—	13	17	21	51
Psicodidae — pupa	—	12	0	36	48
Haliplidae	—	7	32	2	41
Coleoptera — larva	—	1	13	15	29
Chironomidae — pupa	—	0	17	7	24
Girrideo	—	0	20	0	20
<i>Culex p. fatigans</i> — 3º 4º	—	0	1	15	16
<i>Culex p. fatigans</i> — pupa	—	0	0	14	14
<i>Culex p. fatigans</i> — 1º 2º	—	0	0	7	7
Hirudinea	—	7	3	3	13
Culicidae — pupa	—	5	1	6	12
Anelideo	—	0	0	11	11
Desova em espiral	—	8	2	0	10
Gamarus	—	10	0	0	10
Simuliidae	—	0	0	7	7
Culicidae — larva	—	2	1	3	6
Hemiptera — ninfa	—	3	3	0	6
Notonectidae	—	0	4	0	4
Armadillium	—	0	4	3	7
Belostomatidae — desova	—	0	2	1	3
Acaro	—	0	3	0	3
Diptera — larva	—	1	0	1	2
Eristales	—	0	0	1	1
Ostracoda	—	0	0	1	1
Tupulidae	—	0	1	0	1
Magistocera — larva	—	0	0	1	1
TOTAL	—	1.985	5.114	1.428	8.526

* A estação 4 A deu sempre resultados negativos para *B. glabrata*.

** Os dados de julho foram estimados porque não tinha sido realizado a coleta ainda.

TABELA XI

EXAMES DE FEZES POSITIVOS PARA O *S. MANSONI* REALIZADOS NO HOSPITAL
NOSSA SENHORA DAS DORES, ITABIRA, MG (1973-1974)

ANO	EXAMES DE FEZES REALIZADOS (Nº)							
	MASCULINO		FEMININO		TOTAL POSITIVOS			
	TOTAL POSITIVOS	%	TOTAL POSITIVOS	%	Nº	%		
1973	4.707	675	14,34	2.228	145	6,51	820	11,82
1974	3.723	446	11,98	2.423	149	6,15	595	9,68
TOTAL GERAL	8.430	1.121	13,29	4.651	294	6,32	1.415	10,82

Total de exames realizados: 13.081

TABELA XII
 INFECÇÃO *B. GLABRATA*^(a) EXPOSTOS AO *S. MANSONI* NAS REPRESAS DE BERRA LOBO (2, 3)
 E BELA VISTA (4, 5) – ITABIRA – MG (1975)

MÊS	CARAMUJOS	ESTAÇÕES			CONTROLE (2, 3)	ESTAÇÕES			CONTROLE (4, 5)
		2	3			4	5		
JULHO	Expostos	118	60		-	119	59	-	
	Sobreviventes	68	29		-	50	41	-	
	INFECTADOS (%) ^(b)	0,0	0,0		-	2,0	0,0	-	
AGOSTO	Expostos	120	60		30	-	-	-	
	Sobreviventes	114	55		28	-	-	-	
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0		67,8	-	-	-	
SETEMBRO	Expostos	120	57		30	180	120	60	
	Sobreviventes	101	36		21	141	62	57	
	INFECTADOS (%)	1,9	0,0		95,2	2,8	0,0	36,8	
OUTUBRO	Expostos	120	90		30	120	90	30	
	Sobreviventes	114	85		29	116	29	22	
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0		68,9	0,0	0,0	54,4	
NOVEMBRO	Expostos	120	90		60	120	90	60	
	Sobreviventes	86	59		36	115	75	53	
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0		66,6	0,0	0,0	92,4	
DEZEMBRO	Expostos	150	90		50	180	150	50	
	Sobreviventes	96	66		38	129	80	33	
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0		81,5	0,0	0,0	57,5	

(a) – Período prepatente de 30 dias

(b) – % de infectados sobre os sobreviventes

TABELA XIII

INFECÇÃO DE *B. GLABRATA* (a) EXPOSTOS AO S. MANSONI NA REPRESA DE BERRA LOBO – ITABIRA – MG (1976)

MES	CARAMUJOS	ESTAÇÕES		CONTROLES		
		2	3	GIDE (c)	CAMPO La (d)	CAMPO Lb (e)
FEVEREIRO	Expostos	112	61	90	-	-
	Sobreviventes	67	32	32	-	-
	INFECTADOS (%) (b)	1,5	0,0	84,4	-	-
MARÇO	Expostos	175	96	92	97	99
	Sobreviventes	93	11	9	19	45
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0	66,7	26,3	66,6
ABRIL	Expostos	195	76	92	85	80
	Sobreviventes	93	23	60	27	55
	INFECTADOS (%)	2,1	0,0	36,6	74,0	38,1

(a) – Período prepatente de 35, 45 e 60 dias

(b) – % de infectados sobre os sobreviventes

(c) – Controle de laboratório, técnicas de gide

(d) – Controle de campo com água da lagoa

(e) – Controle de campo com água de laboratório

TABELA XIV

INFECÇÃO DE *B. GLABRATA* (a) EXPOSTOS AO S. *MANSONI* NA REPRESA DE BELA VISTA – ITABIRA – MG (1976)

MES	CARAMUJOS	ESTAÇÕES		CONTROLES		
		4	5	GIDE (c)	CAMPO La (d)	CAMPO Lb (e)
JANEIRO	Expostos	296	103	—	—	—
	Sobreviventes	217	84	—	—	—
	INFECTADOS (%) (b)	0,0	0,0	—	—	—
FEVEREIRO	Expostos	137	99	90	—	—
	Sobreviventes	71	40	32	—	—
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0	84,4	—	—
MARÇO	Expostos	169	90	92	96	94
	Sobreviventes	122	49	9	77	26
	INFECTADOS (%)	0,8	0,0	66,7	67,5	84,6
ABRIL	Expostos	190	88	92	97	98
	Sobreviventes	130	56	60	67	65
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0	36,6	52,2	44,6
MAIO	Expostos	160	80	78	80	78
	Sobreviventes	55	31	13	34	39
	INFECTADOS (%)	0,0	0,0	15,3	44,1	46,1

(a) – Período prepatente de 35, 45 e 60 dias

(b) – % de infectados sobre os sobreviventes

(c) – Controle de laboratório, técnicas do gide

(d) – Controle de campo com água da lagoa

(e) – Controle de campo com água de laboratório

TABELA XV
Lebistes reticulatus CAPTURADOS POR MES E POR CLASSES
 DE TAMANHO NA REPRESA DO BERRA LOBO – ITABIRA – MG.

MESES	CLASSES DE TAMANHO (mm)							TOTAL	PERCENTUAL/MES
	7 – 12	13 – 18	19 – 24	25 – 30	31 – 42				
OUTUBRO	1681	253	244	45	24		2247	4,7	
NOVEMBRO	2898	195	294	146	82		3615	7,6	
DEZEMBRO	5552	320	80	48	12		6012	12,6	
JANEIRO	4596	316	36	4	4		4956	10,4	
FEVEREIRO	6412	2208	596	152	80		9448	19,9	
MARÇO	2800	136	192	40	8		3176	6,7	
ABRIL	\$(;)	912	792	204	32		7860	16,5	
MAIO	4920	544	316	64	4		5848	12,3	
JUNHO	3880	280	160	44	20		4384	9,2	
TOTAL (nº)	38659	5164	2710	747	266		47546	99,9	
%	81,3	10,8	5,7	1,6	0,6		100		

TABELA XVI

DISTRIBUIÇÃO MENSAL DE *Lebistes reticulatus* POR CLASSES DE TAMANHO (mm) NA REPRESA DO BERRA LOBO – ITABIRA – MG.

Meses Classes de L (mm)	Outubro	Novembro	Dezembro	Janeiro	Fevereiro	Março	Abril	Maiο	Junho	TOTAL (g)
	Peso em gramas									
7 – 12	23,0	30,6	47,2	39,9	81,2	18,4	56,0	51,2	38,1	385,6
13 – 18	12,4	8,7	14,1	13,6	81,6	2,8	39,6	29,2	6,5	208,5
19 – 24	20,2	47,4	9,7	4,4	76,4	13,6	106,4	43,6	16,7	338,4
25 – 30	10,9	37,5	16,3	1,1	27,6	4,4	56,4	17,2	12,2	188,6
31 – 42	13,4	47,0	8,0	2,6	61,2	2,0	12,4	2,0	8,7	157,3
TOTAL	79,9	171,2	95,3	61,6	328,0	41,2	270,8	143,2	82,2	1273,4

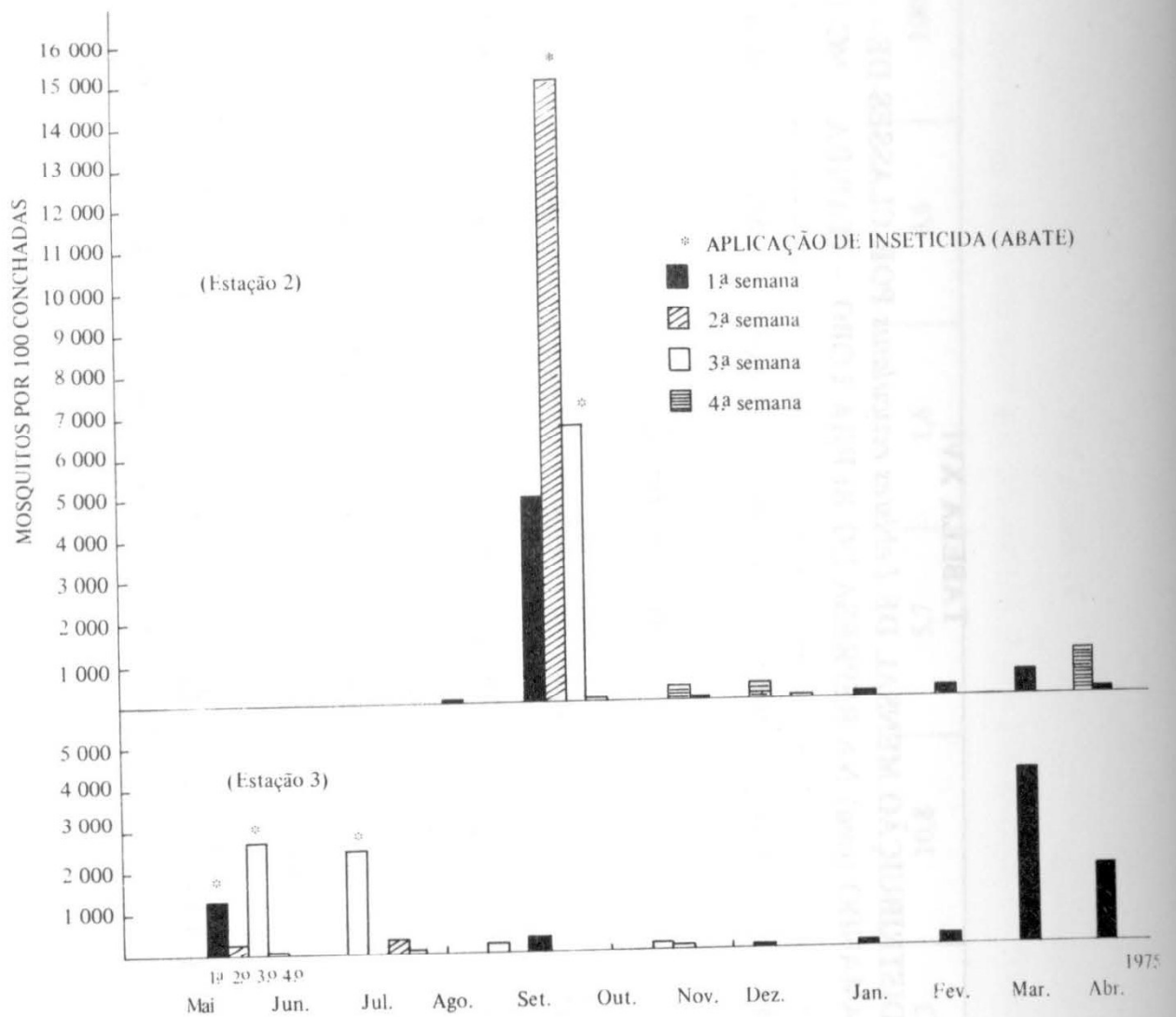


FIG. 1 - VARIAÇÃO DE DENSIDADE DO *Culex p. fatigans* NA REPRESA DO BERRA-LOBO (ITABIRA -MG)

FIG.2 - MÉDIA TRIMESTRAL (PERÍODOS) DA COMPOSIÇÃO QUÍMICA DA ÁGUA DE REPRESAS E NASCENTES EM ITABIRA - MG

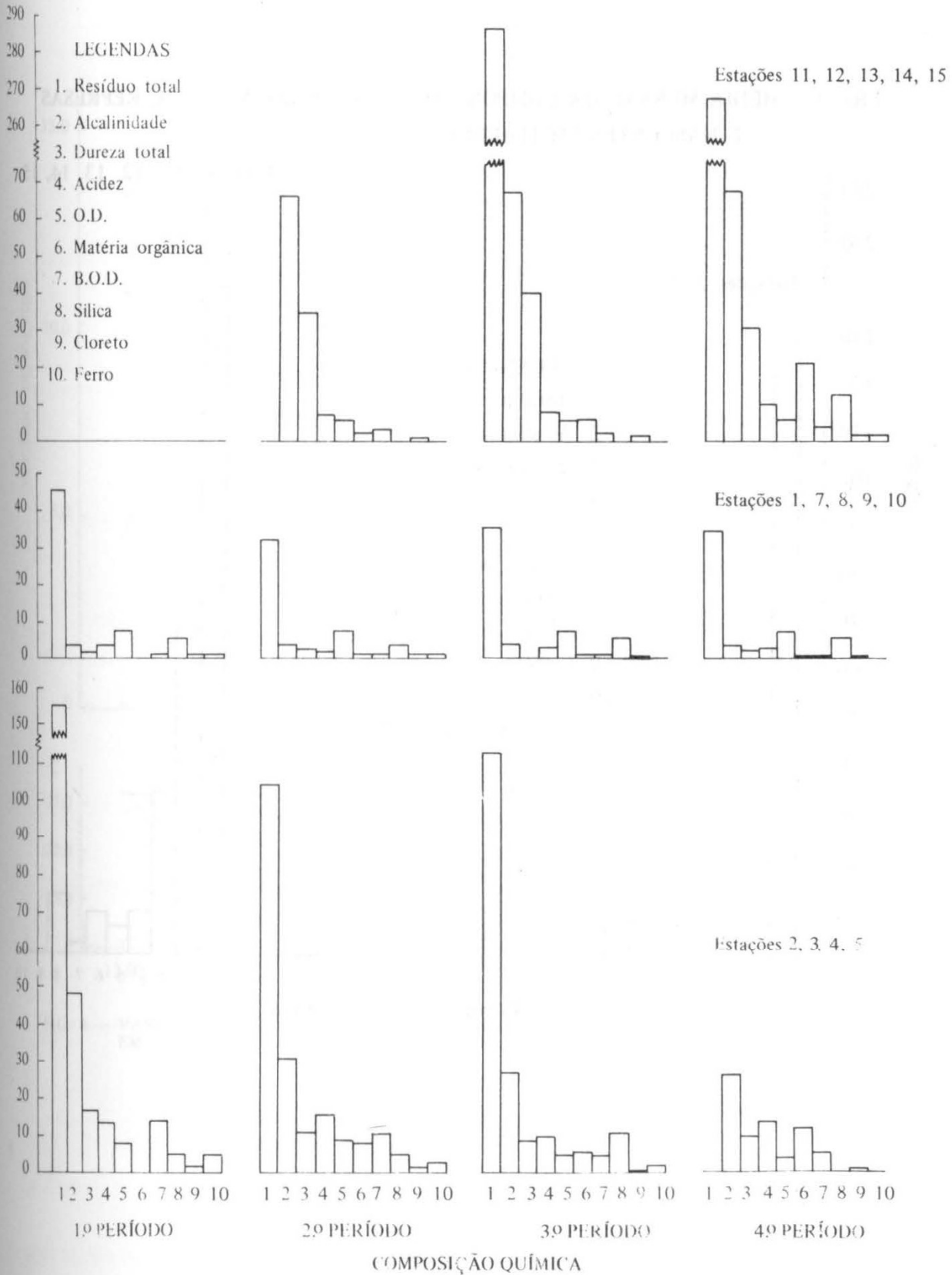
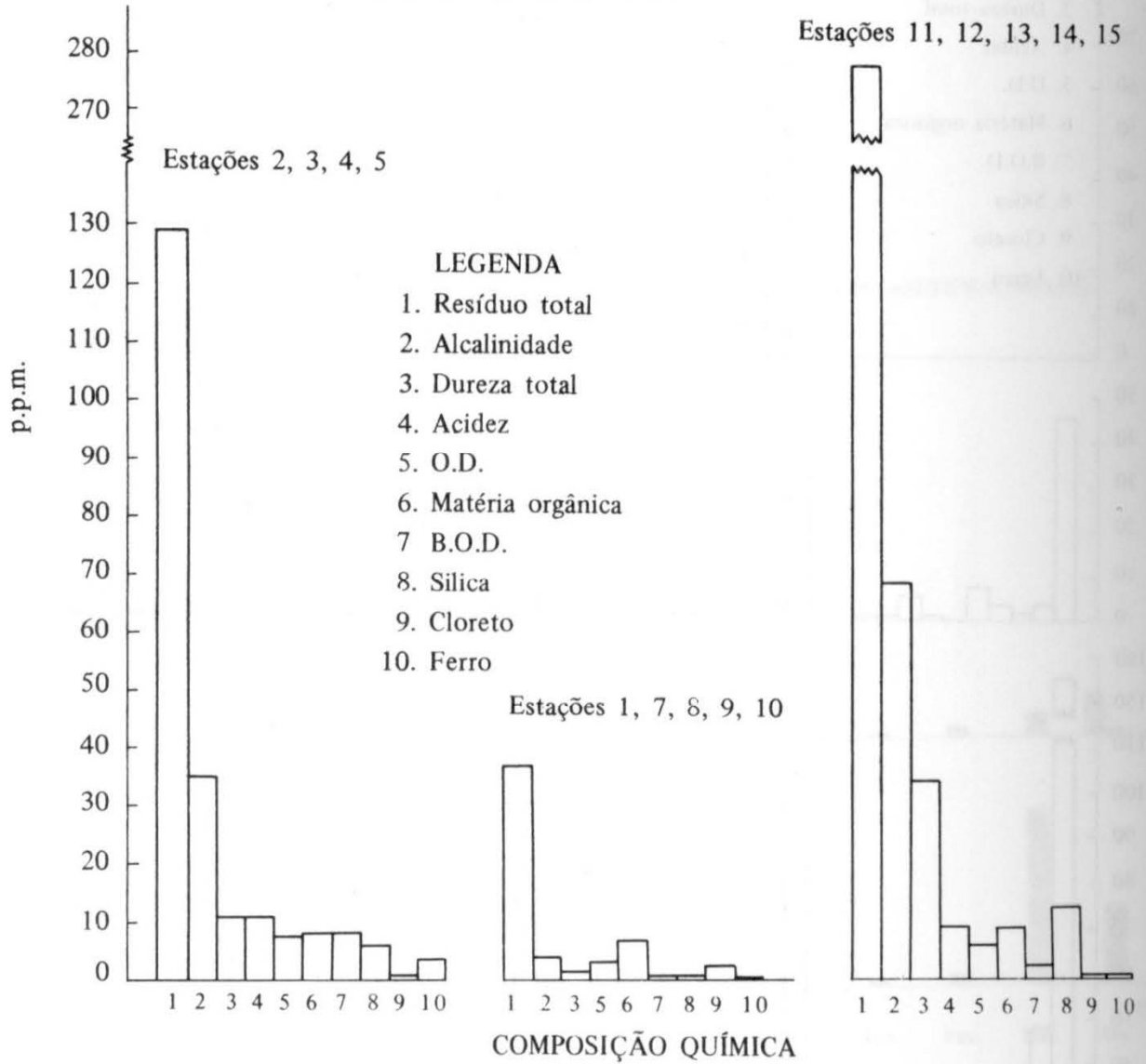


FIG. 3 – MÉDIA MENSAL DA COMPOSIÇÃO QUÍMICA DA ÁGUA DE REPRESAS E NASCENTES EM ITABIRA – MG



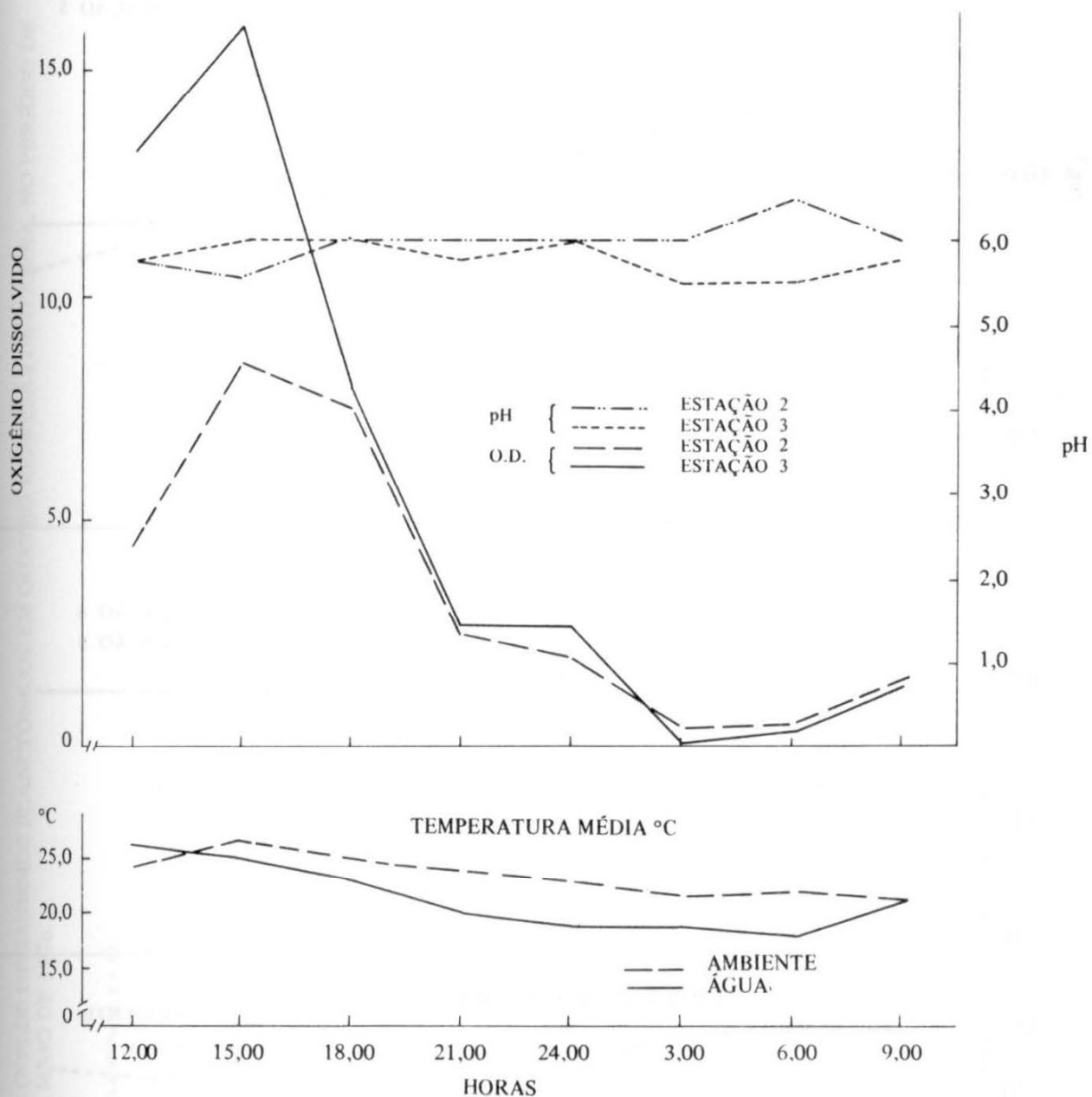


FIG. 4 - VARIACÃO DE TEORES DE O.D., pH e TEMPERATURA, NO PERÍODO DE 24 HORAS EM INTERVALOS DE 3 HORAS, NO BERRA LOBO, ITABIRA, MG OUT. 1975

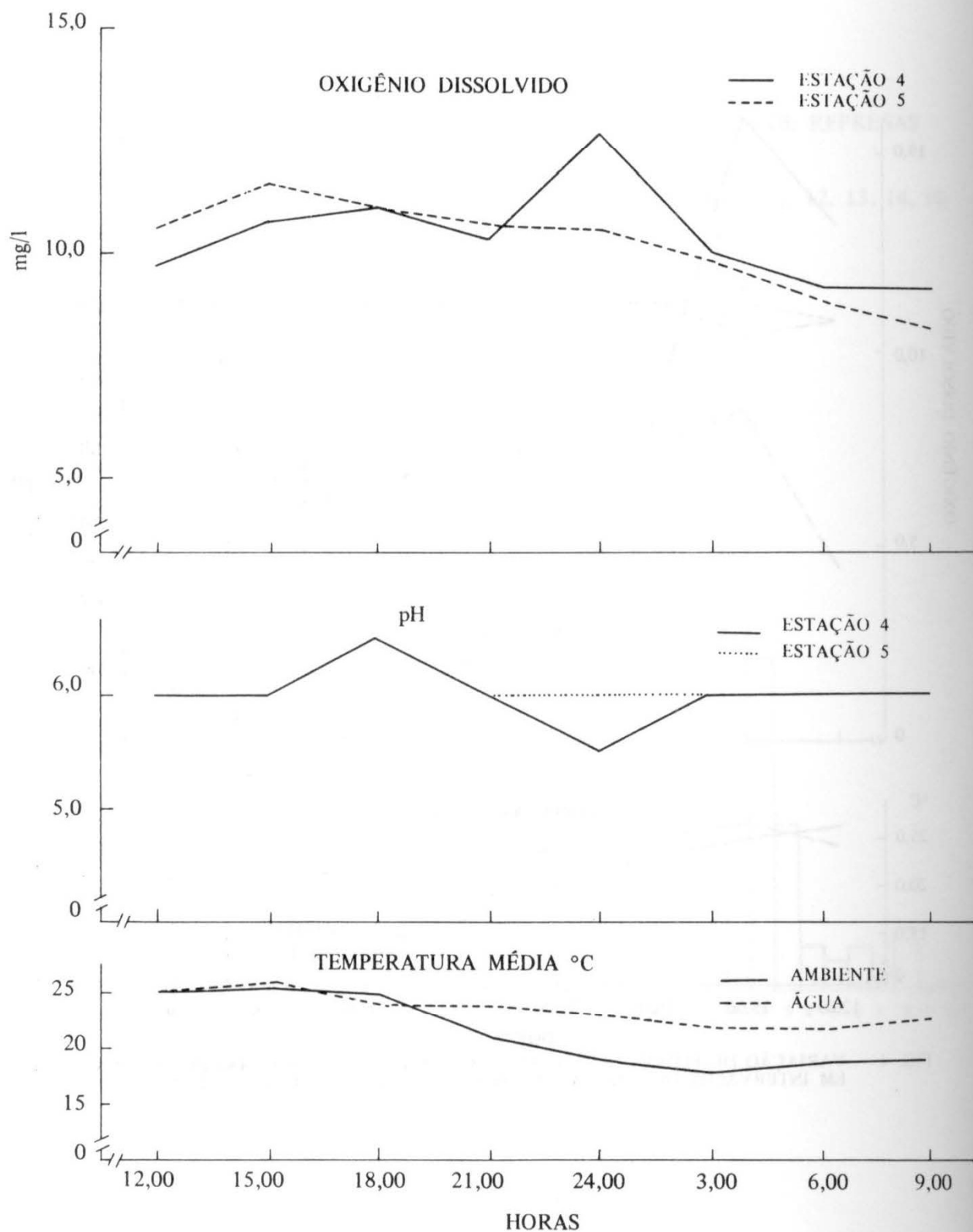


FIG. 5 - VARIAÇÃO DE TEORES DE O.D., pH E TEMPERATURA, NO PERÍODO DE 24 HORAS EM INTERVALOS DE 3 HORAS, NA BELA VISTA, ITABIRA, MG, OUT. 1975

FIG. 6 - MÉDIA TIMESTRAL (N.º) DE ORGANISMOS PLANCTÔNICOS EM QUATRO REPRESAS DE ITABIRA, NO PERÍODO DE AGOSTO DE 1975 A MAIO DE 1976.

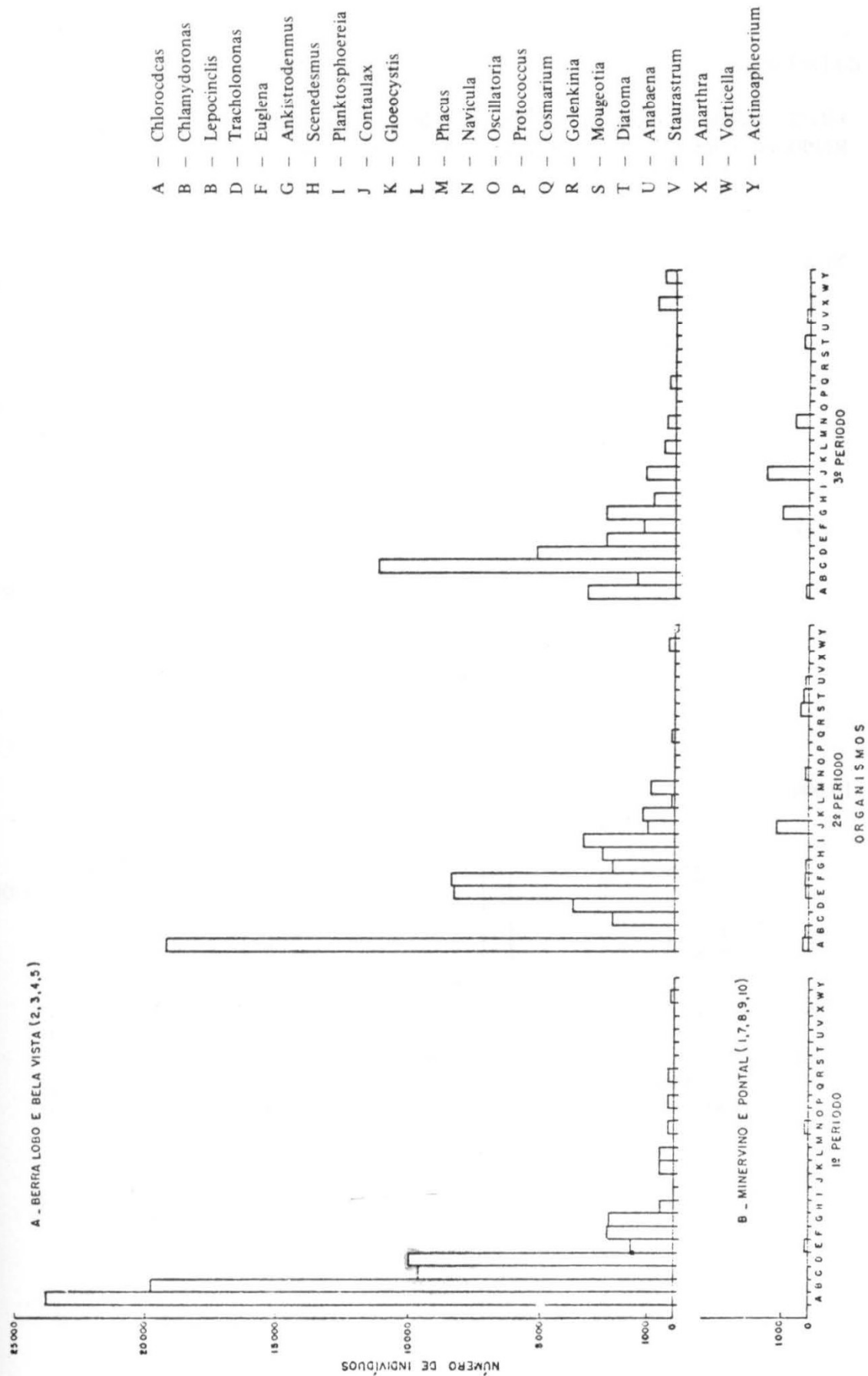


FIG. 7 – MÉDIA MENSAL DE ORGANISMOS PLANCTÔNICOS COLETADOS POR REPRESAS E NASCENTES EM ITABIRA – MG (1975–1976)

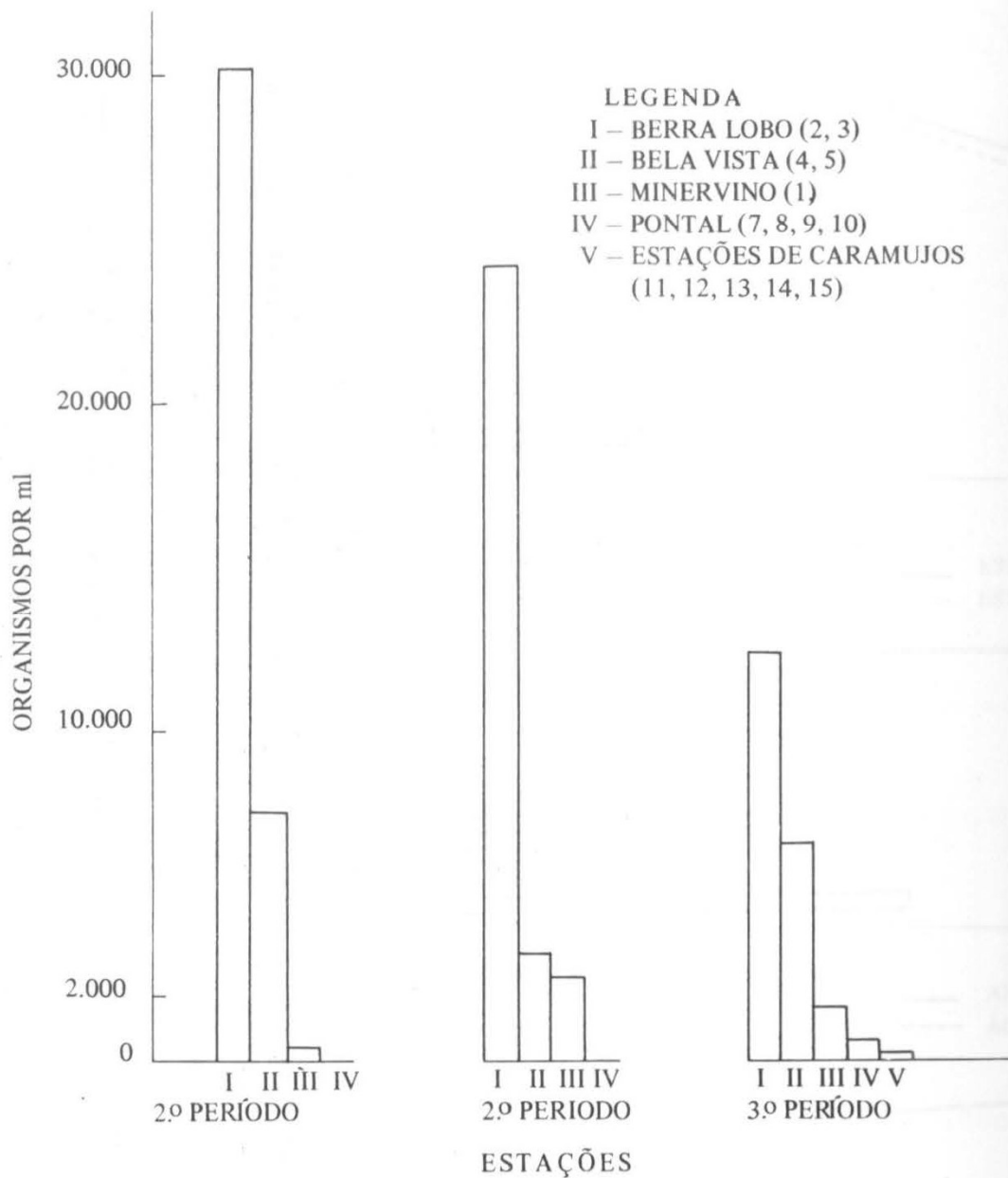
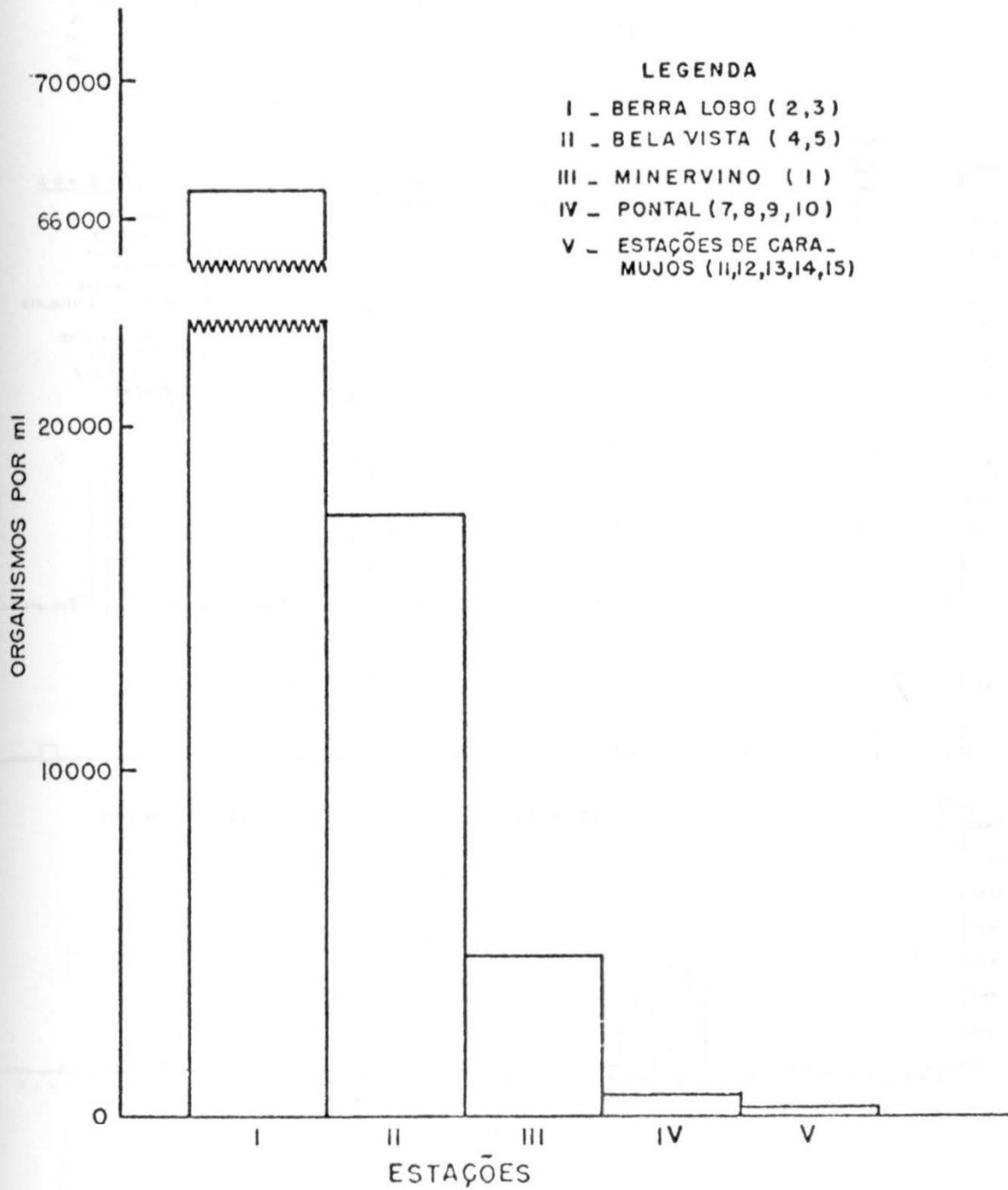


FIG. 8 – ORGANISMOS PLANCTÔNICOS (Nº)* POR REPRESA E NASCENTES EM ITABIRA – MG – AGOSTO 1976 (A ABRIL 1976)



* = SOMA DA MEDIA DE TRES PERIODOS

FIG. 9 – ORGANISMOS COLETADOS POR TRIMESTRE, EM 14 ESTAÇÕES DEMARCADAS EM NASCENTES E REPRESAS DE ITABIRA – MG

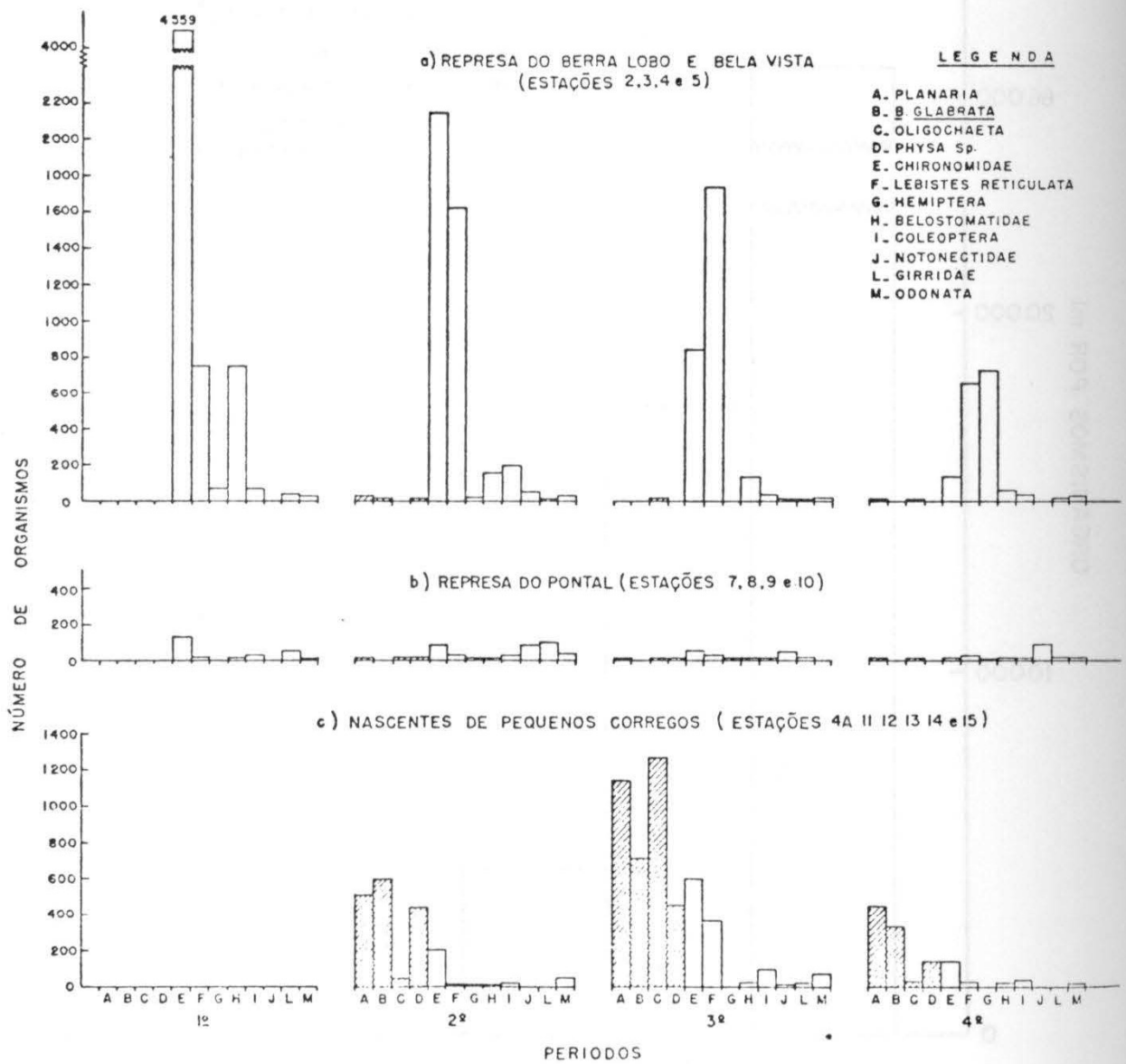


FIG. 10 - TOTAL DE ORGANISMOS E ESPÉCIES COLETADOS EM NASCENTES E REPRESAS DE ITABIRA - MG

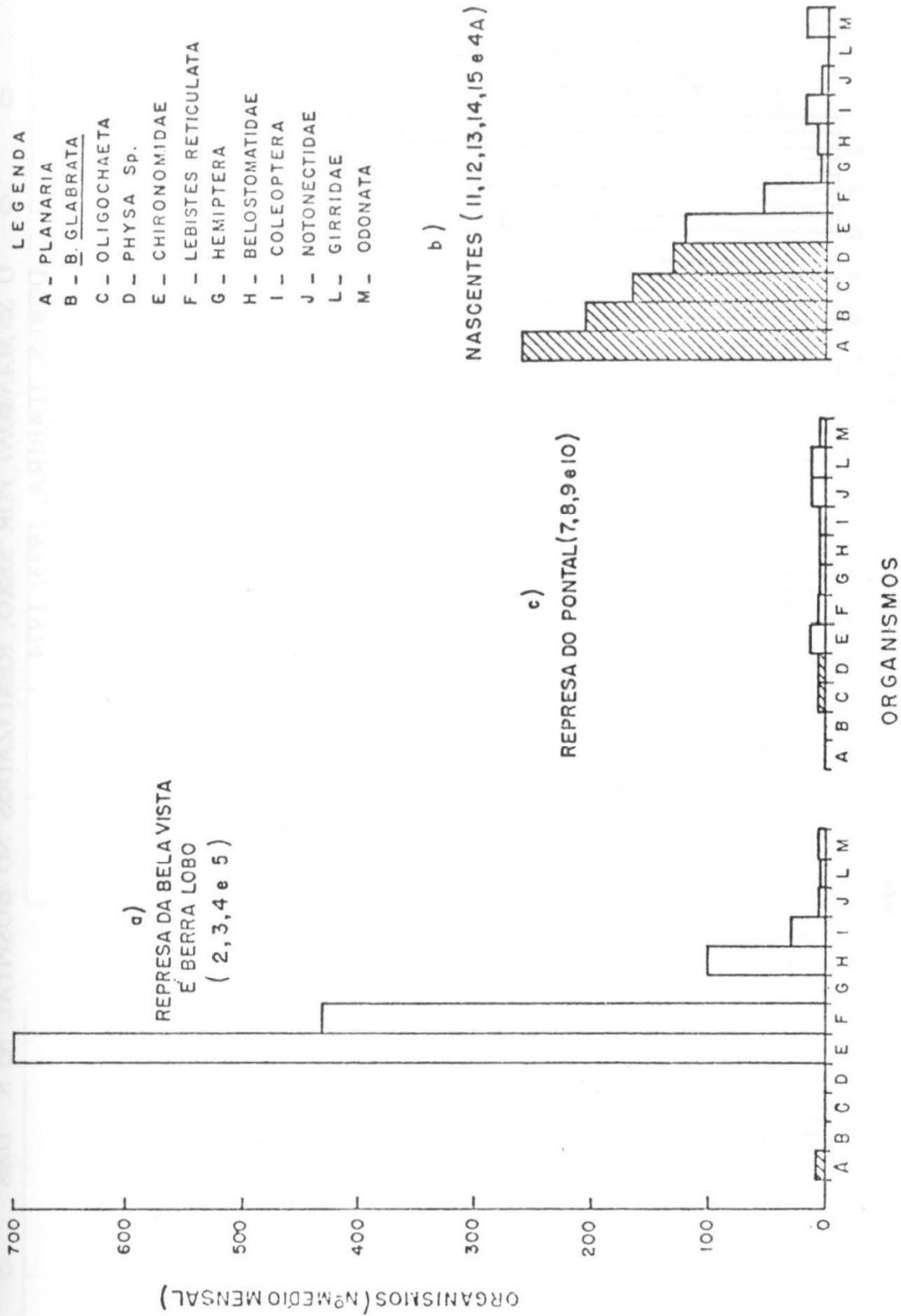


FIG. 11 - DISTRIBUIÇÃO MENSAL DE EXAMES DE FESES POSITIVOS PARA O
 O S. MANSONI POR SEXO, REALIZADOS NO HOSPITAL N. S. DAS
 DORES, ITABIRA, 1973, 1974

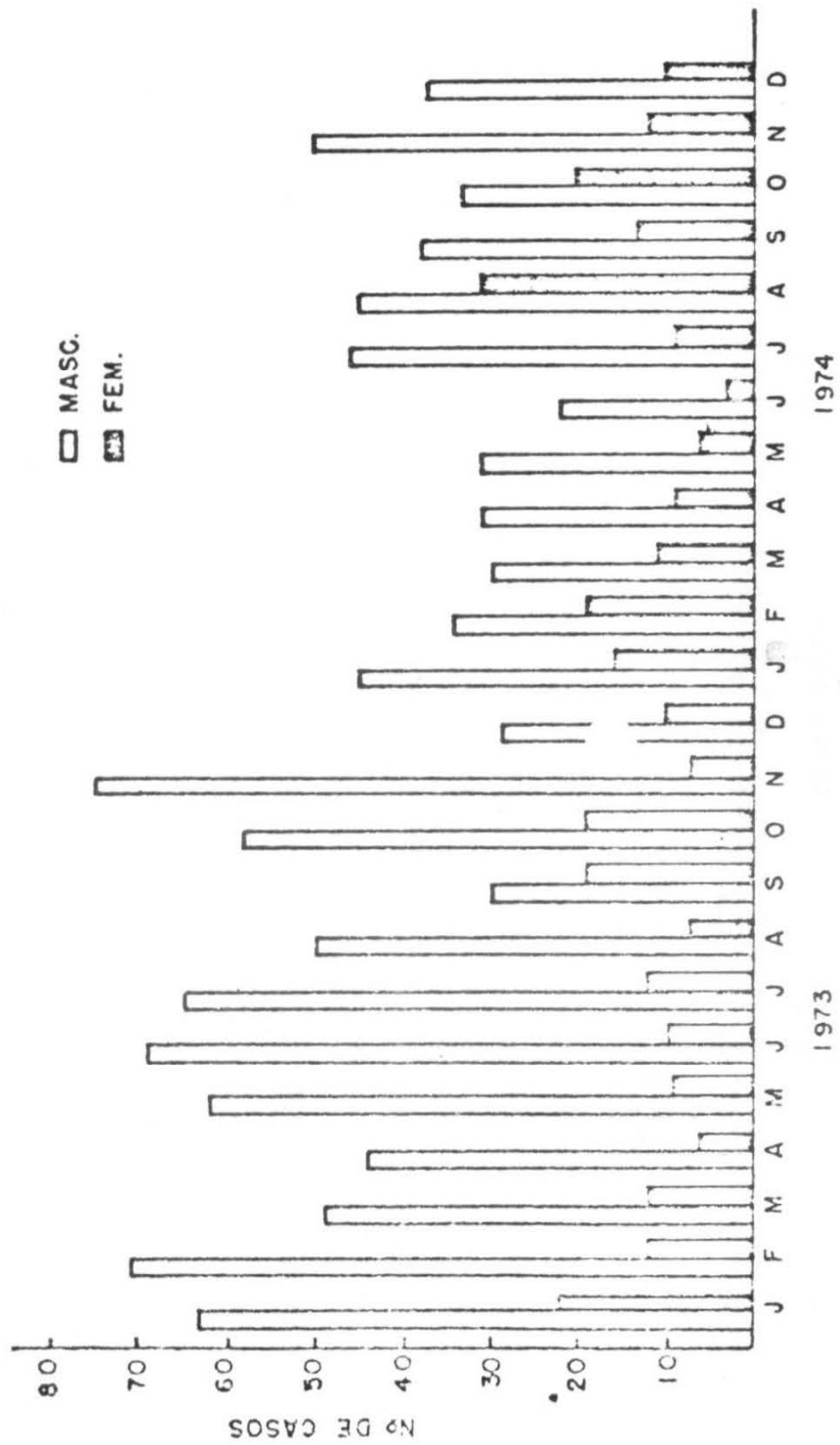


FIG. 12 – VARIAÇÃO DE DIÂMETRO DOS CARAMUJOS COLETADOS EM ITABIRA – DE JANEIRO A JUNHO DE 1976

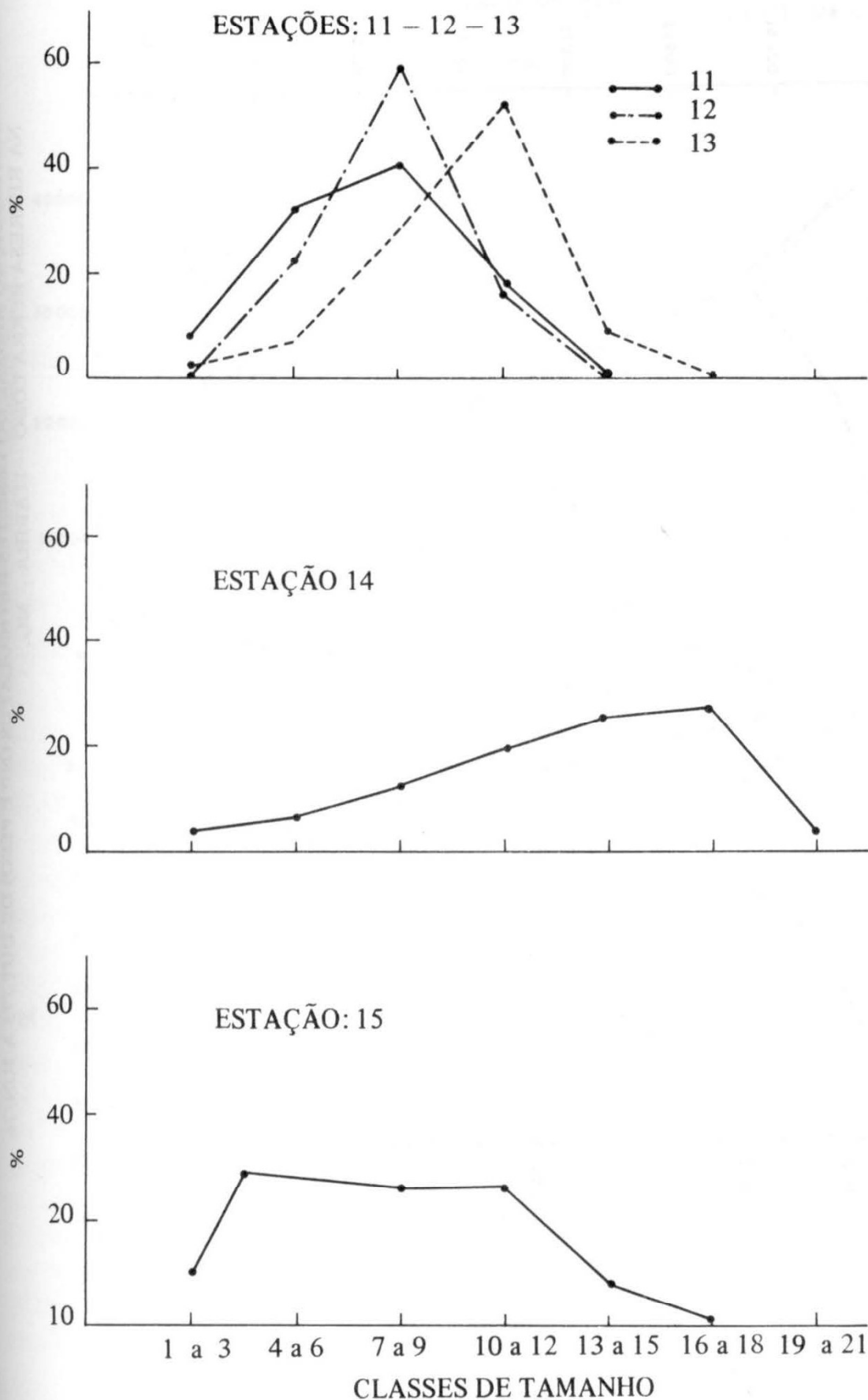


FIG. 13 - DISTRIBUIÇÃO MENSAL DO LEBISTES RETICULATUS (N.º E PESO) DE OUT./75 A JUN/76 NA REPRESA BERRA LOBO - ITABIRA - MG.

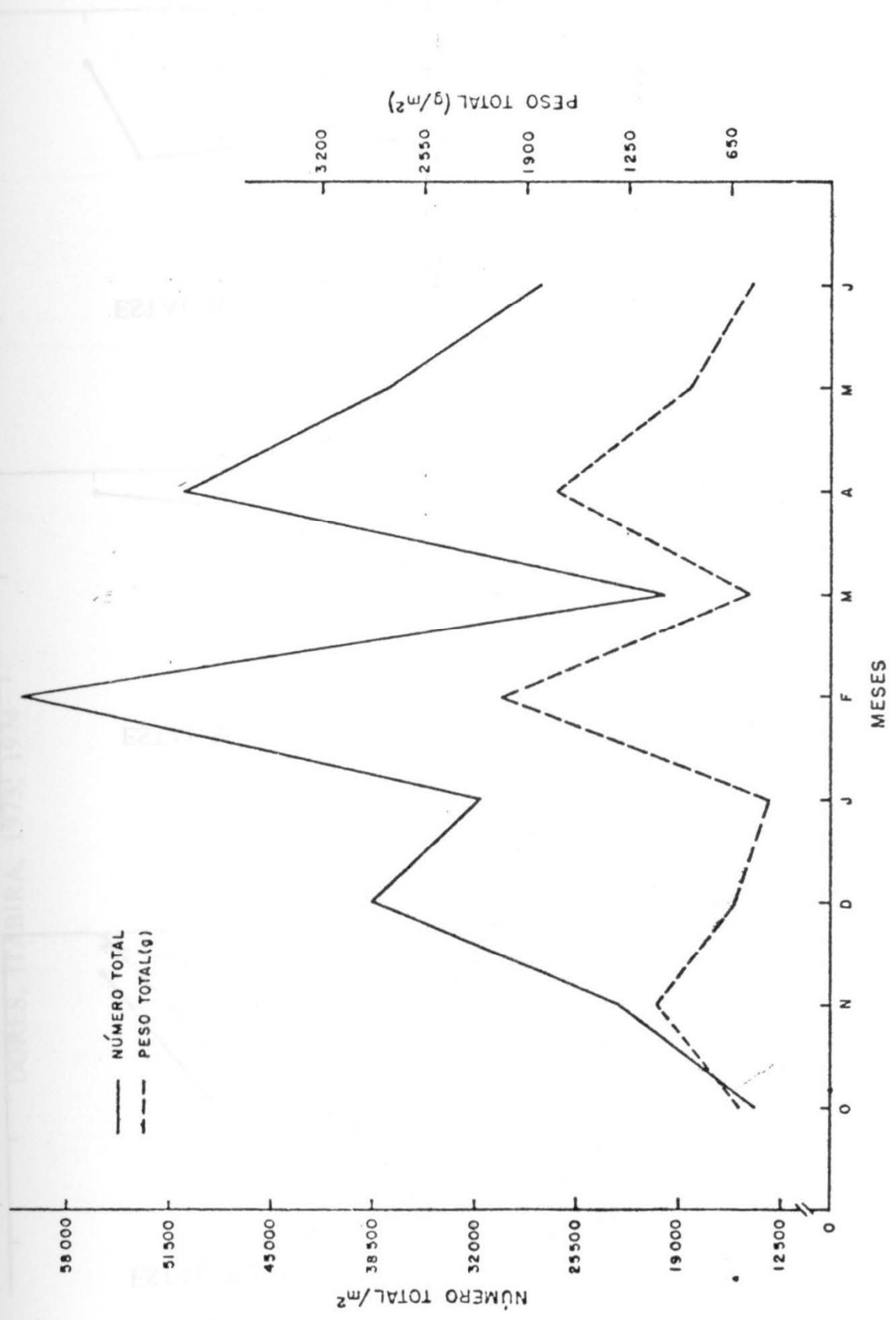
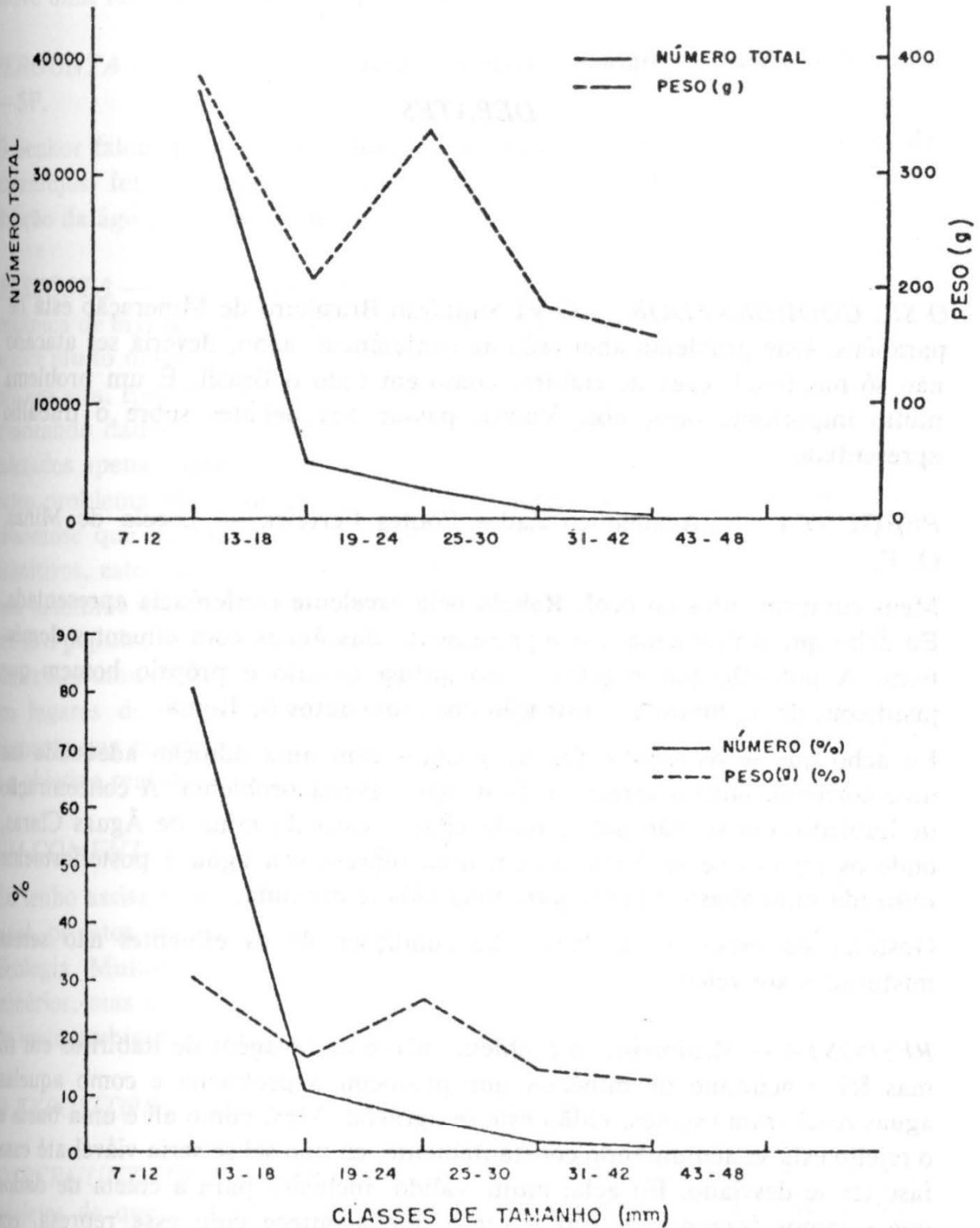


FIG. 14 – DISTRIBUIÇÃO DE *LEBISTES RETICULATUS* POR CLASSES DE TAMANHO EM 5 ESTAÇÕES (2, 3, 3A, 3B, 3C) NA REPRESA DO BERRA LOBO – ITABIRA – MG



DEBATES

O SR. COORDENADOR — O VI Simpósio Brasileiro de Mineração está de parabéns. Este problema abordado na conferência, acho, deveria ser atacado não só nas imediações de Itabira, como em todo o Brasil. É um problema muito importante para nós. Vamos passar aos debates sobre o trabalho apresentado.

PERGUNTA — Acadêmico Zader Pontes Ferreira — Escola de Minas, O. P.

Meus cumprimentos ao prof. Rabelo pela excelente conferência apresentada. Eu acho que o problema é o represamento das águas com efluentes domésticos. A poluição por esgotos é tão antiga quanto o próprio homem que justificou, de há muito a construção dos arquedutos de Roma.

Eu acho que se os esgotos fossem jogados com uma diluição adequada em uma corrente, onde a aeração é fácil, não haveria problema. A concentração de itabiritos em si, não polui, basta citar o caso da mina de Águas Claras, onde os rejeitos se sedimentam em uma represa e a água é posteriormente utilizada num abastecimento para uma cidade próxima.

Gostaria de saber, se no caso, há condições de os efluentes não serem misturados aos rejeitos.

RESPOSTA — Realmente, o problema não é da lavagem de itabiritos em si, mas foi o acúmulo de minérios que provocou o problema e como aquelas águas receberam esgotos, então este se agravou. Mas, como ali é uma bacia e o rejeito está se acumulando constantemente, eu não sei se seria viável até essa fase ter se desviado. Eu acho muito válido, inclusive para a coleta de dados que estamos fazendo: desviar e ver o que acontece com essa represa, em

quanto tempo ela vai se depurar e se lançando o esgoto diretamente naquelas lamas proveniente da lavagem de mineração o que acontece. Se não der, teremos que desviar para um outro lugar e tratar, porque a bacia é muito difícil; assim, teríamos que fazer um tratamento, um serviço todo especial para lançar fora os rejeitos que sedimentam a represa e como aquilo está se modificando constantemente, os níveis estão subindo, não sei se seria viável, agora, fazer, ou pelo menos anteriormente, ter sido feito isso. É um problema de emergência que surgiu, e felizmente com a diluição, como o Sr. disse, houve uma resolução inicial do problema.

PERGUNTA — Acad. Luiz Eduardo Campos Pignatari — Escola Politécnica — SP.

O Senhor falou que, num dos lugares de teste, houve um maior número de caramujos, foi um lugar de muita acidez, os Srs. fizeram teste de neutralização da água para ver se esse nível diminuiria?

RESPOSTA — Não. A acidez estava correlacionada com a carga de matéria orgânica de esgotos, que entra na área. A que recebia mais tinha uma taxa de acidez muito maior na entrada e menor na saída, e os de caramujos, a acidez não era alta. Em média, era superior à água já pura. Estamos, por enquanto, levantando dados apenas, ainda não tomamos nenhuma medida. São dados coletados apenas para que possamos verificar as condições atuais. Porque um outro problema sério, quando se fala em controle de caramujos da esquistossomose que na maioria dos "habitats" secundários, que parecem ser os primitivos, estes de Itabira, são descritos, como populações que desaparecem sem nenhuma causa aparente. Então, queremos completar o ciclo de 1 ano, ver se a população é estável e depois tomar qualquer medida. Seria muito fácil tomarmos uma medida contra essa população, como os Senhores estão vendo, em lugares de pequena vazão, se houver algum indicador químico, um elemento que esteja interferindo seria o controle baseado nesse elemento. Este é o objetivo real do trabalho.

UM COMENTÁRIO (ainda o mesmo perguntador)

Eu tenho assistido a várias palestras do simpósio e sobre vários projetos, por sinal, projetos enormes, mas eu senti a falta desse ponto de preservação da Ecologia. Muitas das vezes, são projetos enormes, são grandes remoções de minérios, mas que talvez faltou esse ponto, dedicação à parte de preservação do meio-ambiente. Era só isso o que tinha a dizer.

O EXPOSITOR — Obrigado. Eu me sinto satisfeito com isso.

O PERGUNTADOR — Infelizmente, tenho observado isso em todos os projetos de que tenho tomado conhecimento até hoje. Não há essa preocu-

pação, principalmente quando se vai fazer um projeto deste tipo, vai-se no lugar onde teremos toda uma estrutura, uma cidade, um núcleo de residências, e não se está preocupado com o que vai acontecer a essa população.

O EXPOSITOR — Obrigado pela referência. Quero adiantar o seguinte: Nós pretendemos prolongar esses convênios com a Vale do Rio Doce, através da Universidade e inclusive verificar o que acontece depois da deposição desses rejeitos a associação da flora e da fauna nessas áreas. Pretendemos e já estamos iniciando outro projeto, em futuro bem próximo, para ver o que acontece com a flora e a fauna que vão se desenvolver em cima desses rejeitos.

Talvez isso possa dar depois, alguma indicação para outras áreas que estão sendo revolvidas; agora mesmo, nós vimos a do Araxá, a de fosfatos, altamente poluidor, possivelmente, irão aparecer problemas muito sérios.

A poluição é um problema sério, e no Brasil temos poucos recursos. Nesse projeto de Itabira, éramos poucos inicialmente, agora estamos com 17 pessoas. Já temos essa tese, a que fizemos referência e já se encontra outra em andamento e possivelmente vai haver muito trabalho de pesquisa e, futuramente, se conseguirmos um plano maior, faremos lagoas de oxidação legítimas na área, para estudar o mecanismo de depuração. No Brasil, sob o ponto de vista biológico, há muito poucos estudos. Assim, teríamos que estudar quais são os mecanismos importantes na depuração das águas, porque com este estudo poderíamos prestar grandes serviços na área de esquistossomose no Brasil, principalmente no Nordeste e em Minas Gerais, e se derem resultados futuros, poderemos controlar a doença, a qualidade de água que já iria represada. Uma surpresa muito grande, foi a produção de peixe, inclusive com algumas carpas lançadas lá na área, foi uma coisa fora da nossa expectativa. Então, podemos com este tipo de preservação de ambiente, obter outros resultados paralelos.

PERGUNTA — Acad. Dalmo de Souza Amorim Jr. — Escola Politécnica—USP.

A introdução do peixe guaru não poria em perigo as outras espécies de peixe devido ao fato de o guaru alimentar-se da desova de peixes maiores?

RESPOSTA — Realmente, este peixe foi introduzido em duas dessas grandes represas, e em uma delas, só vive o guaru, porque a Lagoa Berra Lobo tem uma carga poluidora muito alta e devido à sua dimensão, estamos pretendendo até acrescentar outros peixes. Não sei se teriam condições ecológicas para viverem lá, porque como os Senhores sabem à noite o oxigênio vai a zero. E o guaru resiste a isso muito bem. Ele pode ficar até 24 horas sem oxigênio, ao passo que outros peixes não resistem.

Na outra represa, onde há muito guaru também, e que é a Represa Bela Vista,

existe carpa, que se desenvolveu muito bem, traíra, mandi e tilápia. Não sei se realmente afeta tanto assim o controle.

PERGUNTA — Acad. José Maria Miranda — Escola Politécnica—USP.

Se não me falha a memória, no início da conferência, o Sr. disse que dos 30 milhões de toneladas do minério de ferro, 6 milhões são rejeitos, que são jogados na represa. Gostaria que o Senhor traçasse um paralelo da poluição, que poderia ser causada por esse rejeito e a poluição do esgoto da cidade.

RESPOSTA — Primeiramente darei um exemplo. O córrego próximo a Itabira, o Córrego do Girau, onde não é feito nenhum tratamento não recebe os rejeitos diretamente. Há uma cidade a cerca de uns 25/26 km de distância de Itabira, Santa Maria de Itabira, que recebe essas águas totalmente poluídas, no sentido de transparência, turbidez e com rejeitos, como se fossem lamacentos. Inclusive entram num rio, que chamamos de rio turvo, lá em Santa Maria de Itabira, quer dizer se esses 6 milhões de ton. descessem iriam até os afluentes do Rio Doce e até este poderia ser afetado, na ocasião das chuvas, pois muitas pequenas nascentes seriam cobertas no seu percurso e diminuiria a água do rio, o que está acontecendo em muitas regiões de Minas Gerais. É, portanto, um problema sério.

Outro paralelo com o esgoto doméstico eu não tenho dados, porque os que possuo são mais relativos àquela mistura de esgotos domésticos.

O MESMO PERGUNTADOR — Gostaria então de saber com respeito ao rejeito, especificamente, qual é sua influência na esquistossomose?

RESPOSTA — A princípio pareceu que, como é uma área de transmissão da doença, o rejeito que vai se acumulando e vai formando aquelas pequenas represas, pequenos brejos, nós pensamos que seria um problema sério para a cidade, aumentando assim a incidência, e realmente isso não aconteceu. Inclusive na represa que recebe rejeito só e não recebe esgoto doméstico, chamada Represa Minervina, não há ainda caramujos na área. Com isso tem apenas 1 ano, muitas pesquisas exigem 2, 3, 5 anos, e nós não sabemos ainda realmente qual é o papel. A primeira síntese que nós fizemos foi esta, para apresentarmos neste Simpósio. No fim de agosto apresentaremos um relatório geral e teremos uma idéia. Precisamos verificar o que acontece e qual é o papel só do rejeito sobre os caramujos. Depois, então, teremos que ver e fazer experiências de laboratórios à parte, à medida em que vão surgindo as hipóteses, se algum fator pode ser limitante, mas até agora, não houve nenhuma indicação de que esses rejeitos de minério estejam influenciando. Na área oposta a essas lagoas, onde existem os "habitats" também não há, o rejeito de minério corre também com o rejeito de esgotos, mas é de lavagem de minério, é por causa da mineração, no período de chuvas, que desce mais minério.

E nesse esgoto não há caramujo, e acredito que não seja por causa do minério, é devido à poluição orgânica. Então nós não sabemos realmente se há algum efeito do minério.

O PERGUNTADOR — Muito obrigado.

PERGUNTA — Acad. Mario Roberto Pierre — C.V.R.D.

Só para complementar: A C.V.R.D. está interessada nesta parte de Controle da Poluição, fez este convênio e além deste sistema para o retorno de água para complementar a água necessária na concentração de itabiritos, o convênio foi introduzido para controle da água do "overflow", da Barragem do Pontal que vai se contaminar, que iria passar para o Rio Doce. Além disso, existe uma contaminação também de rejeitos de mina, que com as águas pluviais, vão determinar os córregos da região. Isso também está sendo controlado e vão ser construídas novas barragens para que esses rejeitos se decantem e a água saia então sem contaminação. Isso está sendo feito dentro de Itabira e nos novos projetos da Vale do Rio Doce.

O CONFERENCISTA — Eu tinha me esquecido de falar sobre este problema. Quer dizer, foi construído um sistema de rejeitos, uma imensa barragem para conter essas águas. No entanto, não havia antes um controle da qualidade dessa água. Possivelmente, existem no Brasil muitos laboratórios de campo que não estão sendo aproveitados e acho que futuramente isso vai dar muitos dados que servirão de subsídios para o controle de qualidade em outras áreas do Brasil. Então, outro objetivo do trabalho é este: Controlar a qualidade de água, porque ninguém sabia se é bom ou mau aquele sistema, agora, com estas análises, parece que vão muito bem até o momento.

O COORDENADOR — Não havendo mais perguntas, nós declaramos encerrada esta fase de debates e muito obrigado.

Sessão - dia 05/08/1976

Unif - Usina de conc. Br.

**“NOVOS PLANOS DE INDUSTRIALIZAÇÃO
E BENEFICIAMENTO EM MINÉRIOS DE FERRO”**

Expositor:

**Dr. Emmanoel Mendonça Magalhães
CVRD/DOCEGEO**

Coordenador

**Prof. Dr. Paulo Abib Andery
EPUSP/PAA — EIM**

O SR. COORDENADOR — Em nome da Comissão Organizadora do VI Simpósio Brasileiro de Mineração, agradeço a contribuição que está nos trazendo o Eng^o Dr. Emmanoel Mendonça Magalhães da C.V.R.D., e o Eng^o Químico Márcio Paixão, também da C.V.R.D.. O Dr. Emmanoel é Superintendente de Pesquisas Mineraias da C.V.R.D. e Diretor Superintendente da DOCEGEO, portanto, tem toda uma vasta estrutura de pesquisa, estando há vários anos trabalhando na solução de importantes problemas mineraias do Brasil. Em pesquisas da Vale do Rio Doce desenvolveu e chegou até o ponto de implantação industrial, já se encontrando em produção todo o primeiro esquema de tratamento de itabiritos no Brasil. A Usina do Cauê, já há vários anos em produção industrial, representa o fruto desses longos anos de pesquisas.

O Eng^o Márcio é Assessor de Pesquisas Tecnológicas da C.V.R.D., e tem colaborado, durante todos esses anos, no desenvolvimento do processamento do minério de ferro, em primeiro lugar. A C.V.R.D. trabalha em muitas outras áreas mineraias e não apenas no minério de ferro. Passo a palavra ao conferencista para desenvolvimento do tema proposto para esta conferência.

O DR. EMMANOEL MENDONÇA MAGALHÃES — Em nome da minha companhia, a Cia. Vale do Rio Doce, eu venho, primeiramente, cumprimentar e parabenizar o Centro Moraes Rego pela realização deste Simpósio Brasileiro de Mineração e tenho também a exprimir os agradecimentos pela oportunidade de participar neste conclave, tão importante para o setor mineral brasileiro.

Esta conferência versará sobre o tema “Novos Planos de Beneficiamento e Industrialização de Minério de Ferro”, que é a atividade principal da C.V.R.D.

Eu acho que as atividades da C.V.R.D. são do conhecimento geral. É a maior empresa de mineração brasileira, a primeira empresa de exportação de minério de ferro do mundo, e está agora se lançando, com o apoio do Governo num programa de diversificação principalmente para uma integração horizontal, atingindo outros setores mineraias brasileiros. Aqui nós falaremos apenas do minério de ferro, que ainda é e será por muito tempo o minério mais importante da companhia.

O tema desta conferência tem sido a contínua preocupação da Cia. Vale do Rio Doce no seu desenvolvimento, enfrentando a competição do mercado internacional do minério de ferro.

A produção de minério de ferro da CVRD passou basicamente por 3 estágios:

- no 1º estágio, quando dos primórdios da CVRD, a produção se resumia na produção de hematita compacta de alta pureza, 68—69% Fe, que era consumido praticamente em fornos de aço Siemens-Martin, incorporando o ferro ao aço produzido e utilizando o oxigênio para se combinar ao carbono do guza.
- o 2º estágio foi o da introdução de minérios para carga de alto-fornos, tanto produzindo diversos tipos de minérios granulados para carga direta em instalações modernas de britagem e peneiramento, como também, mais modernamente, pela produção de finos especiais para a produção de sinter, os chamados “sinter-feed”.
- o 3º estágio reuniu o início da concentração em larga escala de itabirito, incorporando grandes reservas desse mineral às reservas lavráveis da CVRD e a produção de “pellets”, que se iniciou em fins de 1969 com uma usina de 2.000.000 TPA de capacidade e, a partir de abril de 1973 com duas usinas, atingindo a capacidade de 5.000.000 TPA.

A história da CVRD tem sido assim a do contínuo desenvolvimento do beneficiamento e da industrialização do minério de ferro, atendendo sempre as exigências do mercado internacional.

Passaremos agora em revista as principais instalações de beneficiamento e da industrialização da CVRD.

a) — *Usina de concentração do Cauê*

Nas jazidas de Itabira existem dois tipos de minério de ferro, a hematita com teor de 68 a 69% Fe e o itabirito, minério constituído por uma associação de hematita e quartzo, com 45 a 50% Fe.

O itabirito da jazida do Cauê é friável e permite a separação da hematita sem moagem. O processo de concentração foi desenvolvido pelo Departamento de Pesquisas Tecnológicas da CVRD, após várias tentativas infrutíferas de testes no exterior.

Com a implantação dessa usina a CVRD, ao mesmo tempo, incorporou as grandes reservas de itabirito do Cauê e pôde praticar uma lavra

não seletiva, lavrando a hematita e o itabirito conjuntamente e os enviando para a usina de beneficiamento, com grande economia na lavra.

A capacidade da instalação do Cauê é de 46 milhões de toneladas por ano de alimentação "run-of-mine", dos quais 18 milhões são de hematita e 28 milhões são de itabirito.

Após várias pesquisas de concentração utilizando espirais de Humphreys e flotação, as pesquisas se voltaram para concentração por separação eletro-magnética de alta intensidade via úmida.

A Usina do Cauê está em funcionamento desde 1973 e constitui a unidade de produção básica da CVRD, a maior usina de beneficiamento de minerais de ferro do mundo, utilizando separação magnética por via úmida. Existem 28 linhas, cada uma com capacidade de 1.000.000 TPA, dando cada linha 730.000 TPA de produtos.

b) — *Usina de concentração de Conceição*

Com início de operação previsto para o segundo semestre de 1978, encontra-se em fase de montagem a usina de beneficiamento dos minerais das minas de Conceição e Dois Córregos, pertencentes às concessões da CVRD em Itabira.

A capacidade da usina é para 28,5 milhões TPA de alimentação. Os estudos conduzidos sobre amostras de sondagem e testes "full-scale", mostraram bom desempenho do processo de concentração eletro-magnética via úmida.

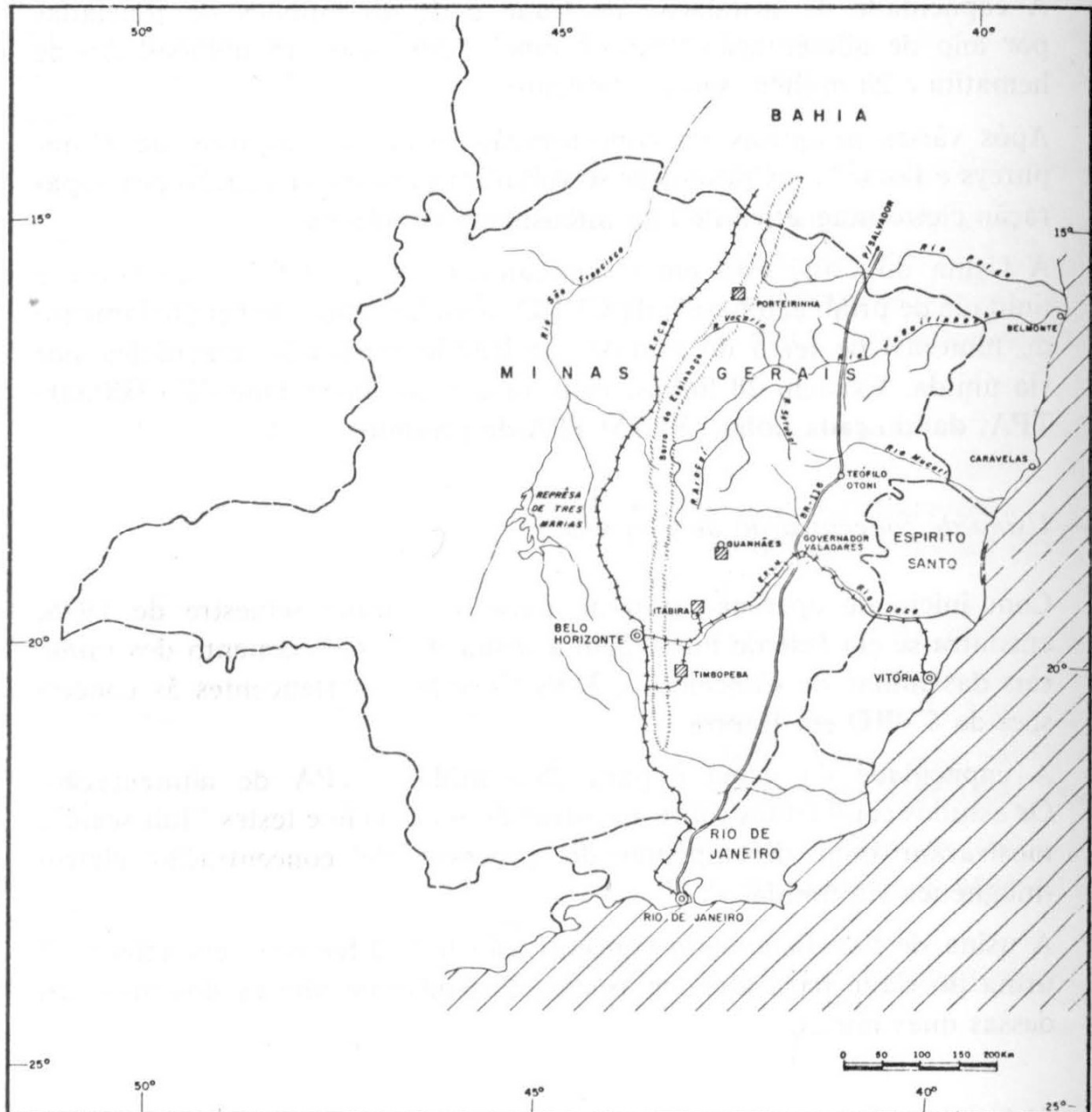
A usina de beneficiamento concentração tem diferenças em relação à usina do Cauê para atender as características peculiares dos minérios dessas duas minas.

c) — *Usina de concentração de Piçarrão*

A usina de Piçarrão da CVRD é uma mina relativamente pequena, mas o seu minério possui a característica especial de possuir muito pouco de ultrafiros, sendo portanto adequado à produção de "sinter-feed", produto de alto interesse comercial.

A produção da mina é de 3.000.000 TPA, que são concentrados em uma usina, produzindo-se 2.000.000 TPA de "sinter-feed".

Pelas características próprias do minério, foi desenvolvido pela CVRD um processo de beneficiamento e concentração utilizando espirais de Humphreys.



A experiência e a competência dos órgãos de pesquisa da CVRD, obtidas com as pesquisas e as descobertas de processos de concentração de minério de ferro de suas minas, são comparáveis aos dos centros mundiais mais reputados em pesquisa mineral.

A seguir indicaremos os trabalhos em curso no Departamento de Pesquisas Tecnológicas da CVRD, para beneficiamento de minério de ferro em novas jazidas da CVRD, que deverão iniciar produção nos próximos anos.

a) — *Jazida de Timbopeba*

Esta nova jazida da CVRD se situa ao lado das linhas da E.F.V.M. e deverá entrar em produção em 1978. Primeiramente se deverá lavar somente 7.500.000 TPA de hematita. Estão em curso estudos e pesquisas geológicas e tecnológicas das reservas de itabirito existentes. Os resultados são promissores, prevendo-se a instalação de uma usina de concentração com 8.000.000 TPA de capacidade. Ainda não foi selecionado o fluxograma do processo de concentração.

b) — *Jazidas de Guanhões*

Essas novas jazidas da CVRD, situada na região de Guanhões, em Minas Gerais, constituem um dos maiores trabalhos da CVRD em pesquisa de minério de ferro.

Os trabalhos se iniciaram por um levantamento aeromagnetométrico de uma faixa ao norte de Itabira. As áreas anômalas foram estudadas, requerendo-se ao DNPM as áreas de interesse. Iniciaram-se então trabalhos de pesquisa geológica, logo seguidas por pesquisas tecnológicas.

Foram definidas reservas da ordem de 400 milhões de toneladas de minério de ferro e foi desenvolvido um processo de beneficiamento e concentração. Essa jazida deverá entrar em produção na década de 80, com capacidade de 7/8.000.000 TPA de produtos.

c) — *Jazidas de Porteirinha*

Nesse importante grupo de jazidas, de concessão da CVRD, os órgãos de pesquisa mineral da Cia. conseguiram também uma das maiores descobertas minerais do Brasil nos últimos anos.

Deve-se aqui enfatizar o trabalho conjunto e bem sucedido dos órgãos de pesquisas geológicas e de pesquisas tecnológicas, ambas da Divisão de Pesquisas Minerais da CVRD.

As jazidas de Porteirinha se localizam na Serra do Espinhaço, nas nascentes dos rios Jequitinhonha e Pardo, no Estado de Minas Gerais, próximas à fronteira com a Bahia.

Trabalhos de pesquisa geológica determinaram uma grande reserva, da ordem de 3 a 5 bilhões de toneladas de minério de ferro de teores variando de 30 a 50% Fe, mas com teor alto de fósforo, da ordem de 0,20 a 0,30% P. Este teor de fósforo está acima dos valores das especificações comerciais de minério de ferro.

Estamos em condição de participar que o Departamento de Pesquisas Tecnológicas da CVRD desenvolveu um processo de concentração desse minério de ferro, obtendo-se um produto com cerca de 67,5% Fe e 0,05% P, valores excelentes, dentro das especificações internacionais. Não há certeza, mas há bons indícios de que o fósforo eliminado poderá ser recuperado em forma de um concentrado de apatita.

De acordo com os resultados obtidos há possibilidades de se obter cerca de 2 bilhões de toneladas de concentrado, podendo ser cogitada uma produção anual de 30 a 50 milhões de toneladas a curto e médio prazo.

As pesquisas tecnológicas do minério de Porteirinha continuam, visando a otimização dos processos e a direção da CVRD começa a tomar as primeiras medidas para a mobilização dessas novas e importantes jazidas de minério de ferro no Estado de Minas Gerais. Não há dúvidas de que as jazidas de Porteirinha deverão constituir outro importante desenvolvimento da CVRD no setor mineral brasileiro.

Passaremos agora a expor, os trabalhos da CVRD no campo da industrialização do minério de ferro.

A CVRD tem se mantido na posição de uma empresa mineradora e assim sendo, procura evoluir sempre na pesquisa e implantação de processos de industrialização de seus minérios, para obter novos produtos comercializáveis.

A ação da CVRD se concentrou inicialmente na pelletização, por ser um processo consagrado de aglomeração do minério de ferro, e um processo tipicamente do produtor de minério e não da empresa siderúrgica.

A 1ª usina de pellets da CVRD no porto de Tubarão foi inaugurada em fins de 1969, com 2.000.000 T, e a 2ª, em abril de 1973, com 3.000.000 T de capacidade. Deste programa inicial de usinas próprias, onde a CVRD resolveu os problemas de aquisição e absorção de "know-how" e os problemas operacionais das usinas, partiu a Cia. para um grande programa de expansão, adotando em geral a solução de "joint-ventures" com empresas compradoras de minério. O quadro atual do programa até 1980 é mostrado no quadro seguinte:

QUADRO Nº I

Unidades	Operação	Capacidade (TPA)
Existentes	—	5.000.000
Itabasco	1976	3.000.000
Nibrasco (2 unidades)	1977	6.000.000
Hispanobrás	1977	3.000.000
CVRD/Usiminas	1979	4.000.000
CVRD/ 3ª unidades	1979	4.000.000
CVRD/CSN	1980	4.000.000
TOTAL		29.000.000 TPA

Os investimentos nas novas usinas atingirão cerca de 900 milhões de dólares até 1980.

As usinas da CVRD e nas novas usinas do programa foi adotado o sistema de fornos de grelha (Straight Grate System), que responde pela maior parte de produção mundial de pelotas, perto de 51% do total.

A instalação das usinas compreende os estágios seguintes:

- Sistema de estocagem e blendagem, com capacidade de 2×100.000 T de estoque.
- Sistema de moagem via úmida, em circuito fechado com hidrociclones, utilizando 4 moinhos de bolas, 2 de $\text{Ø}4,4 \times 10,3$ m e 2 de $\text{Ø}4,8 \times 12,1$ m (respectivamente para as usinas de 2M e 3M de tons).
- Sistema de espessamento em 2 espessadores com $\text{Ø}45$ m e $\text{Ø}50$ m com 4 "slurry-tanks" de capacidade de 4000 m^3 .
- Sistema de filtragem e mistura de aglomerante com 12 filtros a disco. Cal hidratada é utilizada como agente aglomerante, em proporção de 2 a 3% do peso do minério.
- Sistema de bolação (balling), em discos de pelotização, com 6 discos $\text{Ø}6$ m da 1ª usina e 5 discos $\text{Ø}7,5$ m da 2ª.
- Sistema de secagem, queima e resfriamento. As temperaturas são de 330°C na fase de secagem, atingindo a 1350°C na queima, saindo o produto após o resfriamento acerca de 120°C . As grelhas têm 3,5 m de largura nas 2 usinas. As pelotas circulam sobre um leito de pelotas queimadas apoiado em "pellets" de aço termicamente resistente com 25% Cr e 12% Ni.

- Sistema de peneiramento e estocagem, com estoque de pelotas de 2×110.000 T. As pelotas são recuperadas para o pátio geral de estocagem ou para embarque direto por uma escavadeira "bucket-wheel" de 6500 TPH de capacidade.

Após 5 anos de contínua operação, as usinas da CVRD operam na sua capacidade nominal de 5.000.000 TPA, tendo sido enfrentados e solucionados todos os problemas operacionais. A produção de pelotas é exportada para diferentes países como o Canadá, EE.UU., França, Espanha, Alemanha, Inglaterra, Japão, Itália e Argentina. Para o mercado interno são vendidas cerca de 15% do total anual, ou seja 750.000 TPA. São produzidas dois tipos de pelotas:

- pelotas para alto-forno — constituem até hoje cerca de 94% da produção total;
- pelotas para redução direta.

As características das pelotas produzidas são indicadas nos quadros nºs II e III.

Apesar do sucesso da pelotização na CVRD, a Divisão de Pesquisas Minerais está empenhada no estudo e na pesquisa de outros métodos de industrialização do minério de ferro.

Em primeiro lugar está sendo pesquisada a produção de um "sinter" estabilizado, isto é, um sinter para carga de alto fornos que possua resistência ao manuseio e ao transporte para as usinas siderúrgicas consumidoras. Esse novo "sinter" poderá ser um novo tipo de produto da CVRD a ser vendido nos mercados externo e interno. Os interesses da CVRD nessa pesquisa são significativos. Por um lado, a produção desse "sinter" especial representaria a fabricação de um tipo de aglomerado mais nobre que os finos de minério de ferro ora vendidos pela CVRD, incorporando mão-de-obra e materiais nacionais e, talvez, utilizando tipos de combustíveis nacionais mais baratos que o "fuel-oil", como moinha de carvão, carvão mineral brasileiro e outros. Além disso, se obteria preços mais altos e a colocação do produto em siderúrgicas "sinter-minded" e também, em usinas com grandes problemas de poluição local, o que está ocorrendo cada vez mais nos países consumidores.

Em segundo lugar, a CVRD continua a pesquisar as possibilidades industriais da briquetagem de minério de ferro. Das várias pesquisas em curso, uma das pesquisas mais atraentes é de verificar a possibilidade de se produzir briquetes queimados para alto-fornos, utilizando finos sem moagem, o que poderá oferecer vantagens e economias em relação à pelotização.

É um fato notório que os "pellets" foram primeiramente desenvolvidos e introduzidos nos EE.UU. como o meio de utilizar os minérios taconitos de Minnesota e de Michigan, que exigiam uma moagem ultrafina para liberação

das partículas de hematita ou magnetita. Desse modo a moagem é um imperativo de aproveitamento desses minérios nos EE.UU., e a pelotização é o único meio de sua aglomeração.

O que está a CVRD procurando hoje é o desenvolvimento de métodos de aglomeração e de industrialização que se adaptem e se ajustem aos seus minérios próprios, que são em geral obtidos em granulometrias mais grossas que os taconitos ou outros minérios similares.

Caso as pesquisas em curso sejam bem sucedidas, poderá a CVRD produzir outros aglomerados, sinters e briquetes, que sejam mais econômicos em custos de operação e de investimento do que os "pellets". Realizar um objetivo e promover a aceitação e a venda em larga escala desses novos produtos poderá ser um novo e grande resultado da tecnologia mineral da CVRD, para o incremento de suas vendas e lucros e para o benefício geral do País.

QUADRO Nº III

CARACTERÍSTICAS QUÍMICAS										
%	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S	L.O.I.	BAS.	
Média	66,67	2,06	0,72	1,35	0,18	0,027	0,008	0,03	0,59	
CARACTERÍSTICAS FÍSICAS										
% Média	Granulometria - mm				Comp. kg	Abras. %	Poros. %	Dens. g/cm ³		
	18	12	8	5					1	-1
	3,2	35,1	57,4	2,6	1,2	0,5	367	5,3	23,4	2,16
CARACTERÍSTICAS METALÚRGICAS										
% Média	Swelling (%) (JIS)	Reduction (%) (JIS)	Compress. (kg) after Reduction	Degradação (Burghardt)						
				+6,3 (%)	-0,5 (%)					
	18,5	69,0	64,2	66,1	16,5					

DEBATES

PERGUNTA — Acad. Martinho Prado Uchoa — Mineração Ferro Mangânês S.A. — São Paulo—SP.

Gostaria de pedir ao ilustre conferencista, se poderia nos dizer alguma coisa sobre a concentração de itabirito, qual a concentração obtida e se possível o custo do investimento por tonelada/ano.

RESPOSTA — Eu trouxe aqui comigo o principal homem de tecnologia da nossa empresa e que terá todo prazer em dar as informações que o Sr. deseja.

O ENG.º MÁRCIO PAIXÃO — O teor médio do nosso concentrado tem cerca de 67,5% de ferro, podendo chegar a 68% se for o caso. A recuperação é em torno de 95%, dando cerca de 70% do produto. O custo é uma parte que a companhia mantém ainda em sigilo. Mas é perfeitamente compatível com a comercialização do minério.

O CONFERENCISTA — O que eu posso adiantar a respeito de custo, evidentemente que temos certas reservas por uma questão de política empresarial, é que com a lavra integral de hematita e itabirito, nós conseguimos praticamente manter o mesmo custo unitário de produção que tínhamos antes com a concentração. As economias de escala e a economia da lavra global permitiram que se obtivesse esse resultado.

ACAD. MARTINHO PRADO UCHOA — Muito obrigado.

PERGUNTA — Sr. Esperidião de Carvalho — Depart. de Recursos Mineraiis do Estado do Rio

Eu gostaria de esclarecer um ponto: Quando estudamos o problema de qualificação em alto forno, a dolomita é realmente um esqualificante muito bom, por outro lado, o conferencista diz que na questão de pelotização, a bentonita é substituída pela cal. Eu sei das especificações da Cia. Vale do Rio Doce em relação à cal para a formação de pellets; ela é muito rigorosa na questão de dosagem de magnésio. Eu queria então um esclarecimento do Senhor Técnico; eu ignoro mesmo por que, se já na pelotização é que se junta um esqualificante ao pellet onde se substituem por cal, ou por uma rocha carbonatada, em vez de bentonita, por que uma exigência tão grande para um teor tão baixo de magnésio na hora de se ter essa matéria-prima para a fabricação dos pellets.

RESPOSTA — Eu não tenho a informação completa para resposta à sua pergunta, porque a Pelotização é um departamento próprio da CVRD. Mas o que lhe posso dizer é que acompanhei de perto, pois tive a oportunidade de coordenar a construção da primeira usina de “pellets” da companhia e, que nós, naquela época fizemos o seguinte: escolhemos amostras representativas dos vários minérios da companhia, como era óbvio para ver então quais seriam os minérios para serem transformados em pellets e fizemos experiência de aglomeração, com bentonita (importada), com bentonita da Paraíba e com cal e dolomita que existem na região de Cachoeiro de Itapemirim (ES). É preciso que incorporação do aglomerante dê à pelota verde o mínimo de rigidez para ela agüentar o manuseio que existe dentro da usina de pelotização. O que deu melhor resultado foi a bentonita mesmo e a cal hidratada. A dolomita não deu. Ela prejudicava um pouco a estabilidade da pelota. Eu poderei obter informações mais recentes da prática de pelotização e posso lhe transmitir numa outra oportunidade.

SR. ESPERIDIÃO DE CARVALHO — Eu lhe ficaria grato, porque a economia do Estado do Rio de Janeiro, em parte foi prejudicada, porque a “Hércules”, uma das indústrias que iria fornecer exatamente esse material para a Cia. Vale do Rio Doce, teve o seu contrato praticamente cancelado e essa firma está em vias de ir mesmo à falência. Para ela foi muito prejudicial e aí é uma questão apenas de teores de magnésio relativamente baixos, portanto isso interessa à economia do nosso Estado.

PERGUNTA — Eng^o Waldo Falabella Bribel — Cia. Mineração Rio de Janeiro—RJ.

Inicialmente, quero em meu nome e em nome da minha companhia cumprimentar o conferencista. O que vou dizer é apenas sobre alguns aspectos técnicos. Vou falar exclusivamente em meu nome e proveito da boa vontade, já que as nossas vozes, em outras vezes já se cruzaram por telefone, sem que nós nos conhecêssemos porque às vezes preparando alguma minuta, casualmente, tivemos oportunidade de discutir certos assuntos. Hoje então, como técnico eu vim aqui tratar de um assunto que já cuidei quando trabalhava em minério de ferro. Em junho de 1963, eu fiz um relatório à Diretoria da Cia. Siderúrgica Nacional e esse relatório recebeu o nome de Aglomeração Industrial. Então, hoje vendo esta grande descoberta dos depósitos de Porteirinha, onde o Senhor disse que já pensam em levar ao Governo uma solução, ou uma apresentação do plano de implantação, eu queria ponderar que, no meu ponto de vista, para este caso apresentado, não pode haver escolha nem dúvidas entre mineroduto e estrada de ferro, mesmo seguindo aquele raciocínio que a pelotização é um problema da mina. Então, quanto mais próximo da mina ela estiver, melhor. Já que no minério fosforoso esses concentrados dariam outros subprodutos e evitar-se-iam às vezes levar impurezas por um mineroduto para chegar ao porto e ter o problema de estocagem, etc.. O funcionamento da

instalação de uma planta junto à mina já está mais do que comprovado, por mais de 15 anos essa grande vantagem. É que às vezes um concentrado cuidadosamente preparado chega dentro da máquina de pelletização e não é pelletizado, então ele deve ser recirculado. Há instalações que prevêem esse rejeito do próprio concentrado. Assim, uma proximidade à mina só pode trazer vantagens, e o transporte ferroviário apresenta muita flexibilidade para as expansões.

O senhor disse sobre pellets de sinter e briquets. Nesse meu relatório, em 1962, também estudei todos estes assuntos e visitava todas as plantas de sinterização para poder fazer uma comparação entre os métodos. São problemas diferentes. Esse sinter que o Senhor disse está sendo estudado já naquela época, na Espanha, eles faziam. Então, se diz que é proibido exportar sinters porque se tornam novamente finos. Lá em Bilbao fazem sinter e o exportam para a França. Quer dizer, é um problema local, mas o sinter nunca vai vencer o bom rendimento que pellets apresenta no forno, porque além de resolver o problema da mineração, o pellets aumentou de 20% a produção dos altos fornos, e há a homogeneização das cargas, então não adianta fazer um sinter de elevado teor de dureza, mas nunca vão conseguir a homogeneização das cargas obtidos pelo "pellets". Quer dizer, em todas as usinas que na época visitei, nos 3 continentes, o pellets tinha a mesma bitola e o sinter variava de 0 a 8". Quer dizer, não existe realmente a britagem e o peneiramento do "sinter". O que há é um equipamento de craqueamento para quebrar aquela grande massa de "sinter", mas a carga homogênea e de física de sinter, não é obtido nas usinas.

O CONFERENCISTA — Eu queria dizer-lhe, primeiramente, com relação à sua pergunta, sobre o caso de Porteirinha, que evidentemente tudo está numa fase inicial. Existe esta possibilidade de se fazer a usina de pelletização junto à mina. No que me referi quanto ao mineroduto, conforme falei, não tenho dúvida que se olhássemos o problema e sua solução sob o aspecto puramente empresarial, seria do tipo que está fazendo a São Marcos. Ela móe o minério, beneficia-o e neste caso se moeria o minério, lá na mina, retirava-se o fósforo e se obtinha o concentrado lançando-o com água no mineroduto. Isso é normal. Chegaria no porto, etc. e a São Marcos está fazendo isso.

O APARTEANTE — Lá não é um caso particular? Parece-me que ela vende para ela mesma. O concentrado é que talvez tenha um problema de mercado.

O CONFERENCISTA — Mas esta, empresarialmente seria a solução mais econômica. Pode ser, nós, da Vale do Rio Doce achamos que o nosso enfoque como empresa do governo tem que ser outro. E realmente há muitos fatores favoráveis na solução de uma estrada de ferro, inclusive poder-se-ia até chegar

a esta solução que o Senhor está apontando. Isso vai ser equacionado. Quanto à questão dos vários aglomerados, isso pela experiência que tem a Vale do Rio Doce, como vendedora de minério o que lhe posso dizer é o seguinte, as preferências variam.

O Senhor vê, por exemplo o Japão, que tem hoje em dia uma produção de mais de 100 milhões de toneladas de aço, não usa pellets, quase exclusivamente sinter. Eles poderiam comprar pellets, nós estamos querendo vender "pellets" para eles. Quer dizer, algumas siderúrgicas, mesmo nos EE.UU., na Alemanha, têm diferenças de opiniões, uns acham que tem que ser 90% de sinters e 10% de "pellets". Há pois várias técnicas. Nós somos, vamos dizer, vendedores de minério de ferro. Temos que procurar vender para todos os clientes. Nós respeitamos as opiniões.

Há uma empresa, se não estou enganado, uma empresa alemã, a Mannesmann, que quase não usa "pellets", ela tem lá os seus técnicos com preferência em usar granulado e "sinters". Então vamos vender para eles. Não há unanimidade entre as siderúrgicas, isto é o que posso asseverar-lhe.

O APARTEANTE — Eu aceito perfeitamente as suas ponderações. Foi por isso que pedi para dar minha opinião técnica. Muito obrigado.

PERGUNTA — prof. Mario da Silva Pinto — professor de Metalurgia da Universidade Federal do Rio de Janeiro, Escola de Química

Se o "pellets" exportado é aglutinado com cal, eu gostaria de saber até que ponto essa cal é um crédito na formação do preço FOB do "pellets". Esse "pellets" vai ser muito mais útil no alto forno do que o "pellets" que tivesse bentonita, no qual se teria que gastar fundente, ao passo que o "pellets", tal como é feito agora pela Vale do Rio Doce já leva uma parte de fundente. Um outro apelo e isso coincide com a manifestação do representante do Estado do Rio, é de que os calcários puros do Brasil para a cal química, os bons calcários não são tão abundantes, com aparentam ser. Os calcários são, em geral, magnesianos algo dolomíticos. De modo que se fosse possível à Vale do Rio Doce fazer um programa de pesquisa vendo até que ponto poderia utilizar cal magnesiano, ela faria um grande bem ao país, porque diminuiria o apelo aos calcários de boa qualidade. Era o que eu tinha a dizer.

O CONFERENCISTA — Eu informo que o calcário que é incorporado ao "pellets" pela adição de cal, nós não utilizamos comercialmente como um crédito, ainda não, mas isso tem dado certa contribuição para aumentar a penetração do nosso "pellets" junto aos nossos competidores. O resultado é que realmente as especificações do "pellets" da CVRD, favorece muito a sua

venda. Não é pois um crédito, é uma melhoria do produto. Quanto à questão da possibilidade de se tentar aproveitar também dolomita, carbonatos magnesianos fica anotado e vou estudar isso junto aos órgãos da Companhia.

O PROF. MARIO DA SILVA PINTO — Eu não cheguei a falar em dolomita, falei em calcáreos dolomíticos e cales magnesianas.

O CONFERENCISTA — Certo.

O SR. COORDENADOR — Não havendo mais perguntas sobre o assunto, eu agradeço, em nome da Comissão Organizadora, peço ao auditório que, embora o assunto seja de grande interesse e considerando que já estamos avançando na hora da conferência seguinte, para encerrarmos aqui os debates e a nossa sessão.

Obrigado mais uma vez, ao Dr. Mário e ao conferencista pela contribuição que trouxeram para este Simpósio, bem como à Cia. Vale do Rio Doce e ao seletor auditório.

Sessão – dia 05/08/1976

“BENS PRIMÁRIOS NÃO METÁLICOS”

Problemas de Suprimento e Produção.

Expositor:

**Dr. Mário Abrantes da Silva Pinto
CONSULTEC LTDA./F.G.V.— RJ**

Coordenador:

**Prof. Dr. Eduardo C. Damasceno, do Dep. de Minas da
Escola Politécnica da USP.**

O SR. COORDENADOR — Inicialmente eu gostaria de agradecer a oportunidade que os organizadores do VI Simpósio Brasileiro de Mineração me concederam em coordenar a conferência do prof. Mário Abrantes da Silva Pinto, nome de um técnico que dispensaria uma apresentação, já que é conhecido por todos aqueles que militam no campo da mineração, da economia mineral, com uma bagagem bastante grande de contribuição à nossa indústria mineral.

Atendendo mais a um formalismo, eu gostaria de dizer alguma coisa sobre o prof. Mário da Silva Pinto, que é engenheiro-geólogo, civil e de minas, formado pela Univ. do Brasil, também graduado pela Escola Superior de Guerra. Atualmente, exerce funções gerenciais na CONSULTEC, sendo também professor de pós-graduação em Economia Industrial da F.G.V., RJ, e de Metalurgia, no Curso de Engenharia-Química, na Universidade do Brasil. (Processegue lendo o currículo do expositor).

Com a palavra o Prof. Mário Abrantes da Silva Pinto.

O Prof. Mário Abrantes da Silva Pinto: — Senhor Coordenador, Senhor Representante do Centro Moraes Rego, Senhores e Senhoras.

Um conferencista um pouco idoso que obriga a uma apresentação um pouco longa, não é mérito, é simplesmente tempo cronológico que obriga a isto. Eu aceitei com muita honra o convite do Centro Moraes Rego para lhes falar sobre “Bens Primários não Metálicos” (no Brasil).

I — INTRODUÇÃO

Num estudo dos problemas de desenvolvimento econômico e social de um País das dimensões continentais do Brasil, pouco se poderia compreender do nosso passado, do nosso presente e das perspectivas para nosso futuro se não se procedesse a um balanço de nossos recursos minerais e energéticos. Muito bem fizeram, pois, os organizadores desse ciclo de estudos dos problemas nacionais em dar o devido destaque a tais assuntos.

Nem só de pão vive o homem, diz o Evangelho, mas com pouco pão não haveria sossego para a vida do corpo e do espírito. E prosperidade tranqüila e a segurança de uma nação não podem ser alcançadas se ao lado de atentar-se prioritariamente e exclusivamente para os problemas sociais e de distribuição de riqueza, relegarem-se a plano secundário os problemas de desenvolvimento econômico. Há que atentar para os dois aspectos, o social e o econômico e dar talvez maior atenção ao desenvolvimento econômico para que no futuro os quinhões a distribuir sejam maiores. Sempre desenvolvimento econômico implicou em contenção do consumo e do distributivismo. Proporíamos como meta para o País não apenas segurança e desenvolvimento e sim o trinômio segurança, desenvolvimento e felicidade social.

Contra esse trinômio instituíram-se pontos de aguda fricção política e de incômoda controvérsia, dificultando-se soluções para questões essencialmente de produção ou melhor, de rápido incremento da produção. Vive-se a confundir fins com meios e a estabelecer híbridos estéreis de regimes econômicos dispares, a sublimar os defeitos de todos eles. Esqueceu-se a arte da controvérsia e o diálogo democrático, tão necessário, mesmo quando acalorado, à vida da república, foi substituída muitas vezes, principalmente antes da Revolução de 1964, pelo método fácil do vitupério.

Por isso, é possível que um estudo sistemático dos recursos minerais do País e um bom conhecimento do ecúmeno brasileiro, ajudem Povo e Governo a orientar racionalmente o processo de desenvolvimento do Brasil. Um bom exemplo dos equívocos em adotar medidas adequadas para incremento da produção minerária do Brasil, base indispensável ao progresso de um País de dimensões continentais como é o nosso, foi a tardança em adotar os contratos de risco para pesquisa e lavra do petróleo, coisa ainda não resolvida no momento em que vos falo. Vivemos desde os idos de 30 à sombra de "slogans" e preconceitos oriundos do desconhecimento do sub-solo.

A esse respeito, cabe dizer que o Centro Morais Rego tem tido uma atuação relevante nesses últimos 30 anos, debatendo problemas e divulgando conhecimentos mínero-metalúrgicos no País para que Povo e Governo, melhor informados, possam escolher melhores caminhos.

Espero que essa palestra sobre um setor da nossa geologia econômica, a dos bens primários não metálicos, contribua para que os Senhores, cada um em sua missão ou em seu posto, agora ou no futuro, ajudem a encontrar

melhores soluções para nossa Pátria. Verão os Senhores que os bens não metálicos têm uma importância bem maior do que a que comumente lhes é atribuída.

II — CLASSIFICAÇÃO DE BENS PRIMÁRIOS MINERAIS. DELIMITAÇÃO DOS PROPÓSITOS DA PALESTRA

Para situar adequadamente o grupo dos bens primários minerais, convém distribuí-los por uma classificação para ordenar idéias e estudos.

Em 1948 (*), propusemos pela primeira vez uma classificação que, embora com alguns defeitos inevitáveis de sistemática, vem sendo aceita pelos ensaístas do gênero. Tal classificação foi adotada, por exemplo, no presente Ciclo de Estudos, e consta já do Código de Mineração; como que virou noção do domínio público. Essa distribuição está transcrita no Quadro I e nela se vê que podem ser distinguidos três grandes grupos de bens primários minerais:

- I — Bens primários metálicos
- II — Bens primários energéticos
- III — Bens primários não metálicos

Bens primários metálicos, únicos chamados outrora de minérios, seriam as substâncias naturais das quais, com proveito econômico, se podem extrair os metais; bens primários energéticos são os que nos suprem de energia térmica por processos de combustão ou de arranjo do núcleo atômico; bens primários não metálicos são os demais recursos minerais necessários à faina industrial do Homem. Nossa palestra versará, pois, sobre o último grupo III, o qual engloba as Classes VII a XV. É, aparentemente, o grupo mais numeroso e diversificado.

Por motivos de precisão terminológica, em vez de minerais não metálicos, demos à nossa palestra o título de bens primários não metálicos; títulos optativos poderiam ser, também, "Recursos minerais não metálicos" ou "Materiais não metálicos".

(*) Mário da Silva Pinto — Perspectivas da mineração no Brasil — Boletim 86 do DFPM-Rio, 1950 (Conferência de 1948 pronunciada na Escola Superior de Guerra).

QUADRO I
CLASSIFICAÇÃO DOS BENS PRIMÁRIOS MINERAIS

QUADRO I
CLASSIFICAÇÃO DOS BENS PRIMÁRIOS MINERAIS

Grupo A – Bens Primários Metálicos

Classe I – Metais Preciosos

Minérios de ouro, de prata, de platina e de platinóides.

Classe II – Metais Não-Ferrosos

Minérios de cobre; de chumbo; de zinco; de alumínio e de estanho.

Classe III – Ferros e Metais de Ferro/Ligas

Minérios de ferro; de manganês; de níquel; de cromo; de tungstênio; de vanádio; de cobalto.

Classe IV – Metais Secundários e Assemelhados

Minérios de antimônio; de arsênico; de berílio; de bismuto; de cádmio; de magnésio; de mercúrio; de rádio; de urânio; de tório; de selênio e telúrio; de tântalo e colúmbio; de titânio e zircônio.

Grupo B – Bens Primários Energéticos

Classe V – Combustíveis

Carvão; petróleo; gás; xistos piro-betuminosos; turfas; lenhitos.

Classe VI – Fissionáveis e Associados

Minérios de urânio e tório; materiais para os reatores termo-nucleares (berilo, grafita, cádmio, lítio, boro, lantanídeos).

Grupo C – Bens Primários Não-Metálicos

Classe VII – Materiais Cerâmicos

Argilas; feldspatos; etc.

Classe VIII – Materiais Estruturais e de Construção

Pedras, calcários; areias; gipsitas; magnesita; pigmentos; isclantes, alcatrões e betumes; mármore e rochas ornamentais, etc.

Classe IX – Materiais Refratários e para Metalurgia

Argilas; quartzo; cromita; silicatos; calcários; fluorita; grafita; criolita; etc.

Classe X – Materiais para a indústria química

Salgema e salmouras; boratos; compostos sódicos e potássicos; cloretos alcalino-terrosos; bromo e iodo; enxofre; nitratos; piritas; minerais com lítio; estrôncio; zircônio; etc.

Classe XI – Materiais para a agricultura

(fertilizantes, corretivos e inseticidas)

Sais e minerais potássicos; fosfatos; salitres; calcários; enxofre; minérios de cobre e de arsênico.

Classe XII – Materiais para Indústria e Manufaturas

Amianto; mica; talco; baritina; areais; encorpantes; filtrantes; cristais para ótica e tele-comunicações.

Classe XIII – Materiais Abrasivos

Diamantes e carbonados; corindon; esmeril; granadas; sílicas.

Classe XIV – Gemas (pedras preciosas e semi-preciosas)

Diamantes, rubis e safiras; esmeraldas; águas-marinhas e berilos; opala; ágatas; pedras coradas, etc.

Classe XV – Águas

Águas subterrâneas e águas minerais.

Cabe assinalar, como o fizemos em 1948, que muitas substâncias minerais figuram em várias classes, a exemplo da bauxita e magnesita, que tanto podem ser minérios de alumínio e magnésio, como figuram nas classes de refratários e materiais para indústria. Devido à pluralidade e diversidade de propriedades, físicas e químicas, muitos bens primários minerais são polivalentes.

Em nossa conversa de hoje, procuraremos resumir os conhecimentos atuais sobre os recursos não metálicos em nosso País, as peculiaridades de seu comércio, a influência de alguns desses bens no conceito estratégico nacional, a repercussão econômica da escassez ou suficiência de outros e os problemas de desenvolvimento a eles ligados.

Segundo recente trabalho de Glycon de Paiva (*), a situação da produção mundial de bens primários em 1973 foi a seguinte:

Espécie	Valor 10 ⁹ US\$	Distribuição
Combustíveis minerais	64,3	39,6%
Metálicos	73,7	45,5%
Não metálicos	24,2	14,9%

Apesar de ser o grupo de menor incidência, os bens primários não metálicos têm uma considerável importância, como se verá em muitos tópicos dessa palestra. Se incluirmos nos não-metálicos, os materiais de construção, sua participação passa a ser superior a 50% em peso e a 20% em valor.

III — *IMPORTÂNCIA TÉCNICO-ECONÔMICA DOS MATERIAIS NÃO METÁLICOS*

Os bens primários não-metálicos, apesar da menor significação financeira, podem conformar, também, a economia e a estratégia de um País; bastaria citar os casos do enxôfre, dos fertilizantes e corretivos do solo e do sal para ressaltar imediatamente a tese. Sem o primeiro não há indústria química; sem os segundos, a produtividade agrícola baixa a níveis incompatíveis com a ocupação permanente; sem o último, quase não pode viver o homem, nem há saúde dos rebanhos e para muito produto químico ter-se-ia que encontrar novos processos. Sem calcário, não há cal ou cimento e praticamente desapareceria a moderna construção civil.

Para situar adequadamente os diferentes bens primários minerais na economia de um país de alto desenvolvimento industrial, tomaremos, por exemplo, o caso dos Estados Unidos, país para o qual há estatísticas facilmente manipuláveis; reunimos no Quadro II alguns dados da produção norte-americana para 1972 e 1973.

As cifras dos percentuais em quantidade e valor indicam, ao par do predomínio dos combustíveis, que não pode haver economia sadia sem um razoável equilíbrio entre os três grandes grupos de bens primários e que, sem incluir os materiais de construção, a participação dos não-metálicos "sensu-stricto", atinge a mais de 8% em peso e 10,0% em valor; incluindo materiais de construção, as taxas percentuais americanas seriam de 70% e 20%, em peso e valor, respectivamente.

A relação das percentagens peso/valor dos não-metálicos para os bens metálicos, indica que os materiais não-metálicos estão melhor distribuídos na crosta da terra que os metálicos; o preço unitário (US\$/t) dos metais em seus minérios é 4 vezes maior que o dos não-metálicos em suas rochas ou minerais. Os materiais para construção raramente constituem problema de suprimento;

QUADRO II
 PRODUÇÃO MINERAL NOS ESTADOS UNIDOS (*)
 1972 - 1973

Natureza	Unidade	1972				1973			
		Quantidade (10 ⁶)	Valor (US\$ 10 ⁶)	% em peso	% em valor	Quantidade (10 ⁶)	Valor (US\$ 10 ⁶)	% em peso	% em valor
Minérios Expressos em Metais Contidos:	t	142	3.590	xxx	11,2	170	4.306	xxx	11,7
Bens Primários Não Metálicos (inclui cal e cimento e exclui mate- riais de construção) (*)	t	248	3.480	xxx	10,8	258	3.920	xxx	10,7
Material de Construção	t	1.678	2.970	xxx	9,3	1.869	3.452	xxx	9,4
Combustíveis sólidos	t	547	4.654	xxx	14,5	544	5.147	xxx	14,1
Combustíveis Fluídos	m ³	639	17.397	xxx	54,2	642	19.856	xxx	54,1
Total Geral		xxx	32.091	xxx	100,0	xxx	36.681	xxx	100,0

FONTE: Mineral Yearbook - 1973

xxx Pesos totais estimados - 1972 - 3.185 x 10⁶t

1973 - 3.414 x 10⁶t

quase sempre é possível dar uma solução local, de forma que uma participação elevada no percentual das quantidades (~50%), repercute ligeiramente na discriminação dos valores, com apenas 9%.

No entanto, a importância econômica desses bens não-metálicos não se deve medir unicamente por tais cifras e sim pela sua utilização em inúmeras atividades industriais de base; além das que mencionamos no início desse item, certas carências poderiam estrangular inteiramente todo e qualquer esforço de produção agro-industrial, como se comentará em seguida.

Há mesmo certos materiais não-metálicos de tão alta densidade econômico-estratégica que no último conflito mundial e durante mais de um lustro no pós guerra, até 1952, pelo menos, foram sujeitos ao regime internacional de cotas, a exemplo do enxofre. Em importância estratégica e econômica, pode-se dizer, que os não-metálicos para fins práticos gerais se equivalem aos bens metálicos; o organismo econômico é e deve ser um todo harmonioso.

Entre as quatro grandes matérias-primas para as indústrias básicas, pontos de partida para toda a cadeia da indústria química, figuram, por exemplo, o petróleo, o carvão, o enxofre e o sal; as duas últimas são não-metálicas e as outras duas, além de não-metálicas, são, também, bens energéticos. Mas ao lado dessas 4 grandes, há uma corte inumerável de bens minerais dos três grupos, sem os quais não há desenvolvimento ou harmonia industrial e produtividade agropecuária; nessa corte auxiliar, os não-metálicos tem também papel importante. Basta lembrar os significados econômicos, financeiros e políticos das indústrias do cimento, da soda, de adubos, de refratários, do ácido sulfúrico e dos fundentes metalúrgicos, diretamente dependentes de bens não-metálicos, para ajuizar do alto significado de tais matérias-primas na logística industrial de qualquer País.

Os materiais para construção, podem assumir relevante importância apesar de sua abundância e disseminação devido aos onus de transporte para aplicação nos locais de obra; um programa com profundas repercussões seria a pesquisa sistemática de tais materiais em torno das megalópolis e das cidades populosas do nosso País.

Para se perceber melhor o papel econômico dos não-metálicos no Brasil, apresentamos um resumo da produção mineral em 1973 e 1974, embora se deva ponderar para o caráter algo aleatório de nossas estatísticas e estimativas do gênero:

Não se computaram alguns dados por falta de informações.

As conversões de volumes em toneladas são aproximadas, bem como as estimativas dos valores das produções de petróleo e gás natural. A subida do valor da produção, se deve essencialmente à súbita elevação dos preços de petróleo por efeito da ação da OPEP.

A consulta a essa Tabela, apesar da mesma diferir dos quadros de consumo, supridas as diferenças pela importação e descontadas as quanti-

QUADRO III
PRODUÇÃO MINERAL NO BRASIL

Especificação	Unidade	1973		1974	
		Quantidade (10 ³)	Vr.Vendas (Cr\$ 1.000)	Quantidade (10 ³)	Vr.Vendas (Cr\$ 1.000)
Bens Metálicos	t	52.463	830.284	76.079	1.350.392
Bens Não Metálicos	t	21.088	415.053	22.966	658.563
Combustíveis:					
Carvão	t	2.460	217.228	2.428	274.698
Petróleo	t	9.092 *	1.710.000 *	9.508 *	5.985.000 *
Gás natural	t	944 *	270.000 *	1.190 *	1.285.000
Totais estimados (sem materiais de construção)		86.047	3.442.565	112.171	9.563.653

FONTE: Anuário Mineral Brasileiro – 1973 – US\$ 560 milhões estimativas de valor
1974 – US\$ 1.400 milhões do autor

dades exportadas, mostra diversas distorções em relação à mineração nos Estados Unidos e a outros países industriais e a grande falha dos combustíveis; os níveis relativamente baixos, menos de 3% da produção norte-americana, refletem o estágio atual de nosso desenvolvimento econômico. Melhor do que ocultar o fato, por pudor de um falso patriotismo, convém a revelação do mesmo, para que meçamos os esforços a realizar para promover o desenvolvimento econômico do País.

Convém salientar que na parte dos bens metálicos, para homogeneização da estatística e a fim de se poder compará-la com os dados americanos, haveria que multiplicar as cifras por ~0,6 para tê-las em metais contidos.

Estamos, agora, em condições de apreciar com maior profundidade e com melhor senso de perspectiva, o quadro da geologia econômica do Brasil no Setor dos produtos não-metálicos, pois já estudamos a dinâmica econômica geral de tais bens.

IV — ABUNDÂNCIA, SUFICIÊNCIA E CARÊNCIAS DESCOBERTAS RECENTES

As reservas brasileiras de bens minerais não-metálicos são bem resumidas hoje em dia nos Anuários Minerais Brasileiros, os quais relatam os conhecimentos por Estados, as produções e as características do comércio externo de

cada um. Não cabe mais repetir o que é encontrado facilmente em boa fonte.

Em face das reservas divulgadas pelos Anuários e das necessidades de abastecimento, pode-se preparar um quadro das abundâncias, suficiências e carências dos materiais não-metálicos segundo as minas em lavra e ocorrências, jazidas e depósitos já descobertos. O termo abundância significa para nós que as reservas são muito superiores às necessidades previsíveis; suficiência, que as reservas poderiam suprir os atuais consumos por prazo razoável de alguns decênios; insuficiência marca os bens cujas reservas e produção têm

QUADRO IV
RECURSOS MINERAIS NÃO METÁLICOS
SITUAÇÃO BRASILEIRA ATUAL

1976

Abundância	Suficiência	Insuficiência	Carência
Argilas e feldspatos	Fluorita	Piratas	Enxôfre
Pedras e areias	Abrasivos	Nitratos	Boratos
Gipsita	Amianto		Criolita
Calcários	Grafita		Salitre
Diatomitas	Bentonitas		
Magnesitas	Vermiculita		
Bauxitas	Fosfatos		
Mármore e rochas ornamentais			
Refratários	Sais potássicos (*)		
Dolomitas e calcários dolomíticos	Ilmenitas		
Sal gema e sal marinho			
Lítio			
Baritina			
Talco			
Mica			
Quartzo			
Diamantes e gemas			

(*) Os evaporitos potássicos profundos de Carmópolis (SE) ainda demorarão a ser transformados em riquezas; provavelmente, necessitar-se-ão de 4 a 5 anos para equacionamento de sua lavra e antes de 1981/2 não poderá a agricultura brasileira contar com esse fertilizante.

que ser complementados pela importação atual ou futura e carência identifica os materiais desconhecidos ou de reservas conhecidas excessivamente diminutas (Quadro IV).

O quadro dos materiais abundantes parece, à primeira vista, predominar e nele figuram itens importantes para o mercado interno e para a exportação; com muitos deles auferimos e podemos auferir divisas, a exemplo dos diamantes, gemas, mica, fluorita, quartzo e magnesita.

No entanto, há graves falhas a preencher, a exemplo do enxofre, fundamento da indústria química e dos sais potássicos, estes últimos, adubos preciosos; os boratos estão fadados a constituir material estratégico para a era dos foguetes, pois é deles que se parte para fabricar as borainas, propulsores sólidos. Certos materiais insuficientes ou de difícil substituição, como o amianto de fibra longa, já pesam na balança com alguns milhões de dólares.

No entanto, o quadro traçado não deve ser tomado como representação definitiva de um ramo da geologia econômica brasileira e sim como um depoimento dos conhecimentos das jazidas e minas atuais; todo o ano vem sendo marcado entre nós por uma descoberta marcante; nesses últimos vinte e cinco anos, nos não-metálicos, podem servir de exemplo os achados das apatitas do Araxá, gipsitas da Serra Grande, fluoritas de Santa Catarina, amianto de Uruaçu (GO), bauxitas lateríticas e caulim da Amazônia, fosfatos de Patos (MG). E de quando em vez surgem notícias de ocorrências que justificam pesquisas.

De outro lado, certas carências assinaladas podem ser combatidas ou anuladas por tecnologia adequada; o salitre encontrou, por exemplo, substituição total ou parcial nos adubos nitrogenados artificiais que desde a primeira grande guerra provém da fixação do azoto do ar; a criolita sintética obtida a partir da fluorita é idêntica, como fundente, à substância natural.

Apesar da terapêutica tecnológica obviadora, parcial ou total das carências e das justificadas esperanças do provável encontro de novas reservas, cabe cuidar do presente para melhor preparar o futuro e nesse caso, algumas medidas devem ser tomadas desde logo, tais como intensificar a pesquisa geológica e a pesquisa tecnológica para descobrir materiais ora insuficientes e ausentes, provocar o aparecimento de substitutos e recuperá-los sempre que possível. Tais afirmativas se referem especialmente ao enxôfre e aos sais potássicos, para os quais se deveria fazer um sério esforço de procura e/ou de aproveitamento. Outra providência é criar clima para intenso comércio externo de minerais.

Mais adiante esse tópico é tratado em mais detalhe.

Nesse quadro há que salientar alguns extremantes para melhor entendimento do significado econômico dos não-metálicos: situação extremamente favorável de calcários, magnesita, gipsita, bauxitas, argilas, caulins e relativa pobreza de piritas e de materiais fertilizantes. Esse quadro influencia muito desfavoravelmente a balança comercial de não-metálicos.

A carência de enxofre é tão séria que um esforço técnico-científico intenso para utilização de sulfatos (ex. gipsita) deveria ser feito sem tardança; outro aproveitamento a ser tentado o mais rápido possível seria o das piritas do carvão do Sul.

Para demonstrar as boas surpresas que provavelmente o futuro nos reserva, convém contar que estava essa palestra praticamente redigida, quando surgiu a notícia que na lavra dos fosfatos de Tapira (MG), iria surgir como sub-produto, quantidade considerável de ilmenita, eliminando possivelmente a sua importação, com a qual estamos dispendendo no momento alguns milhões de dólares (36000 t/ano — valor CIF de US\$ 1,7 milhões em 1974).

V — DEMANDA NACIONAL

Produções e Importações — Demandas Insatisfeitas

No setor de não-metálicos, há razoável produção nacional de alguns bens; com o que consta das estatísticas oficiais arrolaram-se algumas cifras para 1972/1973 cuja transcrição consta do Quadro III já analisado; os valores globais estimados de toda a produção mineral do País foram também comentados anteriormente.

A consideração dessas cifras, permite estimar que a produção de bens primários não metálicos no Brasil, é da ordem de 23 milhões de toneladas, com um valor superior a Cr\$ 750 milhões (US\$ 120 milhões); tais números não incluem a pedra e areia para construção, nem certos produtos de garimpagem de difícil controle ou avaliação.

Essa produção nacional é insuficiente, qualitativa e quantitativamente, para atender aos reclamos do atual parque industrial e agrícola do País; tais necessidades vêm sendo preenchidas pela importação.

As características da importação e exportação de bens primários não metálicos para os anos de 1972 e 1973 constam em resumo do Anexo I; juntaram-se, também, os dados sobre produção.

Em tal Anexo verifica-se que a importação é 40 vezes maior em peso e 20 vezes maior em valor que as exportações e que tal importação, embora 2,5% da produção interna de não-metálicos em toneladas, têm um valor 4,5 vezes maior que essa última. O "deficit" na balança comercial em 1976 no setor de não-metálicos deve-se aproximar de um bilhão de dólares.

Assim, nossas carências atuais em não-metálicos são supridas pelo sub-solo alheio através do comércio internacional. A deficiência atual mais grave dessa parte de nossa geologia econômica é o enxofre.

As nossas exportações de minerais não metálicos abrangem essencialmente o quartzo, a mica, a magnesita, a bauxita, os diamantes, a fluorita e as pedras preciosas e semi-preciosas e alguns produtos químicos, como o bicro-

mato de sódio e o cloreto de cério; além do desequilíbrio de valores, os significados econômicos e estratégicos dos bens importados são muito maiores.

Esses fatos demonstram a necessidade premente não só de pesquisar intensamente o território pátrio para buscar e descobrir novas jazidas e depósitos minerais, como de exportar muito mais do que temos feito para suprir comercialmente as nossas carências.

Outro procedimento, embora de implementação muito difícil em país democrático, é orientar o desenvolvimento de certas indústrias de acordo com as possibilidades autóctones de logística, a exemplo de estimular a produção de adubos fosfatados em forno elétrico sem depender do ácido sulfúrico de enxofre estrangeiro e a utilização de sulfatos de cálcio naturais ou artificiais para produzir ácido sulfúrico e tomar parte em fusões máficas. A pesquisa tecnológica, ao lado da pesquisa geológica, pode eliminar ou aliviar muitas das falhas apontadas; é questão de trabalhar orientadamente e com pertinência, mas o mais importante é a prospecção para descoberta de novos recursos e reservas minerais.

No Quadro V apresenta-se um resumo do comércio externo de bens primários não-metálicos no Brasil; as quantidades importadas são 30 vezes maiores que as exportadas e os valores respectivos FOB e CIF ficaram na razão de 1:13 no ano de 1974. As razões principais dessas assimetrias são os ônus atuais para importação de enxofre e de fertilizantes.

Tudo isso mostra o esforço a fazer para preencher tão rápido quanto possível as deficiências apontadas, seja para diminuir importação, seja para aumentar exportação. Esses "desiderata" não são de metas impossíveis de alcançar.

QUADRO V COMÉRCIO EXTERNO NO BRASIL DE BENS PRIMÁRIOS NÃO METÁLICOS

(Resumo)

1973				1974			
Exportação		Importação		Exportação		Importação	
Quanti- dade	Valor FOB	Quanti- dade	Valor CIF	Quanti- dade	Valor FOB	Quanti- dade	Valor CIF
	US\$10 ⁶	10 ⁶ t	US\$10 ⁶		US\$10 ⁶	10 ⁶ t	US\$10 ⁶
168.000 t	45	3,6	168	143.000 t	42	4,8	523

5 No caso da produção de ácido fosfórico pelo processo úmido, todo o esforço deveria ser feito para aproveitar o "gesso químico" resultante para servir de matéria prima para obtenção de ácido sulfúrico para diminuir o apelo à importação do enxofre estrangeiro; continuar-se nesse regime de "laissez aller, laissez faire", pode conduzir a um impasse econômico, técnico ou estratégico em futuro não longínquo.

Esse desequilíbrio cambial no campo dos não-metálicos só pode ser atenuado pela rápida lavra dos fosfatos e sais potássicos e pelo aparecimento de tecnologias substitutivas do enxofre como matéria prima.

VI — ALGUMAS PECULIARIDADES TÉCNICO-ECONÔMICAS DOS BENS NÃO-METÁLICOS

Há algumas peculiaridades técnico-econômicas dos bens primários não-metálicos que merecem menção para melhor entendimento da demanda desses recursos minerais; tais fatos dizem respeito a reciclagem, a aproveitamento de rejeitos e a sucedâneos. Vamos tratar do assunto em rápidas pinceladas.

Reciclagem

A reciclagem pode contribuir para maior vida das reservas. Bom exemplo é o caso dos calcários e dolomitos empregados na siderurgia como fundentes. As escórias de alto forno podem ser utilizadas na produção de cimento e como corretivos agrícolas, fazendo com que as rochas calcárias tenham duplo emprego.

O mesmo pode ocorrer com compostos baríferos oriundos da metalurgia do nióbio com a pandaita de Araxá. Outro bom exemplo de recuperação e reciclagem é o dos fluoretos da metalurgia do alumínio.

Sub-Produtos

O assunto já foi mencionado, mas convém repetir que na produção de ácido fosfórico pelo processo úmido através do ataque de rochas fosfáticas pelo ácido sulfúrico, há dois sub-produtos valiosos: o chamado "gesso químico ou fosfo-gesso" e o ácido fluossilícico. O gesso químico pode deslocar quantidades consideráveis de gipsita natural e o ácido fluossilícico vai tendendo nos Estados Unidos a igualar a fluorita, isto é, os produtos de fluor recuperado nessa reciclagem quase já se equiparam ao fluor contido na fluorita natural obtida nas minas norte-americanas.

sulféticas e servir de matéria-prima em processo industrial conforme citado, em que se produz simultaneamente ácido sulfúrico e cimento portland.

Outra citação é o da sínter de óxido de magnésio que tanto pode prover da calcinação à norte de magnesita natural como da do hidróxido de magnésio proveniente da água do mar.

Rejeitos

Certos minerais não-metálicos ocorrem com pequenas mineralizações e podem dar origem a rejeitos vultosos, às vezes capazes de aproveitamento. É o caso do amianto, em cuja lavra surgem de cada tonelada mais de 10 t de serpentinito, com composição definida e susceptível de múltiplos aproveitamentos.

Sucedâneos

Certos não-metálicos admitem sucedâneos ou podem substituir outros. Um exemplo é o da gipsita que pode substituir materiais sulfurados em fusões

CAPÍTULO VIII

PLANOS DIRETORES PARA ALGUNS BENS NÃO-METÁLICOS

Fui coordenador de uma série de recentes estudos sobre alguns bens não-metálicos de certa importância; cada trabalho terminou pela proposição de um plano diretor. Acredito que a divulgação dessas sugestões dê uma idéia atualizada de importantes setores de nossa mineração e de nossa geologia econômica e dos programas a desenvolver no País.

AMIANTO

Um Plano Diretor sobre o mineral deveria conter os seguintes itens principais:

- a) incentivar os trabalhos de pesquisa para melhor determinar as reservas amiantíferas de Cana Brava (GO);
- b) estimular pesquisas para aproveitamento do rejeito serpentínico da mineração de amianto, para o qual, na mina de Cana Brava (GO) deviam ser analisadas as viabilidades de emprego na correção de solos, na produção de termo-fosfatos e na recuperação de níquel e platina, essa através de processos de fusão sulfética;
- c) adoção de política de preços flexível que estimule a pesquisa de novas jazidas e o estabelecimento de novas minas;

- d) constituição de uma Comissão para apontar as medidas necessárias para imediata lavra das jazidas, se viável, de Santo Antonio da Laguna, São João do Piauí e Itaberaba;
- e) pesquisar novos usos para a antofilita, segundo técnicas japonesas;
- f) verificar a possibilidade de importar amianto da União Soviética.

BARITA

Um Plano Diretor para barita deveria abranger os seguintes itens principais:

- a) acompanhamento dos trabalhos de mineração de pirocloro e apatita em Minas Gerais e Goiás para verificar a recuperação de baritina que se anuncia como iminente em tais operações;
- b) promoção de trabalhos de pesquisa tecnológica para recuperação de compostos de bário nos resíduos da metalurgia alúmino-térmica do nióbio em Araxá e de recuperação de sais de bário existentes não só nas lamas de purificação das salmouras de cloreto de sódio destinadas à produção de soda cáustica eletrolítica, como no extrato da lixiviação com soda do pirocloro de Araxá;
- c) acompanhamento dos trabalhos do complexo químico de Feira de Sant'Ana (BA) de processamento de sais de bário, para outorga de apoio técnico e financeiro, no caso de eventualmente necessário;
- d) apoio à pesquisa e lavra de baritina dentro da sistemática existente para incentivos à mineração;
- e) estudo em profundidade dos preços FOB da baritina exportada do País para verificação de sua justeza.

CALCÁRIOS E DOLOMITOS

Em face dos fatos e dados apurados sobre calcários e dolomitos e da abundância de suas reservas, um Plano Diretor sobre os mesmos deveria tratar dos seguintes aspectos:

- a) acompanhar os empregos industriais de calcários e dolomitos, para verificar permanentemente a possibilidade de reciclagem, a exemplo do emprego de escórias de alto forno na fabricação de cimento ou na correção da acidez dos solos;
- b) verificar a possibilidade de aproveitamento sistemático das poeiras das fábricas de cimento;
- c) estimular as atividades de moagem de calcário agrícola;
- d) verificar os momentos em que as reservas estratigráficas de calcário podem se transformar em reservas econômicas;
- e) recomendar que no exame dos Planos de Lavra se verifique sempre a possibilidade de recuperar calcário;

- f) promover pesquisas tecnológicas para intensificar o emprego de calcários e de seus derivados imediatos, a exemplo da cal para estabilização geotécnica;
- g) procurar facilitar o transporte de calcários dada a elevada incidência dos fretes nos preços CIF consumidor;
- h) recomendar aos órgãos próprios a intensificação da prospecção de calcários na Amazônia e o estudo da possibilidade e conveniência de importar o material para a região por navios que vem buscar minério de manganês no Amapá e, no futuro, naqueles que transportarem a bauxita a ser exportada pelo Pará.

CAULIM

Em se tratando de mineral com reservas extremamente abundantes, sem caráter estratégico e com certas possibilidades de conquista de fatias do mercado externo, um Plano Diretor para o caulim deveria abranger os seguintes aspectos:

- a) apoio normal aos esforços para a pesquisa e lavra do caulim, dentro da sistemática existente;
- b) intensificação das pesquisas tecnológicas ou de negociações para aquisição de "know-how" para produção do caulim tipo "coating", caso não sejam bem sucedidas as iniciativas já anunciadas por alguns produtores nesse campo;
- c) imediata realização de pesquisas tecnológicas para determinação da aproveitabilidade da argila caulínica Barro Branco das formações carboníferas de Santa Catarina;
- d) realização de um estudo técnico-econômico sobre a modularidade dos projetos de caulim da Amazônia, tendo em vista a magnitude das minas e as possibilidades de exportação;
- e) acompanhamento das operações de exportação do caulim da Amazônia.

FLUORITA

Um Plano Diretor para fluorita deve abranger os seguintes aspectos:

- a) acompanhamento das relações reservas/produção/exportação;
- b) aceleração das pesquisas sobre fluorita e da tramitação dos pedidos de pesquisa e lavra;
- c) eventual interrupção das exportações se a relação reserva/produção cair abaixo dos limites de segurança;
- d) incentivo aos trabalhos de pesquisa tecnológica de recuperação da fluorita nas escórias;

- e) estímulos às empresas metalúrgicas de alumínio para recuperarem gases fluoríferos das salas de células e para estabelecer uma organização associativa para recuperar fluoretos dos blocos catódicos;
- f) estímulos e contenção para que as empresas produtoras de adubos fosfatados recuperem fluor nos gases provenientes do ataque de rochas fosfáticas pelo ácido sulfúrico;
- g) amplo apoio financeiro às atividades de pesquisa e lavra de fluorita por parte das agências oficiais de financiamento;
- h) necessidade de inclusão dos distritos fluoríferos nos planos oficiais de pesquisa mineral no País.

GRAFITA

Em face do que se conhece a respeito da modéstia das reservas conhecidas de grafita e das poucas companhias empenhadas na extração e produção do mineral, um Plano Diretor sobre grafita deveria sugerir aos órgãos próprios do Governo as seguintes medidas:

- a) que a pesquisa da grafita recebesse elevada prioridade nos programas oficiais de prospecção;
- b) que os pedidos de pesquisa e lavra de grafita sejam objeto de consideração prioritária;
- c) que as atividades de pesquisa e lavra de grafita recebam apoio pronto e decidido;
- d) que as áreas grafitosas objeto de eventuais ações judiciais sejam prontamente liberadas e declaradas livres;
- e) que as indústrias de artefatos de grafita recebam amplo e pronto apoio financeiro, especialmente aquelas que procurarem atender à demanda interna.

GIPSITA

Um Plano Diretor sobre gipsita deveria abranger os seguintes aspectos:

1. Reunir elementos de informação permitindo esclarecer definitivamente os atuais aspectos técnico-econômicos envolvidos no aproveitamento do "gesso químico" como matéria-prima para fabricação de produtos destinados à indústria de construção civil e para reciclagem com recuperação de ácido sulfúrico e produção de cimento portland.

Especificamente deveria ser providenciada a obtenção dos seguintes elementos informativos:

- a) os resultados práticos que têm sido colhidos com a aplicação da patente Giulini que cobre "um processo para recuperação de gesso de alta qualidade partindo de gesso residual", detida nos Estados Unidos pela Sabine Industries.

- b) Verificar as condições técnico-econômicas sob que funciona uma usina de reciclagem de ácido sulfúrico, utilizando gesso químico, na República da África do Sul.
 - c) Obter dados atualizados sobre a indústria de ácido sulfúrico e cimento a a partir de sulfatos naturais, principalmente na Inglaterra (Marchon Products Ltd., White Hill England).
2. De posse dos elementos informativos citados em 1 verificar se responde aos interesses nacionais correntes realizar os investimentos demandados pela instalação de algumas ou de todas as seguintes indústrias:
- a) de fabricação de produtos de gesso partindo do gesso químico;
 - b) de fabricação de ácido sulfúrico e cimento;
 - b.1) utilizando gesso químico — na região Centro-Sul;
 - b.2) utilizando gipsita natural — na região Nordeste.
3. Diante dos resultados consequentes às medidas propostas em 2, programar a intensidade das operações de mineração de gipsita no Nordeste, de maneira a compatibilizá-las com a demanda, promovendo-se, com prioridade, uma avaliação minuciosa das vantagens eventuais propiciadas pela posição das jazidas de Camamú e Marauá em relação ao Distrito Industrial de Aratú.
4. Promover desde já o interesse em torno dos produtos de gesso para a construção civil, mobilizando a atividade e experiência das empresas produtoras interessadas, auxiliando-as financeiramente e tecnicamente na realização de pesquisas, desenvolvimento e promoção do emprego de novos produtos ou de aperfeiçoamento dos atuais.

MAGNESITA

Um Plano Diretor para magnesita no Brasil tem que levar em conta as seguintes circunstâncias principais:

- a) as reservas nacionais são abundantíssimas e dada a disseminação mundial das jazidas, o mineral não tem caráter estratégico.
- b) Os derivados da magnesita têm sempre competidores à espreita que são os dolomitos, a olivina e o óxido de magnésio proveniente da água do mar ou das águas mães de salinas.
- c) Os principais empregos da magnesita são para a produção de refratários para as indústrias siderúrgicas e do cimento.
- d) Há satisfatório “know-how” de mineração, beneficiamento e industrialização de magnesita no País.

Assim sendo, o trato pelo Governo dos assuntos relativos à magnesita, deve-se dar segundo as seguintes linhas:

- a) apoio a novos trabalhos de pesquisa e lavra de magnesita dentro da sistemática vigente do Código de Mineração e dos processos atuais de financiamento.

- b) Apoio intensivo às atuais empresas do ramo, incluindo facilidades para transporte e exportação do "sinter" de óxido de magnésio, com recomendação ao CIP para fixação de preços que garantam lucratividade satisfatória aos respectivos empresários sob pena de definhamento da atividade.
- c) Acompanhamento permanente da relação reservas medidas/produção.

IX — PERSPECTIVAS E CONCLUSÕES

A análise dos quadros de comércio internacional de vários países mostra que os materiais não metálicos não têm a mesma importância em quantidade e valor que apresentam os grupos dos bens metálicos e energéticos; a situação dos mesmos é algo mais fraca nos balanços da produção e consumo, feita exclusão dos materiais de construção.

Apesar disso, repete-se, alguns itens se revestem de uma singular importância (enxofre, fosfatos, sais potássicos, amianto) e outros já apresentaram alto significado estratégico, como quartzo e a mica. Certos produtos não-metálicos orientam o tipo de indústria, como foi o caso da Alemanha ao desenvolver as células de catodo de mercúrio para produção de soda cáustica eletrolítica, em vez das células do diafragma que exigem amianto, material que na última Guerra estava em mãos das Potências Aliadas; a poluição por mercúrio, cuja gravidade vem sendo demonstrada, talvez provoque o retorno às células de diafragma. O verdadeiro gargalo da metalurgia do alumínio no processo Hall-Héroult por exemplo, não é o minério, a bauxita, e sim os fundentes, criolita natural ou artificial; essa última é obtida partindo inicialmente da fluorita, de modo que não haverá tranquilidade nacional na indústria de alumínio pelo processo Hall-Héroult se não houver suprimento franco de fluorita, bem este não metálico. Se não houver acesso à fluorita, ter-se-á que procurar outros processos de redução da alumina, abandonando a atual eletrólise do óxido fundido; na logística da metalurgia do alumínio, o minério respectivo não constitui preocupação (*).

Para alguns itens, a pesquisa de laboratório e a tecnológica vão encontrando o substituto artificial, como é o caso para o quartzo, para o diamante e para a mica. Algumas vezes, os novos produtos e processos representam, apenas, seguranças estratégicas, anti-econômicas, mas de outras feitas, o processo tecnológico vence o "handicap" natural.

Tudo isso mostra o engano, a longo prazo, de certas manobras altistas dos produtores das matérias-primas minerais ou das medidas de proibição. Resolve-se bem um ou outro problema imediatista de um produtor individual,

(*) Há um processo de redução em experiência para o alumínio que dispensará os fundentes e eletrólitos fluorados.

mas o País, como um todo, perde mercados e baixa o nível de suas transações, pois as nações industrializadas procuram substitutivos tecnológicos ou buscam outras fontes de abastecimento.

Há que se enquadrar no nível geral de preços e os aparentes monopólios naturais são, quase sempre, mui fugazes. O tempo dirá se a elevação brutal dos preços do petróleo efetuada em 1974 foi uma benção, a longo prazo, para os países produtores da OPEP.

Para comprar muito, é preciso vender muito. Devemos suprir as deficiências alheias para que os outros queiram preencher as nossas.

Convém realçar que não está havendo no País para a lavra dos minerais não-metálicos (e o mesmo está acontecendo para os minerais metálicos), facilidades de financiamento semelhantes às que existem para o período de pesquisa; a intensidade de apoio parece ser diretamente proporcional ao risco. Essa é uma situação que carece de pronta modificação para que a mineração nacional cresça mais rapidamente; há que apoiar a lavra com o mesmo vigor com que se vem apoiando a prospecção. Pouco adianta se o apoio se limitar à evidenciação das reservas.

Desejo repetir nesta palestra, sobre materiais não-metálicos, palavras que pronunciei, faz 20 anos, num curso de desenvolvimento econômico da Comissão Econômica para América Latina (CEPAL):

“Deve-se gravar uma grande lição da natureza; embora haja regiões de terra excepcionalmente dotadas em recursos minerais, país algum tem autosuficiência e pode, a longo prazo, dispensar os minérios, combustíveis e minerais alheios. Assim como os homens precisam de seus semelhantes, as Nações necessitam de seus pares. Adaptar essas necessidades recíprocas aos interesses nacionais, num sadio regime de trocas e de cooperação em que, ao mesmo tempo, se excluam o colonialismo e a xenofobia, é uma das grandes tarefas que desafiam os políticos dos países sub-desenvolvidos”.

Além dessa mensagem de cooperação internacional como resguardadora dos nossos interesses nacionais e do nosso conceito estratégico, convém ressaltar que nunca poderemos atingir razoável desenvolvimento econômico caso continuemos a descurar dos problemas de sub-solo, afastando a colaboração da iniciativa privada, a acreditar em mágicas e manipulações financeiras e na intervenção cada vez mais ampla do Estado no campo da mineração. Nas reservas minerais já conhecidas e nas que estão certamente por descobrir e aproveitar, em nosso imenso território, é que estão as verdadeiras raízes de nossa grandeza e de nossa segurança. E para essa Cruzada é preciso recrutar a todos, e não apenas as instituições oficiais.

Rio de Janeiro, 30 de julho de 1976

ANEXO I
BENS PRIMÁRIOS NÃO METÁLICOS NO BRASIL
PRODUÇÃO E COMÉRCIO EXTERNO

	1973						1974									
	Produção bruta		Produção beneficiada		Exportação		Importação		Produção bruta		Produção beneficiada		Exportação		Importação	
	Quantidade (t)	Valor (C-\$ 10 ³)	Quantidade (t)	Valor (C-\$ 10 ³)	Quantidade (t)	US\$ (FOB)	Quantidade (t)	US\$ (CIF)	Quantidade (t)	Valor (C-\$ 10 ³)	Quantidade (t)	Valor (C-\$ 10 ³)	Quantidade (t)	US\$ (FOB)	Quantidade (t)	US\$ (CIF)
2.1 - Algamatolito	60.928	—	—	—	—	—	—	—	1.171	104.783	27.087	8.523	—	—	—	—
2.2 - Água mineral	818.768	—	—	—	—	—	—	—	***	1.051.309	271.626	108.603	—	—	38.614	13.712.757
2.3 - Amianto (*)	—	—	—	—	—	—	—	—	283	1.250	61.871	102.702	—	—	5	1.111
2.4 - Ardósia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.7 - Areia	1.841.149	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.8 - Argila (**)	1.744.020	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.9 - Barita	53.563	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.10 - Betonita	44.250	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.11 - Calcário	26.152.287	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.12 - Caulim	515.333	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.14 - Caulim	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.16 - Cianita	988	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.18 - Cromo (Crimita)	327.461	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.19 - Diamante (***)	66.236	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.20 - Diatomita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.21 - Dolomita	1.338.984	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.22 - Enxofre	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.24 - Feldspato	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.27 - Fertilizantes	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.28 - Fluorita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.29 - Gemas	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.30 - Gipsita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.31 - Grafita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.32 - Lito	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.33 - Magnésia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.34 - Mafomore	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.35 - Mica	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.38 - Mazafita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.41 - Onix	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.43 - Pedras ornamentais	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.44 - Pirofilito	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.48 - Quartzo (***)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.49 - Quartzo (***)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.50 - Sal gemma	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.51 - Silica	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.52 - Sodálita	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.53 - Talco	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.55 - Titânio	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.59 - Vermiculita (****)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.60 - Xistos	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2.62 - Zircônio	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
T O T A L	39.152.241	***	***	***	168.117	45.193.012	3.610.568,33	169.695.873	86.825	39.727.769	23.124.058	671.962	143.070,2	42.156.724	4.835.609,9	528.396.880

(*) - Os dados de importação e exportação são referentes ao asbestos.
(**) - Os dados de importação e exportação agregam o movimento de argila e terras refratárias.
(***) - Somente nos dados de exportação e importação as quantidades são tratadas em toneladas.

(**) - Dados de importação - C.I.F.

(***) - Quartzo em bruto inclusive em lascas.

(****) - Produções provenientes de garimpos da Bahia.

DEBATES

PERGUNTA — Dr. Décio Cassadei — Escola Politécnica da USP.

Quero cumprimentar o conferencista pela forma segura e completa que abordou o assunto. Eu gostaria de ouvir alguns comentários adicionais a respeito da perspectiva a curto prazo que nós brasileiros, poderíamos ter em funções de exportações mais intensas relativas àqueles bens abundantes. O Senhor citou a necessidade que temos, e todos nós sabemos de melhorar a nossa situação na balança comercial. Temos bens, podemos admitir de baixo valor específico, porém abundantes e sabemos que são muito negociáveis, em termos internacionais. O Senhor vê boas perspectivas, sobre uma luz de fretes elevados internos com altas despesas portuárias, ainda assim, como o Senhor enxerga essa possibilidade brasileira?

RESPOSTA — Há alguns bens primários não metálicos em que o país se apresta para exportações consideráveis. Por exemplo, é o caso do caulim, na Amazônia, que tem 2 projetos em marcha, o Projeto do Jari, do Grupo Ludwig e o Projeto do Rio Cati, do Grupo Mendes Júnior. De modo que dentro de 1 ano nós assistiremos a algumas exportações ponderáveis de Caulim, da Amazônia. A Bauxita, que poderíamos caracterizar como um bem metálico e como um bem não metálico, porque ora é matéria-prima para indústria do alumínio, ora é para refratários, ora é para sulfato de alumínio. Vai haver uma exportação dessa Bauxita do Amazonas, em que há articulações entre a Vale do Rio Doce e os consumidores estrangeiros, de modo que o nível de exportação dessa Bauxita é da ordem, inicialmente, de uns 3 milhões de toneladas. Assim é uma iniciativa para uns 4 anos, quando estaremos exportando Bauxita, da Amazônia. Quero que não me critiquem demais, ao dizer que provavelmente a maior parte dessa Bauxita vai ser para a indústria do alumínio e não para servir como produto metálico, embora eu já conheça a realidade da crítica.

Em relação, porém, a outros bens não metálicos, como, por ex., a Barita, ela já é exportada e com esses reforços de produção de Barita no Brasil, provenientes da operação de beneficiamento de minérios, no triângulo ligado a fosfatos e à pandaíta, nós vamos ter possibilidades de exportarmos maiores quantidades de Barita. Essas exportações de Barita baiana estavam ligadas ao exportador e ao mesmo tempo ao importador. É possível que, por diversidade de interesses, possamos colocar maiores quantidades de Barita na exportação. A Magnesita está se preparando para grandes programas de exportação e intensificação da exportação do "sinter" de óxido de magnésio. De modo que numa exportação, talvez dentro de 4 ou 5 anos, no campo dos não metálicos, com um reforço da ordem de uns 100 milhões de dólares, eu acredito ser

perfeitamente possível. Não muito mais, porque respeito muito o provérbio "A Naturez não dá saltos ("Natura non desti salti")". Mas acredito que possamos perfeitamente duplicar as nossas exportações no setor dos não metálicos, dentro de 4 ou 5 anos, em face do que se ouve e do que se anuncia. Há sempre restrições do mercado internacional, e agressividade dos competidores. Mas tudo leva a crer que nós conseguiremos isso. É a minha impressão, mas não tenho a bola de cristal.

PERGUNTA — Dr. José Epitácio Passos Guimarães

Inst. Geol. — Cia. Cimento Portland Itaú — São Paulo - SP.

Gostaria de cumprimentar inicialmente o Dr. Mário Pinto pelas informações que ele nos traz aqui a respeito do panorama do mercado dos não metálicos no Brasil.

Eu só desejaria uma informação: É a respeito das exportações de água mineral, se é exequível e se já existe algum projeto relativo a este setor.

RESPOSTA — Essas exportações nunca poderão ser muito grandes. Mas vários grupos estrangeiros, como, por exemplo, a Nestlé e o Grupo Danone estão se preparando para fazer exportações e até em recipientes plásticos. De modo que haverá uma exportação razoável. Mas exportar, por exemplo, 1 milhão de dólares de água mineral, é uma coisa muito grande, é muita água mineral. A sua pergunta é muito apropriada porque, por exemplo, há lugares no mundo, carentes de água potável, em que os navios levam, como lastro, água. Como, por exemplo, para Aruba e Curaçao, navios brasileiros penetram no estuário do Amazonas para carregar lastro de água doce e que eles vendem. E a mesma coisa ocorre em Gibraltar, onde se têm aquelas calhas para coleta de águas de chuva, vendem a água e é possível que os emirados dos países da Arábia, queiram trocar petróleo por nossa água mineral. O ideal seria que eles trocassem $1m^3$ de petróleo por uma garrafa de água mineral. Não sei se a nossa agressividade chegará a isso, mas acredito que já está começando.

PERGUNTA — Eng.^o José Jaime Sznelwar — da S/A Mineração Amianto — SP.

Peço a gentileza para completar algumas informações: a primeira delas é quanto à importação de amianto da Rússia, por quê importar da Rússia? Não entendi bem.

E também desejaria algumas informações a mais sobre o aproveitamento dos rejeitos serpentíferos, lá na Mina do Canadá, para a fabricação dos termofosfatos.

RESPOSTA — Os países produtores de amianto não são numerosos, de modo que, somos obrigados a comprar na África do Sul a mosita e crossodolita. No caso de amianto de fibra longa, também não há muita gente querendo vender. A Rússia tem, e pode convir à balança comercial brasileira, nós comprarmos da Rússia para levantar o nível, porque desde que nós importemos de lá alguma coisa, eles terão que importar de cá outras coisas a fim de haver uma razoável igualdade da balança comercial. Há possibilidades comerciais e se tem falado nisso. Um antigo colaborador nosso, da firma da qual sou gerente, é hoje, o assessor econômico na Embaixada Brasileira, em Moscou e ele cita esta possibilidade. A outra possibilidade de se diversificar a compra de amianto seria numa mina na Colômbia que está acabando de se instalar. Então isso não é uma afirmativa do trabalho, é uma proposição de um tema para investigações. Quanto à aplicação dos termofosfatos, o Senhor sabe que o termofosfato é um sílico fosfato de cálcio e magnésio, esses fosfatos que são insolúveis na água e solúveis em ácido cítrico já são fabricados aqui no Brasil, em Poços de Caldas, pela Mitsui. Ela recebe a escória granulada da Morro do Níquel que é silicato de magnésio e funde no forno elétrico com a hepatita de Araxá. (Então esse rejeito tem a composição química, fora 10% de água que ainda possui.) Ele tem a composição química da escória granulada, do forno de níquel, na garnierita, então se o Senhor puser esses rejeitos dentro de um forno elétrico com apatita, eles dariam um certo fosfato, igual ao que se está produzindo em Poços de Caldas. Seria uma questão apenas de ver a quantidade de energia, um pouco de água, uma série de coisas, mas o quimismo seria o mesmo. Agora, a SAMA nos fez a gentileza de mandar analisar esses rejeitos sendo esses, minérios pobres de níquel e de cromo perto dos níveis de certas minas do mundo. Então é uma questão de se mandar estudar a viabilidade, o custo, de se fazer uma fusão com gipsita e o Senhor teria uma metalurgia, lá em Uruaçu, de níquel e de cromo, porque se joga anualmente, nesses montes de rejeitos, lá amontoados cerca de 5.000 ton. de níquel e outro tanto de cromo. Então poderíamos chegar à conclusão de que, dadas as condições de preço, de custos gerais, custos metalúrgicos, esse minério ainda é pobre demais, mas temos que levar em conta que ele está já em cima da terra e moído.

A sua extração e a sua moagem já foram pagas pela firma de amianto, então ele já é parte de um valor intrínseco de US\$ 3.00/ton. em cima da terra.

Então “é possível” que isso dê viabilidade a uma metalurgia de níquel e cromo.

Portanto se poderia mediante um estudo chegar-se às equações de custo e com isso tudo e as curvas de sensibilidade, decidir-se quando será oportuno se fazer isso.

Tudo indica que esse silicato que tem fontes magnesianas lá em Cana Brava, poderia ser atacado com solo ácido e levantar o pH. Então é uma questão de se fazer experiências de pó de canteiro para verificar solos de cerrados. Quer

dizer, é uma coisa preciosa o que se tem lá, um rejeito vultoso e de importância química definida, ou seja, coisa melhor para ponto de partida de um estudo, não pode haver.

Um estudo é como um recém-nascido, “não há compromisso com o futuro”.

PERGUNTA — Eng^o Nicolino Viola — Miner. e Tecnol. Mineral — SP.

Quero inicialmente cumprimentar o conferencista, do qual sou muito amigo e admirador há muito tempo. Gostaria em primeiro lugar de um esclarecimento sobre umas estatísticas de 72 e 73, da Balança Comercial. Eu perguntaria se na importação, estava incluído o petróleo ou não.

REPOSTA — Não. Só bens primários. A atribuição dessa assimetria, veja o Senhor, são 600.000 ton. de enxofre e mais ou menos quase 3 milhões de ton. de fertilizantes. Não pus fertilizantes hidrogenados, só pus os potássicos e os fosfatados, matérias-primas.

Finalmente, eu queria consultar o prezado amigo e ilustre professor, se ainda continua pessimista quanto aos calcáreos, pois em certa ocasião, em uma das suas conferências, eram até alarmantes as perspectivas sobre calcáreo, dificuldades, etc. Continua ainda o mesmo pessimismo quanto às ocorrências de calcáreos, ou não? (como matéria-prima).

RESPOSTA — Não me lembro desse meu pessimismo sobre o calcáreo. Mas como fui discípulo do Dr. Epitácio Guimarães, se fui pessimista, eu me converti, agora com o trabalho feito em colaboração com ele. O que eu talvez tenha idéia desse pessimismo é o seguinte: Eu dizia que os calcáreos eram bem distribuídos no Brasil, exceto no Extremo Sul, e no Extremo Norte. No Extremo Sul, parece-me que se descobriu alguma coisa e já não há tamanha carência; no Extremo Norte, continua ainda a ter no momento. É só o que eu disse; além disso, o Brasil tem não só reservas já conhecidas, como reservas estratigráficas de calcáreo gigantescas. É preciso, em relação a isso, aceitar-se uma qualificação muito própria do Dr. Epitácio e que tem feito em seus escritos, de que o calcáreo puro para dar origem à cal química não é abundante. O calcáreo que nós temos possui sempre um pouco de magnésio.

O COORDENADOR — Agradeço mais uma vez ao Dr. Mário Pinto pela brilhante conferência e passo a palavra ao presidente da mesa para encerramento da sessão.

O PRESIDENTE DE MESA — Eu agradeço também a presença do professor pela brilhante conferência e aviso que teremos agora um pequeno intervalo, e os convido para a conferência seguinte, a última desta tarde. Obrigado. Está encerrada a sessão.

Sessão – dia 05/08/1976

“INDUSTRIALIZAÇÃO DE CAULIM NO NORDESTE”

Expositor:

Eng. Abel Pinto Ribeiro Filho
Fábrica de Papeis Simão

Coordenador:

Prof. Décio Casadei
Escola Politécnica da Universidade de São Paulo
CMR

O COORDENADOR — Agradeço o convite para assumir a coordenação desta conferência e da mesma forma me sinto feliz em ter ao meu lado o Eng. Abel, que com certeza transmitirá aos senhores um volume apreciável de conhecimentos dentro de uma área de alto interesse. Basta lembrar que a instantes atrás o Dr. Mario da Silva Pinto se referia ao caulim específico para o papel, citando-o eventualmente como um dos problemas ainda existentes. É, portanto, uma feliz coincidência termos agora o Eng. Abel discorrendo sobre o assunto. Nosso conferencista, o Eng. Abel Pinto Ribeiro Filho, Engenheiro-Químico, é formado pela Escola de Engenharia Mackenzie, em 1967.

Passamos portanto à conferência do Eng. Abel, a quem eu cedo a palavra.

O ENG. ABEL PINTO RIBEIRO FILHO — Em primeiro lugar, gostaria de agradecer as palavras do apresentador. Procurarei definir uma coisa muito importante, como engenheiro do setor de papel. A formação profissional de muitos elementos que trabalham hoje com caulim, principalmente nos últimos anos, quando houve um desenvolvimento na parte de tecnologia, está de alguma forma ligada às indústrias de papel. Isto porque o caulim é a segunda matéria-prima mais importante para uma fábrica de papel.

— INTRODUÇÃO

O caulim é uma das mais importantes matérias primas utilizadas na fabricação de papéis comuns para escrever e imprimir. É utilizado principalmente como carga, em porcentagens que variam de 10 a 20% e como pigmento básico em tintas de revestimento para produção de papel couché.

É um fator básico na confecção do custo da matéria prima de papéis comuns, estando em segundo lugar em importância, imediatamente após a celulose. Em 1975, as Indústrias de Papel Simão produziram quase 100.000 toneladas de papel, o que representa um consumo de quase 18.000 toneladas de caulim de carga.

Além disto, nos últimos anos a Simão está instalando novas máquinas de revestimento (coaters) para produção de papel e cartão couché. O tipo de caulim necessário para a formulação das diferentes tintas, o "coating clay", conhecido entre nós pela designação genérica de "caulim coloidal", tinha de ser importado dos Estados Unidos ou da Inglaterra, chegando ao Brasil a um custo muito alto, devido ao seu próprio preço FOB, frete e taxas. Por se tratar de material importado, os pedidos eram de centenas de toneladas, o que ocasionava um excesso de espaço ocupado no Depósito de Matéria Prima.

Os caulins de carga, em sua maioria, provinham de fornecedores instalados no Estado de Minas Gerais. Salvo algumas exceções, a mineração e beneficiamento desses caulins ainda não atingiram os níveis ideais, resultando em algumas variações na qualidade do material entregue. Além disso, houve

épocas de crise, nas quais o estoque de caulim atingiu valores quase críticos, por falta de disponibilidade dessa matéria prima.

Em função desses fatores, a companhia foi obrigada a especializar-se num ramo de atividade paralelo ao da produção de celulose e papel: o ramo do caulim. Eram seus objetivos básicos a produção de caulins de carga e revestimento de papel com qualidades e padrões do mercado internacional, mas utilizando matéria prima básica, investimento e tecnologia inteiramente nacionais.

O caulim selecionado para recobrimento de papel será aqui mencionado por simplicidade como "caulim coloidal", em função de ser um termo bastante conhecido e usado entre fornecedores de caulim e fabricantes de papel.

Os primeiros trabalhos no ramo de caulim consistiram na instalação de laboratórios para controle da matéria prima. O principal objetivo era garantir a uniformidade do caulim de carga como matéria prima para fabricação de papel branco, dentro de limites técnica e economicamente razoáveis, isto é: os testes e especificações tinham em mente, sempre, a criação de padrões tipicamente adaptados ao caulim brasileiro. Se relaxássemos ou exagerássemos em nossas faixas de especificações, proderíamos correr dois riscos: problemas na qualidade do papel produzido ou excesso de especificações para o produtor de caulim, onerando até a valores anti-econômicos o seu fornecimento.

Quanto ao caulim coloidal, a tendência natural foi a de procurar extraí-lo usando como base o caulim de carga disponível. Entretanto, alguns problemas sérios começaram a ser encontrados. Um dos problemas mais sérios era a formação geológica das jazidas de caulim em Minas Gerais, agravada pela desordenada mistura de caulins de diferentes formações que era feita, inadvertidamente, pelos próprios fornecedores. Em nossos processos experimentais, obtivemos caulins com bom diâmetro de partículas, excelente alvura, porém com propriedades reológicas razoáveis e alta abrasividade. Além disso, a qualidade final não era constante, devido aos problemas já citados com a matéria prima.

Nossa companhia passou a adotar, então, uma política diferente em relação ao assunto: começamos a pesquisar também as próprias jazidas objetivando o emprego de matéria prima adequada — o caulim bruto — e de um beneficiamento à altura de nossas necessidades. A produção de caulim coloidal e de caulim de carga, a partir de jazidas próprias, alterou as dimensões originais do projeto, resultando numa companhia subsidiária para esse fim. Constatamos a existência, em várias partes do país, de jazidas de caulim excepcionalmente bom para a produção de coloidal, porém de dimensões reduzidas, tornando anti-econômica sua exploração. Entretanto, nos estados do Nordeste, foram descobertas jazidas de excelente caulim para obtenção de coloidal, e, o que é mais importante, em quantidade tal a justificar economicamente sua extração.

Com o apoio da Sudene, foi instalada uma Unidade de Beneficiamento de Caulim de carga e coloidal no município de Campina Grande, Paraíba: a Caulisa — Indústria de Caulim S.A. Aproveitando a experiência adquirida nessa unidade, procuraremos, neste trabalho, apresentar alguns dados obtidos na prospecção do caulim em vários pontos do país, e conceitos básicos empregados na produção de caulim brasileiro para aplicação em revestimento e também como carga, além de resultados obtidos com o emprego desse caulim no revestimento de papel.

2 — PESQUISA DE JAZIDAS BRASILEIRAS

2.1 — *Objetivo básico*

O objetivo básico das pesquisas foi a de localizar jazidas que possibilitassem a produção econômica de um caulim coloidal suscetível de ser utilizado em máquinas de revestimento (coaters) de média-velocidade (500 metros por minuto). O caulim coloidal a ser produzido tinha de satisfazer a três necessidades básicas:

- a) — Boas propriedades reológicas — possibilitando a preparação de tintas de revestimento de sólidos elevados (até 60%) e boa tixotropia.
- b) — Pouca abrasividade — permitindo sua utilização em máquinas de revestimento tipo "blade".
- c) — Boas propriedades finais — ou seja, tais que possibilitassem a obtenção de uma superfície branca, brilhante e com boas características de impressão, no papel couché após a supercalandragem.

Esses três fatores devem ser encarados em conjunto, sob uma diretriz mestra: a procura da uniformidade em qualidade. A utilização de um caulim com qualidades variáveis pode revelar-se totalmente anti-econômica, principalmente no caso do coloidal.

A jazida deveria ser essencialmente caulínica, sendo que o teor de possíveis contaminações com haloisita ou montmorilomita deveria atingir somente níveis mínimos. Deveria ser levada em conta, também, a posição da jazida em relação a estradas e possíveis centros industriais.

2.2 — *Qualidade Padrão*

Na determinação dos padrões de qualidade, foram levados em conta os dois tipos de caulim para revestimento normalmente utilizados, o americano e o inglês.

O caulim americano é obtido de firmas tradicionais, que obtém o caulim bruto de minas que estão todas situadas praticamente na mesma região dos Estados Unidos, nos estados de Georgia e South Carolina. É um caulim tipicamente secundário, que se formou originalmente no Piedmont Plateau, na Georgia,

há alguns milhões de anos e que foi sendo vagarosamente depositado em quietas lagunas anteriormente situadas na chamada Fall Line. O processo de transporte do caulim deu lugar a um tipo de seleção natural, tendo como resultado a formação de imensos depósitos de caulim secundário de alta pureza (com rendimento por vezes superior a 90%) e reduzida abrasão. O caulim possui boa distribuição granulométrica, possibilitando produtos beneficiados de alta qualidade e baixa viscosidade, porém com um problema: a presença de TiO_2 sob a forma de partículas muito finas de anatase, o que resulta numa cor tipicamente amarelada, que pode ser melhorada por processos dispendiosos que encarecem o produto.

O caulim inglês é obtido de depósitos em Cornwall e Devon; é um caulim primário, de excelente qualidade, com uma tonalidade mais tendente para o azul, e em média com viscosidade mais elevada que o americano.

Os estudos desenvolvidos por vários autores tornavam mais provável a existência de caulins nacionais com características finais mais próximas às do caulim inglês, devido as nossas origens geológicas.

Entretanto, nossa experiência anterior baseava-se no uso de caulins americanos, sendo que quase toda a literatura disponível tratava desses caulins. Além disso, a existência, no mercado internacional, de vários tipos padronizados desses caulins contribuiu para a seleção do caulim americano como padrão de comparação. Esses tipos padronizados em qualidade e preço foram determinados por fatores econômicos de mineração e mercado, apesar da formação geológica privilegiada do Estado da Georgia.

Como não existem especificações oficiais para os "coating clays" americanos, os produtores procuraram caracterizar seus caulins por meio de ensaios físicos, químicos e mineralógicos, estabelecendo níveis de qualidade para os vários tipos de caulim fornecidos. O primeiro critério de separação levava em consideração, principalmente, a granulometria do caulim; tal critério deixou de ter sentido com o aparecimento de novos tipos de caulim, obtidos por processos especiais, como o delaminado.

Como resultado desse esforço dos produtores, existem no mercado, basicamente, sete tipos característicos de caulim americano para revestimento.

Na ausência de especificações brasileiras para caulim, convenciamos que os comerciais americanos seriam tomados como padrão de comparação para a qualidade final do coloidal brasileiro. Normalmente, seria necessário tomar um cuidado especial para adaptar as condições típicas de formação de nosso caulim às americanas, a fim de que não fossem estabelecidos padrões irrealizáveis economicamente. Como já foi citado, levava-se em consideração, essencialmente, a alvura, capacidade de brilho, distribuição granulométrica e fatores que influenciam nas características de fluxo de sistemas com caulim.

2.3 — *Resultados Preliminares*

Nas amostras provenientes das primeiras prospecções realizadas em São Paulo e Minas, assim como amostras de caulins normalmente utilizados como carga em papel, foram examinados nos seguintes aspectos:

- Alvura inerente do caulim bruto.
- Quantidade e tipo de impurezas existentes no caulim bruto.
- Determinação da porcentagem de partículas com diâmetro equivalente inferior a 2 microns encontradas no caulim preliminarmente beneficiado.
- Avaliação das propriedades reológicas do caulim coloidal final.
- Facilidades de branqueamento.

Os primeiros resultados não foram animadores, pois:

- a) Foram encontradas, em São Paulo e Minas, algumas formações de caulim secundário, com boas propriedades reológicas; entretanto, as jazidas eram muito pequenas e excessivamente contaminadas para justificar estudos posteriores.
- b) Os caulins provenientes de São Paulo eram excessivamente contaminados por haloisita, em proporções variadas (de 30 a 80%) tornando inadequada sua utilização como base para caulins coloidais. Além disto, as jazidas apresentavam um excesso de contaminação por óxido de ferro.
- c) Os caulins provenientes de Minas Gerais, e usualmente empregados como carga, eram em sua maioria caulins essencialmente primários, com extensa contaminação por haloisita. Certas jazidas apresentaram um rendimento de 25% de coloidal sobre o caulim bruto; entretanto, a grande quantidade de mica, a presença de haloisita e a possibilidade de contaminação com óxido de ferro na mineração tornaram muito pouco viável sua exploração.

A partir desses resultados, fomos obrigados a concluir que, apesar de não termos tido oportunidade de efetuar um levantamento completo desta região, era razoavelmente improvável a existência de depósitos de caulim primário ou secundário em São Paulo e Minas com capacidade de fornecer um caulim coloidal em condições econômicas.

A única área que oferecia condições razoáveis para exploração de caulim coloidal era a dos caulins primários do Nordeste, principalmente os pegmatitos de Borborema, nos estados de Pernambuco, Paraíba, Rio Grande do Norte e Ceará, que já vinham sendo explorados há alguns anos, para a produção de cerâmica.

2.4 — *Pesquisa no Nordeste*

Tendo em vista a extensão da área, as pesquisas foram concentradas, de início, em zonas nas quais o caulim estava sendo ou já havia sido explorado

para a indústria cerâmica. Procurávamos confirmar a existência de reservas que justificassem o arrendamento de áreas pegmatíticas com caulim.

O primeiro programa foi considerado expedito, levando-se em consideração os fatores custo e tempo. Caso fossem encontradas áreas consideradas como promissoras, poderia ser executado um programa mais detalhado e a prazo mais longo, visando a lama mais racional e mais econômica, antecipando as características e a localização da matéria prima a ser extraída.

As zonas caulinizadas foram amostradas dentro da técnica normal; as amostras foram convenientemente classificadas e enviadas ao laboratório para análise; também foi investigada a ocorrência de caulins em zonas ainda não exploradas.

A avaliação dos pegmatitos já lavrados e dos novos locais de ocorrência foi feita através da escavação de poços, trincheiras e "cross cuts".

2.5 — Resultados do Nordeste

Os resultados da prospecção no Nordeste podem ser assim resumidos:

- a) Da mesma forma que em São Paulo, foram encontradas algumas áreas com caulim secundário, entretanto num grau de contaminação tal que tornava anti-econômica sua exploração. Ao mesmo tempo, as jazidas eram pequenas e situadas em áreas de difícil acesso.
- b) Amostras de áreas nos municípios de Junco e Santa Luzia, no Estado da Paraíba, e Parelhas e Equador, no Rio Grande do Norte, onde há ocorrências pegmatitas, revelaram a presença de caulins, especificações ideais de qualidade e beneficiamento econômico para obtenção de caulim coloidal e caulim de carga. Os testes efetuados no Instituto de Pesquisas Tecnológicas revelaram a presença de formações tipicamente cauliníticas, com índices mínimos de haloisítica (praticamente desprezíveis). As partículas tinham forma hexagonal bem definida.

A alvura média era sempre superior a 84% (medição photovolt). O rendimento obtido com peneira 325 mesh variava de 60 a 80%, nas zonas melhores, mas apresentava valores bem reduzidos na piçarra. O caulim bruto continha muita pouca mica.

Destacava-se a excelente distribuição granulométrica do caulim proveniente de certas jazidas; experiências de laboratório demonstraram a possibilidade de serem obtidos coloidais de excelente comportamento reológico, inclusive quando da preparação de dispersões de caulim de 68 a 72% de sólidos.

- c) Amostras de áreas provenientes de estados vizinhos, e na própria Paraíba, demonstraram a existência de caulins de ótimo rendimento, boa alvura e boa distribuição granulométrica; entretanto, as dispersões de caulim em água atingiram valores elevados de viscosidade quando o teor de sólidos

ultrapassava 60%, apesar do uso de dispersantes. Apesar de não terem sido realizados os testes específicos, há grande probabilidade de que as propriedades de fluxo adversas provenham de uma excessiva contaminação de montmorilonita em algumas jazidas. O caulim dessas jazidas poderia ser usado como carga, mas estavam afastadas as possibilidades de seu emprego, como coloidal, na preparação de tintas de revestimento.

- d) Foram também, analisadas amostras de áreas já exploradas para obtenção de caulim para cerâmica, e que apresentaram resultados variados.

2.6 — Conclusões

Não foram encontradas, no Nordeste brasileiro, áreas com caulim secundário que apresentassem características razoáveis para uma extração econômica. Há, evidentemente, alguma possibilidade da existência de caulim secundário em áreas ainda inexploradas.

Foram encontradas jazidas primárias com real possibilidade econômica e, em certas áreas, praticamente na superfície. Entretanto, apesar dos bons resultados de viscosidade, foram notadas diferenças entre caulins provenientes de diferentes jazidas. Em função disto, haveria uma diferença entre produção de caulins coloidais provenientes de jazidas diferentes, o que iria prejudicar sobremaneira uma das mais importantes características do caulim coloidal: sua uniformidade. A solução encontrada é a mesma que é adotada nos Estados Unidos: a perfeita caracterização do caulim proveniente de cada jazida e a mistura proporcional dos mesmos antes do beneficiamento. Com isto, seria possível a obtenção de um produto final com características razoavelmente definidas e constantes. Como conseqüência, haveria a compensação da uniformidade.

Devido à necessidade de mistura, e como política de abastecimento, haveria a necessidade de serem exploradas várias jazidas simultaneamente. Isto implicaria num maior investimento financeiro, limitaria o uso de equipamento motorizado e aumentaria a necessidade de controles locais, mas seria compensado pela uniformização do produto final. Além disso, a região apresenta mão de obra ociosa abundante e a um custo razoável; o aproveitamento dessa mão de obra seria interessante economicamente e, com a criação de novas fontes de emprego, haveria uma colaboração efetiva para o desenvolvimento da região.

Como conseqüência, na primeira etapa optou-se pela mineração em túneis, com o emprego de pá e picareta, e pela diversificação das jazidas.

A mineração com pá e picareta apresenta uma baixa produção; entretanto, o seu acompanhamento por geólogos experientes permite um melhor conhecimento sobre o comportamento do veio pegmatítico da região, evitando grandes investimentos em tempo e dinheiro para remoção do estéril em lugares não apropriados. Ao mesmo tempo, a produção inicial reduzida permite a implan-

tação definitiva de estradas secundárias que possam ser utilizadas por caminhões sob qualquer tempo.

A exploração a céu aberto, com equipamento motorizado, pode ser encarada como uma segunda etapa, para certas áreas, a fim de compensar economicamente sua utilização.

3 — BENEFICIAMENTO DE CAULINS BRASILEIROS DO NORDESTE

3.1 — Localização

Da determinação do local ideal para instalação de Unidade de Beneficiamento para produção de caulim para revestimento e carga, quatro itens se fazem indispensáveis:

- Proximidade das fontes de matéria prima principal (na maioria dos casos, das jazidas pigmatíticas).
- Disponibilidade de água, que é necessária ao processo industrial.
- Disponibilidade de energia elétrica.
- Disponibilidade de transporte.

3.2 — Processo de Produção

Podemos considerar dois métodos, tradicionais, para a obtenção de caulim para papel.

O processo mais simples é o processo a seco (air floatation). O caulim bruto é seco, e pulverizado com moinho de bolas.

As partículas mais finas são removidas das câmaras de impurezas por correntes de ar e transportadas para câmaras coletoras apropriadas. O processo a seco produz caulim de baixo custo, porém, torna impossível uma separação econômica das partículas de granulometria desejada para a obtenção do coloidal, e somente pode ser utilizado para certos tipos de caulim, com muito pouca mica.

O segundo processo, por via úmida, é muito mais complexo e oneroso; entretanto, possibilita a separação de boa porcentagem das partículas com granulometria requerida. Normalmente, é o processo empregado na obtenção de coloidal, apresentando o caulim para carga como produto adicional. Apresenta muito bons resultados com caulins do Nordeste como matéria prima para beneficiamento.

Apesar de, basicamente, o processo por via úmida seguir sempre os mesmos conceitos apesar das diferentes origens de caulins, há a necessidade de serem efetuadas certas adaptações em algumas das características do processo, a fim de ter condições de processar economicamente caulins nacionais.

Em nossa opinião, um processo para obtenção de caulim coloidal deve conter 5 etapas distintas, como segue:

a) *Armazenagem e mistura*

Na primeira etapa, temos a armazenagem de caulim de processo. Como normalmente, é necessária a mistura de caulins de diferentes procedências e em proporções razoavelmente exatas, o lay out da instalação deve prever extremas facilidades para essa mistura, levando-se em consideração que a operação é contínua e erros de dosagem podem desclassificar a qualidade do produto final. Deve-se dispor de áreas cobertas com espaço suficiente para formação de vários pequenos depósitos de caulins de qualidade diferente, procurando se estabelecer quantidades proporcionais às que serão empregadas na dosagem. Queremos salientar que estamos nos referindo somente à armazenagem do caulim a ser processado e não aos estoques normais de caulim bruto; o caulim que vem diretamente das jazidas pode ser estocado ao ar livre, evidentemente em zonas distintas por jazida.

A mistura pode ser feita nos próprios desagregadores, já na fase de lavagem. Podem ser empregados vários desagregadores operando em paralelo, sendo que cada desagregador é alimentado com caulim proveniente de um ou mais lotes, através de esteiras transportadoras. Um operador treinado pode facilmente estimar as condições de dosagem pela observação da quantidade de caulim carregada pelas esteiras; o controle de área permite uma segunda avaliação das quantidades consumidas.

b) *Separação de impurezas*

Nesta segunda etapa, o caulim bruto é desagregado em água, até uma concentração de 15 a 25%. Para uma boa dispersão, é necessária uma agitação razoavelmente violenta; entretanto, se essa agitação for demasiadamente violenta, pode haver uma fragmentação de impurezas presentes, principalmente a mica, tornando difícil a separação posterior das mesmas; são utilizados, normalmente, batedores típicos de cantoneiras.

O caulim disperso deve passar então, por peneiras de várias granulometrias e é beneficiado em hidrociclones, passando finalmente por peneiras de malha 325 e sendo recolhido em tanques apropriados. Podem ser usadas peneiras rotativas, de baixa velocidade de rotação, que resolvem bem o assunto.

O maior problema reside nos hidrociclones. Estes devem ser desenhados de acordo com o tipo de caulim a ser processado, e são facilmente danificados por excesso de abrasão. É conveniente a utilização de hidrociclones de tipos diferentes em série, segundo princípios análogos aos dos "centri-cleaners" das máquinas de papel. O resíduo argiloso dos caulins do nordeste — totalmente diferente dos resíduos arenosos dos caulins de Minas — exige atenção especial, para evitar entupimentos nas saídas de resíduos e conseqüente contaminação do processo.

c) Obtenção de caulim coloidal

O caulim já beneficiado deve ser estocado em tanques de baixa capacidade de retenção, a fim de evitar sedimentações indesejáveis. A retirada de coloidal pode ser feita em ultracentrífugas, com um "hidroseparator" atuando como fonte primária de separação. As ultracentrífugas, rodando em alta velocidade, permitem a separação de considerável parte de coloidal encontrado no caulim de alimentação. O resíduo da ultracentrifugação pode ser reprocessado ou seguir para outra centrífuga operando em série com a primeira. O aceite das centrífugas, contendo o coloidal com a distribuição granulométrica desejada, segue para os tanques de espessamento. O rejeito, que ainda é caulim de boa qualidade, porém com granulometria elevada, segue para a instalação de caulim de carga para mistura.

d) Obtenção de caulim de carga

O caulim de carga é obtido através de mistura do resíduo do caulim de carga com caulim comum, do qual não foi separado o coloidal. A mistura pode ser feita em tanques com média ou alta agitação. O caulim está pronto para seguir para os tanques de espessamento. De acordo com nossa experiência, podemos afirmar que o caulim de carga obtido por este processo apresenta uma distribuição granulométrica razoavelmente igual ao fornecido pelos produtores mineiros, com a vantagem de uma alvura mais elevada e menores índices de abrasão.

e) Secagem

Finalmente, na última etapa temos a secagem. Há várias maneiras de se secar o caulim, utilizando equipamentos relativamente caros: "spray dryers", fornos especiais, etc. Entretanto, um processo relativamente simples e pouco dispendioso consiste na secagem ao ar, após confecção de tortas em filtro prensas. O maior problema é a contaminação das tortas em secagem nas prateleiras; entretanto, se as condições de poluição do ar o permitirem, o assunto pode ser resolvido com o adequado posicionamento da área de secagem em relação à área de beneficiamento.

4 — USO DE CAULINS BRASILEIROS NA FORMULAÇÃO DE TINTAS DE REVESTIMENTO

Encontramos, em alguns trabalhos sobre caulins, diversas referências a experiências de laboratório realizadas com misturas de caulins americanos e caulins brasileiros provenientes de jazidas em São Paulo e Minas Gerais. Dois fatos são destacados: primeiramente a lisura do papel recoberto com a mistura de caulins apresentava resultados muito aquém aos esperados em função da proporção de mistura. Além disso, é destacada a queda de alvura sofrida por certos caulins nacionais quando aplicadas sobre o papel.

Podemos constatar, em laboratório, que essas observações são realmente válidas, porém como citam os autores, somente para certos tipos de caulins. Em função de nossa política de abastecimento, utilizamos por alguns anos uma mistura de caulim n.º 2 americano, de tonalidade amarelada, com um caulim coloidal proveniente de Minas Gerais, porém somente com 50-55% de partículas com diâmetro equivalente inferior a 2 microns. Essa mistura de caulins era utilizada em máquinas de revestimento tipo "metering bar", instalada "on-machine" em máquinas de cartão. Do que pudemos constatar, não havia perda acentuada de alvura no caulim brasileiro, puro ou misturado com o americano. A mistura provocava uma considerável redução no brilho que poderia ser obtido no cartão com revestimento, o que não era problema, pois fabricávamos cartão mate; entretanto, a adição de proporções variadas de caulim nacional à dispersão de caulim americano produzia um bom incremento na alvura final do revestimento, possibilitando a diminuição considerável do Dióxido de Titânio, que era empregado como pigmento auxiliar.

Antes da instalação da Unidade de Beneficiamento no Nordeste, foi realizado um beneficiamento de caulim da Paraíba, em caráter experimental, nas instalações de um de nossos fornecedores de caulim de carga. Foram obtidos caulins beneficiados com 75% de partículas com diâmetro equivalente inferior a 2 microns, branqueados e não branqueados. O caulim branqueado, com uma alvura de 87° (Photovolt) foi utilizado em escala industrial em nossos "metering bars", produzindo cartões com excelente alvura e brilho; este caulim apresentou viscosidade de 500-600 cp a 70% de sólidos, medida usando-se o viscosímetro de Brookfield a 50 rpm.

Com a entrada em funcionamento da nova máquina de revestimento tipo "Blade coater", começamos a investigar mais a fundo as propriedades reológicas de dispersões de caulins da Paraíba e de tintas de revestimento preparadas com esses caulins. O comportamento reológico das tintas de revestimento durante a preparação e subsequente aplicação sobre o papel depende largamente das propriedades do caulim utilizado. Para máquinas tipo "blade", como a nossa, estas propriedades devem ser consideradas como tão importantes quanto a alvura do caulim e suas características de brilho e acabamento. Infelizmente, todos os estudos tiveram de ser realizados somente com o emprego do viscosímetro Brookfield.

Com os caulins do Nordeste provenientes de lavras selecionadas, foi possível a preparação de dispersões de caulim a 70% com suficiente fluidez para passarem por peneiras de malha relativamente fina. Entretanto, para valores mais elevados de sólidos, a viscosidade aumentava rapidamente, em proporções bem superiores às verificadas com caulins americanos. As dispersões eram facilmente realizadas em dispersores de alta velocidade; apenas o consumo de dispersante comercial (polysal) era bem mais acentuado (até 0,4%) em função do caulim não ser pré-disperso e, além disso, tem sido flocculado com sulfato de alumínio durante a etapa de beneficiamento.

Certos caulins, provenientes de áreas próximas às quais a montmorilonita é explorada, atingiram viscosidades elevadíssimas já a 55-60% de sólidos; este fato é citado correntemente na literatura especializada e como foi citado, forçou-nos a rejeitar caulins dessas lavras como base para coloidal.

Foram preparadas, em laboratório, diferentes formulações de tintas de revestimento utilizando caulins variando de 80 a 90% em teor de partículas abaixo de 2 microns. Como adesivos, foram utilizadas diferentes relações entre amido modificado (Noredux M-150, da Refinações de Milho) e adesivo sintético (Acronal BASF e látex Dow), porém sempre com um teor total de adesivo variando entre 18 e 20%, em relação ao caulim. Como dispersante foi utilizado o Polysal; os outros ingredientes, como bactericidas, lubrificantes, anilinas, etc, foram os empregados em nossas formulações normais.

Em paralelo, foram preparadas formulações idênticas com caulim americano n.º 1 e 2, para comparação. A única diferença foi o maior teor de soda e dispersante para o caulim do nordeste, que não era pré-disperso.

As aplicações foram feitas com barrinhas dosadoras, usando como base um papel apergaminhado padrão; em média, foram aplicados filmes entre 12 e 20 g/m².

Pudemos constatar que os papéis recobertos com tinta feita com caulins do nordeste apresentavam alvura igual ou superior à de tintas com caulins americanos n.º 1 e 2, apesar da alvura do caulim nacional seco utilizado estar localizada entre 82 — 84° (photovolt). Ao mesmo tempo mediu-se o brilho das folhas recobertas após terem passado pelo "nip" inferior da supercalandra; os caulins nacionais de melhor distribuição granulométrica apresentaram resultados idênticos aos caulins americanos n.º 1.

As tintas de revestimento foram preparadas, inicialmente, a 57—62% de sólidos e em seguida diluídas a 25% para aplicação com as barrinhas dosadoras. Foi possível observar que tintas preparadas com caulins de menor viscosidade se apresentaram a 58% de sólidos, com viscosidade idêntica a de tintas preparadas com a mesma formulação e com caulim americano, mas a 60% de sólidos; essa viscosidade variava de 2.000 a 4.000 Brookfield, a 50 RPM.

Como "regra de dedo", para a mesma viscosidade, há uma diferença no teor de sólidos de 1 a 2%, entre o caulim americano e o do nordeste. Como, devido a problemas de uniformidade, devem ser misturados caulins de jazidas selecionadas em proporções definidas, haverá um aumento na viscosidade média do caulim, mas estimamos que tal aumento não acarretará problemas na viscosidade final da tinta. No máximo, a diferença de sólidos citada pode atingir a 2,5%; isto permitirá a preparação de formulações a 58 e 59%, — que é um valor bem razoável para máquinas de revestimento tipo "blade coater".

Outra possibilidade estudada foi a de se misturar o caulim da Paraíba com caulins americanos selecionados. Os resultados não foram os esperados, principalmente agora, que queríamos brilho. Em outras palavras, a adição de caulim americano super brilhante não aumentava proporcionalmente o brilho de papéis recobertos com tintas preparadas com caulins nacionais. Entretanto, tal fato foi constatado em escala industrial também com dois caulins america-

nos de diferentes qualidades. Isso nos permite concluir que muitas vezes pode não ser interessante, economicamente, a mistura de dois tipos diferentes de caulim, a não ser que sejam selecionados dois caulins específicos em proporções cuidadosamente definidas.

Foram fornecidas amostras de caulins do nordeste a vários fornecedores, no sentido de se determinar que caulins americanos podem ser empregados em mistura com os caulins da Paraíba e que resultem num aproveitamento das várias qualidades dos dois tipos; ainda não temos resultados.

Podemos concluir que pode ser obtido um excelente caulim coloidal brasileiro a partir de caulim bruto, caulínítico, proveniente de lavras localizadas na área dos pegmatitos da Borborema.

Para se conseguir essa qualidade, deve ser feito um rigoroso selecionamento das jazidas para lavra. O caulim bruto obtido dessas lavras, deve ser devidamente analisado, de modo a se poder efetuar um processo definido de mistura; o controle de qualidade durante o beneficiamento, principalmente na etapa de separação do coloidal, deve ser rigoroso.

Esses caulins apresentam excelente alvura — 84° (Photovolt) média, podendo ser alvejados em 4 a 5 pontos; certas lavras apresentam-se com caulins ainda mais alvos, porém são bem mais escassas.

Os caulins do nordeste, após a conveniente separação do coloidal, podem produzir excelente brilho e bom poder de cobertura; sua viscosidade é levemente superior à de caulins americanos, ao mesmo teor de sólidos, porém ainda dentro de limites razoáveis para serem usados, puros ou em mistura, em máquinas de revestimento de vários tipos, inclusive nas que exigem tintas com elevado teor de sólidos, com os "blade coater".

DEBATES

PERGUNTA — Abraão Chaim — Mineração Santa Mônica.

Quanto ao aspecto político da indústria Caulim Simão, eu gostaria de saber qual a percentagem de produção deles e, futuramente, quais são os planos e quando a produção de Jari começará a ser efetivada.

RESPOSTA — Quando eu estive lá, há alguns meses eles estavam testando com água os tanques, então Jari deverá entrar em produção, se não já estiver, em agosto.

Quando V. falou na parte de política, eu diria que a Caulisa, subsidiária da Simão, tem uma produção que deverá chegar a umas 10.000 ton anuais. Enquanto que o consumo brasileiro de caulim coloidal é de aproximadamente 20.000 toneladas.

PERGUNTA — José Julio Carneiro — Geólogo.

Tenho tido informações de que existe um novo processo industrial através do qual, o caulim de qualidade inferior, no caso o caulim aloisítico, do Sul do Brasil poderia ser transformado num caulim de qualidade superior destinado à cobertura. É o chamado processo de delaminação do caulim. Eu gostaria de saber do ilustre conferencista se conhece alguma coisa sobre este processo e sobre a sua viabilidade no Sul do Brasil.

RESPOSTA — O que tentei saber sobre a delaminação do caulim foi muita coisa, mas o que consegui foi pouco, porque é uma tecnologia muito fechada às indústrias americanas. O caulim delaminado foi desenvolvido nos EE.UU. principalmente para o papel, o L.W.C., um papel muito leve para ser utilizado pelo correio. Como a maior parte das revistas americanas eram feitas em papel couché foi pedido que se baixasse a gramatura do papel para que fosse barateado o custo do correio. Então, as indústrias de caulim passaram a desenvolver um caulim que tivesse um poder maior de cobertura, ou seja com menos grama de tinta (uma tinta de revestimento representa de 10 a 20 gramas/metro²) se obtivesse uma mesma superfície para imprimir e uma boa opacidade. Então eles partiram para esses caulins delaminados. E essa delaminação de caulim pode ser feita de inúmeras formas, principalmente através de vidros super-especiais, tratados termicamente, e então uma formação grosseira de caulim compostas de várias camadas diagonais, é aberta e é utilizado esse caulim que tem uma formação hexagonal maior do que o caulim tradicional. Nós compramos um caulim delaminado e não deu muito bom resultado, talvez porque não tenhamos sabido utilizar.

O primeiro problema que se nos apresentou foi tratar-se esse processo de um segredo industrial, somente detido por algumas fábricas americanas, mas se pode conseguir, entretanto o seu custo é muito grande para um mercado de apenas 20.000 ton. Nós chegamos à conclusão de que só nos interessaria partir para qualquer coisa desse tipo se tivéssemos um consumo superior a 200 ou 250.000 ton/anuais, 10 ou 12 vezes o mercado potencial brasileiro. Então teremos que exportar e para exportar seria necessário montarmos uma estrutura de vendas no exterior. E me parece que a própria formação do caulim não foi adequada no Norte para ser feita essa delaminação.

PERGUNTA — Dr. Wilson Scarpelli — UNIGEO-Geologia e Mineração-RJ.

Eu quero parabenizar o conferencista pelo aproveitamento de uma matéria-prima do Nordeste que não estava sendo usada e gostaria de saber sobre um detalhe que a mim não ficou claro:

A Caulisa também está minerando aqueles depósitos ou está apenas comprando caulim de pequenos produtores?

Em qualquer dos casos poderia informar sobre as expectativas de reservas do Nordeste? Por quanto tempo esperam continuar se abastecendo do Nordeste, de caulim?

RESPOSTA — Vamos dizer que nós estamos comprando de garimpeiros e fazendo pesquisas para a preparação de caulim. Temos lá 8, 9 lavras, mas somente duas ou três estão sendo utilizadas para abastecimento próprio, inclusive a céu aberto, e o resto é feito por compra a garimpeiros.

O caulim existente no Nordeste é muito difícil de ser dimensionado, porque o veio do caulim, desaparece, some e V. não acha. Então fomos obrigados a fazer um estudo se interessava para nós irmos para o Nordeste ou não. Calculamos que haveria o suficiente para 50 anos de operação e paramos por aí. Então não posso dizer se temos para 50 anos ou se para 500 anos. Existe muito caulim, mas vai acontecer que a cada ano que passa vai ser mais difícil a obtenção do caulim porque os veios vão ficar colocados talvez muito distantes, ou então, serão necessárias aberturas de estradas, ou vai ser localizado em terras que começam a valorizar, o elemento não quer dar a permissão para a mineração. Começa a surgir uma série de problemas.

Também o veio passa ser muito profundo e torna anti-econômica a sua exploração. Entretanto, ao menos teoricamente os levantamentos feitos pelos nossos geólogos garantiram que tínhamos caulim para pelo menos 50 anos de exploração, se quiséssemos minerar a uma média de umas 15.000 toneladas de caulim anuais, ou seja beneficiar de 30 a 35.000 toneladas anuais de matéria-prima.

O COORDENADOR — Um esclarecimento relacionado ao que foi dito agora. Parece-me que, apesar das informações do geólogo da sua empresa, eu gostaria que fosse dito alguma coisa, de sua parte, com respeito à conjuntura de informações de que a Fábrica de Papel Simão tinha por ocasião da decisão do

investimento da ordem de 8 milhões de cruzeiros, quando parte dessas informações eram devidas àqueles pequenos geólogos, as formigas, e, portanto, em que conjuntura a Fábrica de Papel Simão pôde decidir por este investimento?

RESPOSTA — Foi muita coragem. Nós computamos o texto e chegamos à conclusão de que era viável correremos o risco. Mas ao verificarmos que existia caulim e que eram viáveis as condições e principalmente devido à dependência que tínhamos dos fornecedores que não possuíam condições de nos atenderem, nós fomos obrigados a nos virarmos e se não existisse caulim lá, nós teríamos que dar um jeito para arrancar caulim de algum lugar, porque a indústria necessitava do caulim e estava tendo prejuízo, se não tivéssemos aquela matéria-prima. Pelos nossos cálculos se a Caulisa nos desse caulim por 3 anos, só aquilo que nós teríamos de segurança de mercado, de poder vender papéis e tudo o mais, já justificaria o investimento. Quer dizer, é uma decisão essencialmente industrial. Nós fomos obrigados a achar caulim e não considerar se teríamos um bom investimento, inclusive foi decidida a operação da Caulisa, mesmo que ela passasse a ser uma empresa deficitária, porque era preferível arcarmos com os prejuízos do que não termos a matéria-prima disponível, quando houvesse necessidade para a fabricação de papel e para atender compromissos principalmente na área de exportação, pois já começávamos a exportar. Não podemos chegar a um comprador lá no Paquistão e dizer, nós não vamos mandar o papel porque não temos caulim. Então vamos comprar de outro, temos obrigação de manter e às vezes chegamos até a ameaçar parar por causa de caulim.

O COORDENADOR — Como o custo e problemas de importação teriam influenciado na decisão?

RESPOSTA — No caso do caulim de carga, ele não é importado porque não se justifica. Na parte do caulim coloidal tínhamos o problema de estoque. O Brasil nunca foi um mercado muito interessante, então em hora de crise tínhamos o nosso mercado mal abastecido. E quando fizemos a Caulisa (foi inaugurada em 29 de fevereiro de 1972) não se falava ainda em depósitos de importação, que é uma paralização tremenda do dinheiro. Estamos fazendo negociações a nível de sindicatos, entre o Sindicato da Indústria do Papel e o Grupo do Jari porque é indispensável que eles também abasteçam o mercado nacional. Eles fazem 220.000 ton. e somente 20.000 são para o mercado nacional. Porque agora é proibitiva a importação de caulim, inclusive com a atual política de restrição à importação brasileira. Se não existisse o Jari, nós estaríamos usando o caulim da Caulisa. Mas isto encareceria o custo do papel e o governo não aceita estes problemas como justificáveis para um aumento.

PERGUNTA — Dr. Wilson Scarpelli — UNIGEO.

Ainda há pouco numa conferência, foi mencionado que o minério de manganês chega a portos no Sul do país a preços muito altos, não competitivos com o minério de manganês importado devido essencialmente ao alto preço de

cabotagem nacional. Para o consumidor nacional fica mais barato importar manganês da África, do outro lado do Atlântico, do que trazer do Amapá. Este é um fato que o governo até hoje não conseguiu alterar.

O caulim do Jari aparentemente chegaria mais barato aqui ao Sul, caso viesse por via marítima. Já fizeram experimentos de custos para se verificar se isso é correto? Se ele seria realmente mais vantajoso economicamente aqui no Sul contra o caulim da Caulisa, porque outra alternativa para o caulim do Jari seria por transporte rodoviário, pela Belém-Brasília. Neste caso o percurso sendo maior, custaria mais caro o transporte. Só perguntaria se, de fato, o caulim do Jari, chegaria mais barato aqui ao Sul do país.

RESPOSTA — O caulim vai vir do Jari, de caminhão mesmo. Porque o custo marítimo é uma desgraça. Inclusive fizemos uma série de tentativas no sentido de trazer o caulim através do porto de Cabedelo, vinha aqui para Santos, mas é completamente anti-econômico. Tentamos trem, e surgiu o problema de bitola, é preciso trocar de vagão, etc. etc. e é muito complicado.

Então o frete ainda é o principal elemento de custo do caulim e vai ser também o principal elemento de custo no caulim do Jari. Entretanto, devido às restrições às importações, e à necessidade de um depósito de 100% sem correção monetária, só isso já aumenta em 50% o custo do equipamento e da matéria-prima devido à desvalorização e às dificuldades da importação e tudo mais, é mais barato trazer caulim da Caulisa, do que um caulim americano. O caulim do Jari deve chegar aqui com um preço mais ou menos por volta de Cr\$ 1,50 a 1,60 o quilo, enquanto que o caulim americano está por volta de Cr\$ 3,00 a Cr\$ 4,00, quer dizer ainda chega a 50% do preço. E o Jari tem condições de produzir mais barato porque enquanto a Caulisa tem um rendimento de 30%, o Jari tem um rendimento de 90%. Eles só fazem caulim coloidal, e aquilo praticamente, como é 10% da produção, eles têm uma produção de apenas 10% em mercado nacional o custo deles é relativamente barato, o seu custo operacional é barato. Então o custo final deles é inferior ao custo do caulim da Caulisa, aqui em São Paulo, apesar do acréscimo do frete.

O COORDENADOR — O assunto já foi bastante discutido e esclarecido para que possamos encerrar os nossos trabalhos. Quero ainda agradecer ao Eng. Abel pela sua presença, pelo valor da sua exposição, agradeço em nome do Centro Moraes Rego, e espero tê-lo aqui outras vezes, sempre nos atualizando em questões de caulim porque conferências como esta são quase que indispensáveis num simpósio de mineração. Agradeço a presença de todos e passo a palavra agora ao nosso companheiro do Centro Moraes Rego.

O PRESIDENTE DA MESA — Quero apenas apresentar os agradecimentos da Comissão Organizadora do VI Simpósio Brasileiro de Mineração ao Eng.

Abel e aos presentes, e meu muito obrigado pelo comparecimento. Está encerrada a sessão e também os trabalhos do dia de hoje.

Sessão - dia 06/08/1976

1.0 INTRODUCTION

Asbland (1975) has developed a new line of cationic silica flotation reagents specialized for the flotation of iron ores as supply.

One specific objective of the line is increasing the efficiency of distributed cationic silica companies. The effective reagent for flotation of iron ores is a process. The results of the operation are as follows:

Lamco, Adelaide, Australia Iron Ore use only anionic reagent is designed for feed containing Michigan grained earth. The plant MG-98A-2 flotation and have had the opportunity to share our experience.

“SOME ASPECTS OF CATIONIC SILICA FLOTATION OF BRAZILIAN ITABIRITES”

2.0 ITABIRITES

The flotation of iron ores and flexible process. 15-20 percent of iron concentration. Acceptable variety of iron ores noticeable iron and silica separation realized with

Expositor:

Mr. Jerry Fahey

Coordenador:

Dr. Waldemar Constantino
Escola Politécnica — USP.

CMR

1.0 INTRODUCTION

Ashland Chemical Company is both manufacturer and distributor of a broad line of chemical products. Research, quality control and a high degree of specialization in areas of primary service provide a base for pioneering as well as supplying large quantities of chemicals to all kinds of manufacturers.

One specific area of primary interest to us is the development and application of the finest cationic silica collectors possible and is due primarily to the increasing necessity of recovering minerals from lower grade but more widely distributed ores. Historically, we have worked in conjunction with mining companies to develop and optimize the chemical parameters necessary for effective beneficiation. Early applications were primarily that of adding amine flotation and possibly a regrind mill at the end of a magnetic concentration process. This increased concentrate iron content with lower silica, which resulted in lower freight costs per iron unit and more efficient blast furnace operation with less slag production. This technology is now used at the following: Pilot Knob Pellet Co., Empire Mining Co., Sherman Mining Co., Lamco, Adams Mine, National Steel and Griffith Mines. Then in late 1973, Iron Ore Company of Canada opened the first iron ore processing facility to use only amine flotation for beneficiation. The plant uses Arosurf MG-83 and is designed to produce 4 MM long tons/yr. of concentrate from a hematite feed containing 55% iron. In mid-1974, Cleveland Cliff's new Tilden Plant in Michigan, U.S.A., went on stream. This is the first plant to treat a fine grained earthy hematite ore via selective flocculation and cationic flotation. The plant is designed for 4 MM L.T./yr. of concentrate and uses Arosurf MG-98A-3 as the silica collector. Today, new concentrators that will utilize flotation are being built or planned in Africa, North America and Brazil. We have had the opportunity to test many of these ores in our lab and would like to share our information, particularly that pertaining to itabirites with you.

2.0 ITABIRITE FLOTATION

The flotation of silica from Brazilian itabiritic low grade ore is an efficient and flexible process. Efficient in that it is relatively uncomplex to upgrade ore 15-20 percentage points and flexible in that mill operator can adjust final concentrate grade to compensate for fluctuations in ore feed composition. Acceptable iron concentrate grade and recovery are easily achieved via a variety of beneficiating schemes. This ease of upgrading is due primarily to the noticeable absence of troublesome middling particles in the feed. Liberation of iron and silica at about 10-20 mesh (1.70 mm—850 μ m) results in a good clean separation using only a few flotation stages. High grade concentrates are realized with only one bank of rougher flotation cells in many cases, however,

for superconcentrates cleaner cells may be added. Closed circuit iron recoveries of 90% and better are possible when two stage scavenger flotation is employed; or as much of the silica is in the coarser particle size fraction, +200 mesh (75 μ m), fine screening and recirculation of the screen undersize from a single stage scavenger froth may suffice.

3.0 EVALUATING ITABIRITES FOR CONCENTRATABILITY

Much of our experience at Ashland relates to lab testing amines and processes on itabirites for possible plant application. In developing methods for upgrading these itabirites via flotation invariably the areas of critical importance that must be defined are:

- 1) The effects of particle size and distribution on flotation grade and recovery.
- 2) The effects of slimes on flotation response.
- 3) The effects of hematite depressants on flotation response.
- 4) The effects of collectors, frother and pH on flotation efficiency.

3.1 THE EFFECTS OF PARTICLE SIZE AND DISTRIBUTION ON FLOTATION GRADE AND RECOVERY

The grinding characteristics of the ore to be tested must be ascertained. This can be achieved by grinding presplit ore charges for varying times such as 8, 12, 16 and 20 minutes each, all other conditions such as ball charge, % solids, RPM of mill, and chemical additives being held constant. These ground charges may then be further tested using a preliminary flotation procedure. Results when plotted on a graph should indicate optimum flotation grind times necessary to achieve desired metallurgy. Generally, too coarse a grind results in a decrease in concentrate grade whereas extremely fine grinding leads to excessive fine hematite losses in the tailings.

3.2 THE EFFECTS OF SLIMES ON FLOTATION RESPONSE

With itabirites, excessive slimes are detrimental to flotation for the following reasons: They inhibit coarse silica flotation by coating the particles thus preventing complete amine adsorption, they consume large amounts of collector due to their tremendously high surface area, their presence cause extensive flotation times and voluminous froths. The easiest way to minimize these adverse effects is to incorporate a desliming step. This can be accomplished by conditioning the ground slurry with a small amount, usually 100-250 g/t of a dispersant such as sodium silicate followed by a settling period and subsequent siphoning of the supernatant slimes. This cycle of agitation, sedimentation, and siphoning may be repeated as many times as necessary until the desired weight rejection is obtained. Most itabirites we have processed required less than two stages of deslime to remove 3-10% weight percent. Total iron loss is usually less than five percent.

3.3 THE EFFECTS OF HEMATITE DEPRESSANTS ON FLOTATION RESPONSE

Depressants are used where minerals to be separated have similar flotation characteristics — for example quartz and hematite. Without the addition of a hematite depressant, amine collectors will adsorb on both minerals resulting in poor selectivity. It is important that depressants be thoroughly evaluated as to both starch type and method of dispersion preparation in order to achieve the best performance. For our testing on itabirites we use pearl starch of Brazilian origin prepared by adding six parts starch as a cold water slurry to boiling water containing one part NaOH. Too little starch results in fine hematite flotation during later stages of flotation with significantly higher iron unit losses in the tailings.

3.4 THE EFFECTS OF COLLECTORS, FROTHERS AND pH ON FLOTATION EFFICIENCY

Effective mineral separation via froth flotation with itabirites requires the use of chemical additives. They are:

- 1) The collector or flotation reagent which imparts the hydrophobicity to the silica.
- 2) The frother which lowers the aqueous surface tension to produce a semistable foam at the air-water interface.
- 3) The pH regulator, in this case NaOH, which is used to enhance the selective adsorption of the collector to a specific mineral surface.

Good collectors, such as Arosurf MG-98A or MG-83, should be liquid, easily dispersible, highly active, selective and readily available. The easiest method of evaluating collectors is to test them side by side under standard conditions carefully noting difference in grade achieved, use levels and recovery. The appearance of large, sparsely mineralized bubbles usually indicate amine starvation. Inversely a highly meticular froth indicates that fine hematite is being floated due to over reagentization. Typically 75-125 g/t amine is sufficient to upgrade itabirites. Frother requirements are usually one-fourth that of the amine. Frother types and ratios may be determined by simple substitution.

The desired pH for economical flotation can also be determined by experimentation. The data from three or four lab tests run at different pH's should yield an acceptable determination of the optimum.

4.0 DATA FROM TESTS

The following selected data from tests using two distinct types of itabirites, ores A+B, illustrate the metallurgy that can be achieved as the process is optimized.

ORE B

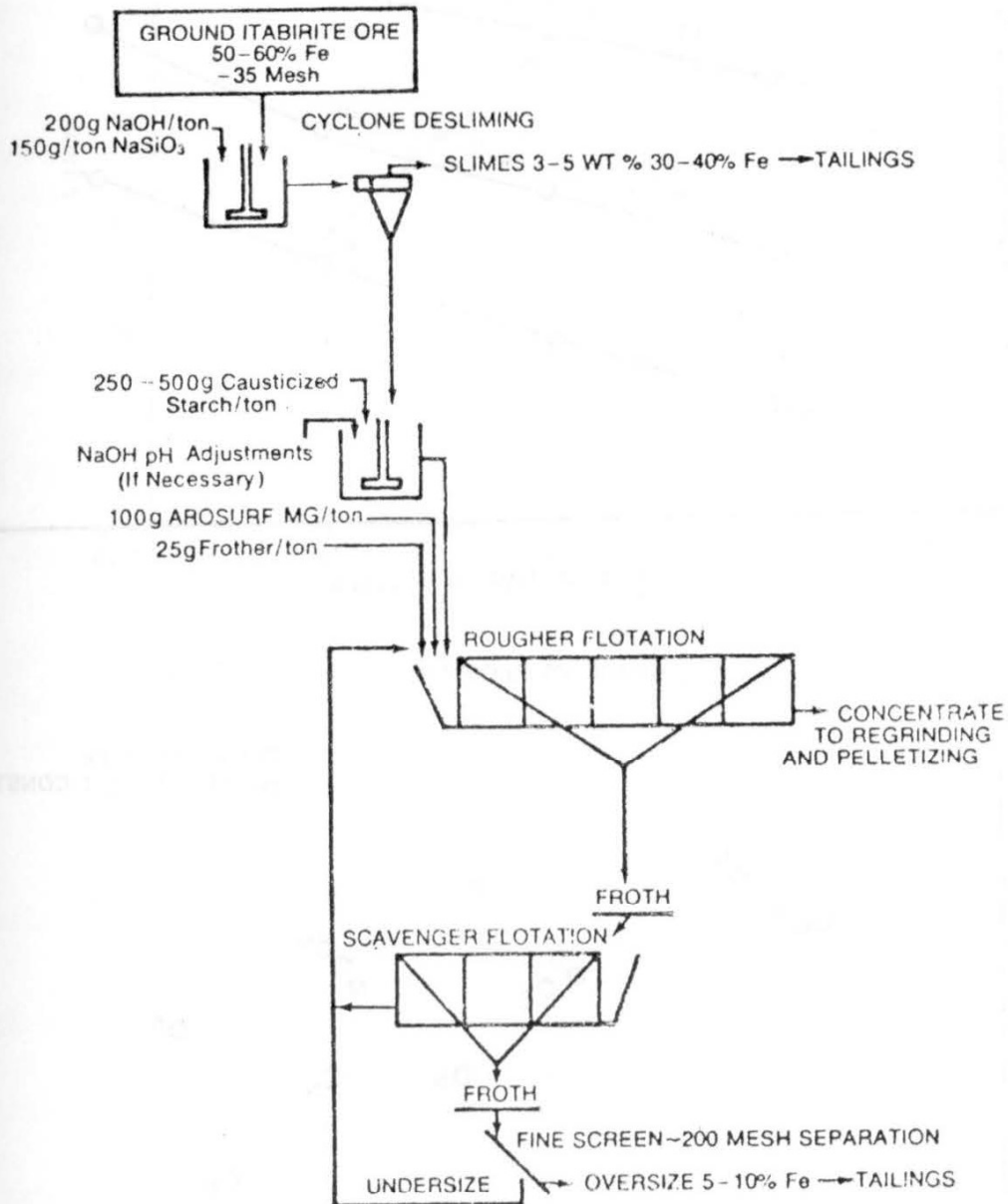
Time	Grind		Deslime		Starch Conditioning			Rougher Flotation		
	Sodium Silicate	No. of Stages	No. of Stages	Settling Period	Pearl Starch	NaOH	Arosurf MG-83	MIBC	pH	
10	250 g/t	1	1	3.0'	500 g/t	250 g/t	125 g/t	25 g/t	7.95	
Product	Wt. %		Assay % Fe		% Fe Dist.		Cum. % Fe Dist.			
Conc	59.82	66.15	76.94	76.94				76.94		
Scav 1 UF	10.11	60.01	11.80	88.74				88.74		
Scav 2 UF	2.84	54.94	3.03	91.77				91.77		
Froth	22.98	8.83	3.95	95.72				95.72		
Slimes	4.24	51.84	4.28	100.00				100.00		
	100.00	51.43	100.00							

Locked cycle tests were run on ore Type A. The purpose was to measure the effects of recycled scavenger underflows on concentrate grade and recovery. Equilibrium was achieved during cycles 5 through 8. Average concentrate grade was 68.63% Fe. No attempt was made to compensate for increased amine concentration from recycled products, therefore, recovery was unrepresentatively low (88.09%).

METALLURGICAL BALANCE ON CYCLES 5 THROUGH 8

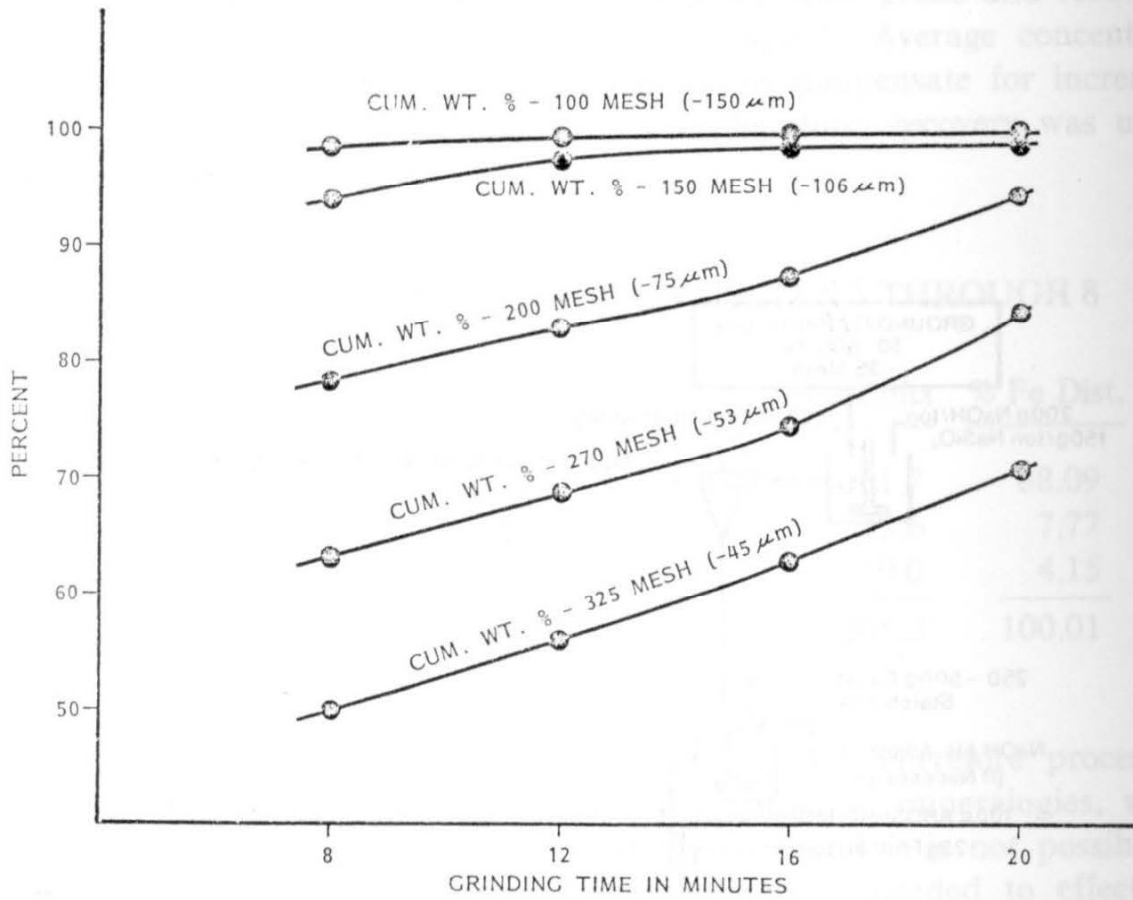
<u>Product</u>	<u>Wt. (GMS)</u>	<u>% Fe</u>	<u>Fe Units</u>	<u>% Fe Dist.</u>
Conc	1547.0	68.63	1061.7	88.09
Froth	707.2	13.24	93.6	7.77
Slimes	126.9	39.40	50.0	4.15
Calculated Head Assay	2381.1	50.62	1205.3	100.01

No two ores respond to flotation exactly the same. Therefore processing alterations and modifications to accommodate different mineralogies, water chemistry, etc., are quite common. With this in mind it is not possible to predict the exact chemical and physical parameters needed to effectively upgrade any individual ore without testing. However, experience has shown us that the basic criteria for evaluating itabirites for concentratability frequently encompass those mentioned in this paper, and we thank you for allowing us to present them.

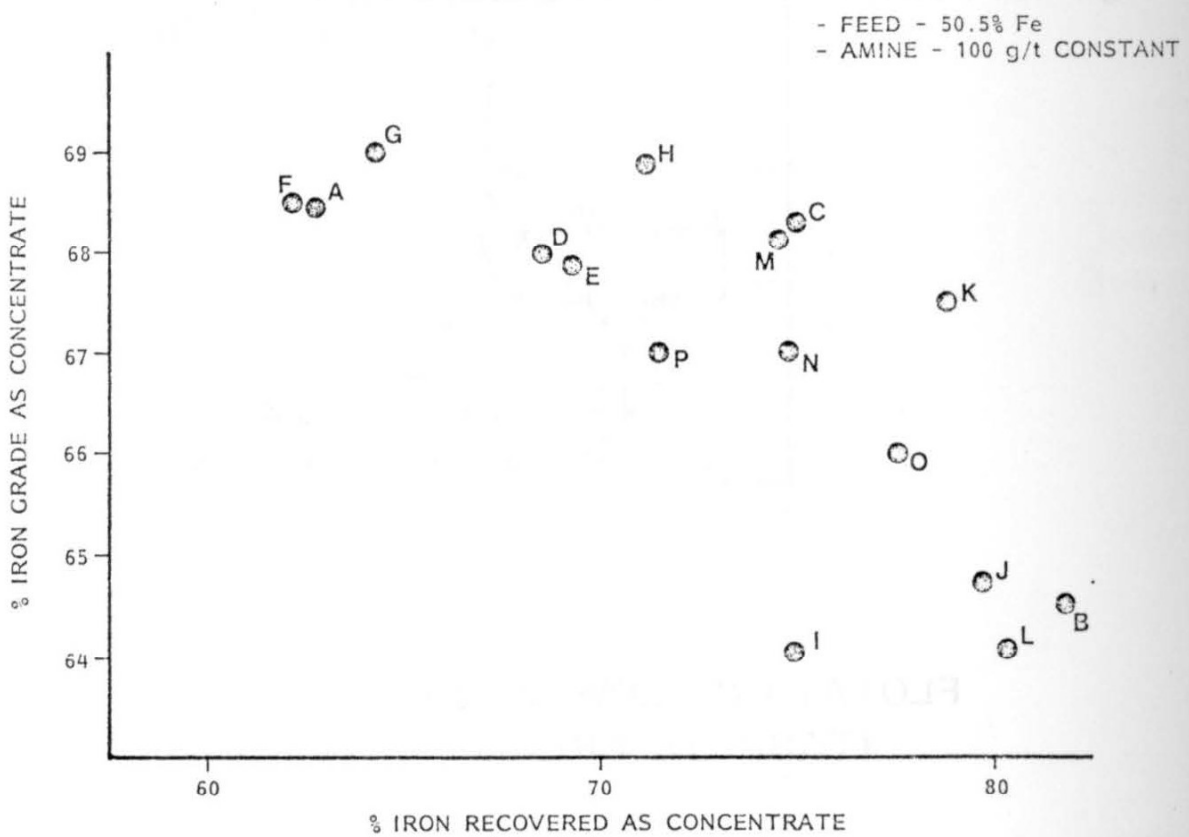


FLOTATION FLOW SHEET
ITABIRITE ORE

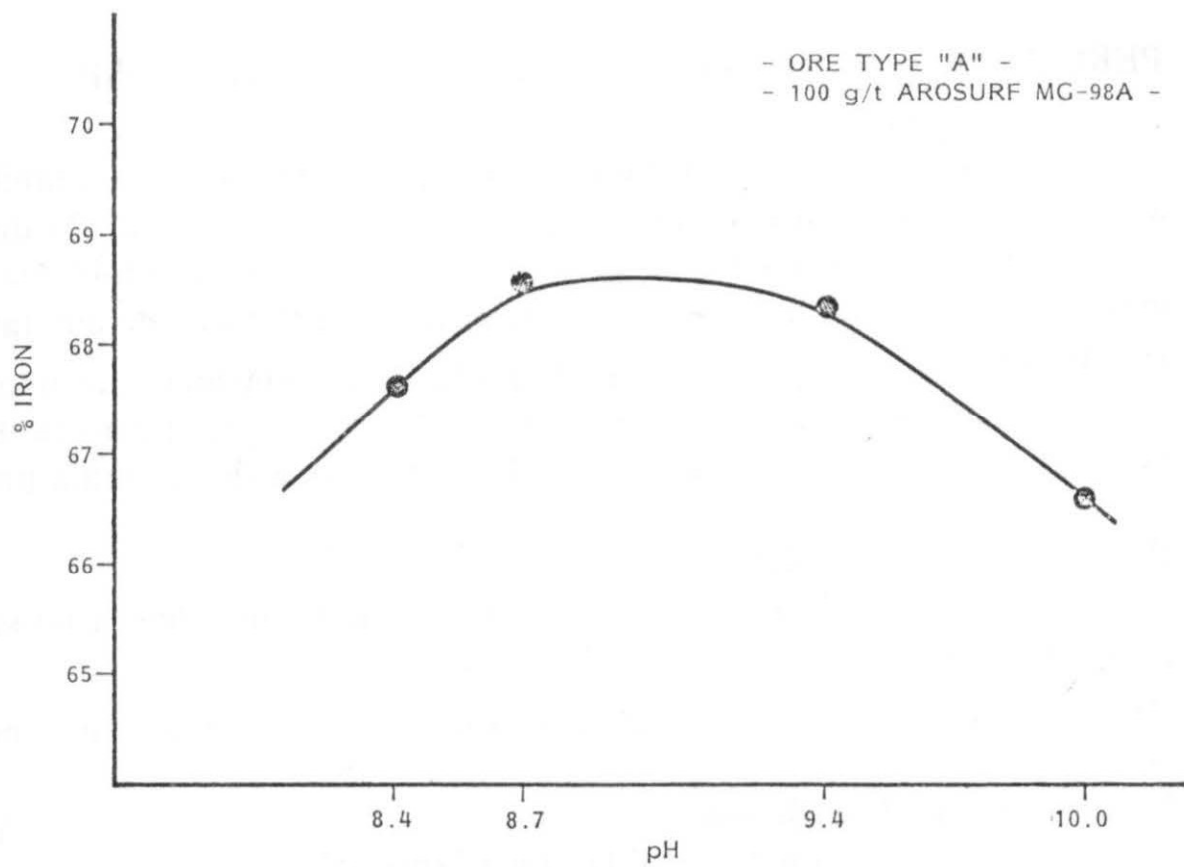
SIZE DISTRIBUTION VS GRINDING TIME IN LAB BALL MILL



GRADE VS RECOVERY



THE EFFECT OF FLOTATION pH ON CONCENTRATE GRADE



DEBATES

PERGUNTA — Sr. José Geraldo — Escola Politécnica — USP.

Eu gostaria de saber o seguinte:

No uso da Etamina, já houve algum problema quanto à estabilidade do acetato de amina com a temperatura e o tempo de estocagem. Porque eu tive referências há pouco tempo de que a C. S. estava com um problema de espumação demais na flotação, que acho seja devido à flotação de aminas ácidas.

RESPOSTA — Em primeiro lugar, gostaria de informar que não estamos usando tiaminas e sim tiaminas primárias. Até 50° de temperatura não houve nenhum problema. Não estamos usando a etamina e sim a amina primária.

Pergunta do Sr. Coordenador:

A Ashland está tomando, ou já tomou alguma providência no sentido de produzir a Amina, no Brasil, a MEB e MIBC?

RESPOSTA — Estamos planejando fabricar este produto aqui, no Brasil.

Pergunta do Sr. Coordenador:

E que tipo de amina a Ashland vai fabricar?

RESPOSTA — Será o tipo MG-98A, é um tipo para distribuição. Os catálogos trazem a estrutura química deste tipo de aminas que vamos fabricar no Brasil (os catálogos serão distribuídos). Na maior parte são heterominas. Está tudo explicado no catálogo e não são derivadas de coco.

Pergunta do Sr. Coordenador:

Quanto à matéria prima, os Srs. vão fabricar, no Brasil, o amoníaco, ou vão depender de importação?

RESPOSTA — Alguma coisa vai depender de importação. Provavelmente, no início deverá ser importada, mas será uma pequena parte apenas. A maior parte das matérias-primas serão de origem nacional, inclusive o amoníaco.

O COORDENADOR — Gostaria de saber se alguém deseja fazer mais alguma pergunta sobre esse tipo de processo de concentração do Itabirito.

(Pausa).

Agradecendo mais uma vez a presença de todos aproveito a oportunidade para convidá-los a assistirem a mais uma conferência logo após o intervalo. Está encerrada a sessão

Sessão – dia 06/08/1976

*GEOLOGIA, MINERAÇÃO E TRATAMENTO DO MINÉRIO
DE NÍQUEL DO MORRO DO NÍQUEL – MG*

Expositores:

Geol. Jean Claude Griffon
Geólogo, Morro do Níquel S/A.
Helmut Richter
Engenheiro Metalurgista, Morro do Níquel S/A.

Coordenador:

Eng^{ndo} Patrício Ambrósio Santos
– Dept.^o de Eng. de Minas –
EPUSP/ Centro Moraes Rego

INDEX

I	Localização
II	Histórico
III	Geologia do Morro
	1. Estudo por sondagem
	2. Litologia
	3. Divisões metalúrgicas
	4. Gênese do morro
IV	Lavra
V	Metalurgia
	1. Calcinação
	2. Fusão e redução
	3. Refinação do ferro-níquel
VI	Produção Ferro-Níquel
VII	Reservas
VIII	Bibliografia

I — LOCALIZAÇÃO

A usina da Morro do Níquel, situada no Município de Pratápolis (MG), é localizada a 300 Km em linha reta ao Norte de São Paulo ou a 380 Km por estrada. A usina hidrelétrica de Furnas que alimenta a Morro do Níquel em energia elétrica está a 60 Km da jazida.

II — HISTÓRICO

- 1925 — Primeira exploração, pela Cia. Metalúrgica Ribeirão Preto: cavação de 10 poços até uma profundidade de 3 m no lado SE do morro.
- 1935 — Observações geológicas feitas pelo Prof. Luciano Jacques de Moraes (Bol. DNPM n.º 9) que concluiu pela existência de uma jazida econômica de níquel.
- 1957 — Primeiros exames de campo e de laboratório realizados pela Mineração Sertaneja S/A.
- 1966 — Início da exploração pela Morro do Níquel S/A.

III — GEOLOGIA DO MORRO

As rochas regionais pertencem à série "Minas": xisto, gnaiss, anfíbolito e calcário.

No lado NE do morro aflora gnaiss com veios de aplita, de quartzo e de calcedônia. No lado W, as rochas predominantes são anfíbolito e talcoxisto segundo uma direção E-W.

O "morro do níquel" é alongado segundo a direção NW-SE com uma base de 900×400 m e um topo formando uma assentada de 300×150 m. O desnível máximo é de 200 m.

1. Estudo por sondagens

A orla do morro, formando flancos bastante íngremes, foi estudada na fase de pesquisa inicial por meio de poços e é ainda objeto de exploração.

A avaliação da reserva do núcleo do morro foi calculada a partir de um programa de sondagens implantado na assentada do morro (300×150 m) com as características seguintes:

- 120 sondagens rotativas em diâmetro AX, segundo uma malha retangular de 20 m.
- total de metros furados: 6.000 m
- profundidade das perfurações: média = 50 m, min = 25 m, max = 86 m.
- análise química: % Ni, Fe, SiO₂, MgO efetuada cada metro, abaixo da zona lixiviada.

2. *Litologia* (ver perfil transversal)

A descrição dos testemunhos de sondagens permitiu as 3 divisões principais seguintes:

a — Zona inferior

É o bed-rock dos mineradores, composto de uma rocha dura, densa, de cor cinza escuro, que indica de um modo prático o fim da mineralização. Trata-se de um peridotito com traços de serpentização. O peridotito propriamente dito não aflora e nem foi atingido por sondagem.

b — Zona intermediária ou intemperizada

Sua espessura é muito variável (70 a 60 m) com uma média de 30 m. Ela é representada por um serpentinito extremamente fraturado de cor amarelado a esverdeado, geralmente leve quando é mineralizado (P.S. = 1.8), atravessado por numerosos veios de garnierita, quartzo e calcedônia.

No detalhe, o fácies do serpentinito apresenta variações brutais de cor e peso, o que indica uma grande heterogeneidade na repartição da mineralização. Porém, pode-se distinguir 2 faixas:

— em profundidade, sobre alguns metros, a rocha é relativamente densa e compacta e forma uma zona de transição com um teor de Ni ao redor do cut-off de 1%. As características são as seguintes: rocha de cor geralmente cinza, fraturação com veios silicificados ou com preenchimento parcial de MgO (chapas brancas). A aparição dessas chapas indica, em termos práticos de lavra, o fim da mineralização;

— A parte superior que representa a quase totalidade da massa desta zona é constituída de uma rocha leve, pouco resistente até friável, de cor amarelada, marrom claro, bege ou creme, geralmente esverdeada devido a uma intensa microfissuração com preenchimento de garnierita.

Esta zona forma o horizonte níquelífero propriamente dito, com teor de Ni entre 1,0 e 2,0%, que excepcionalmente pode atingir 3,0 a 4,0%.

c — Zona superior ou lixiviada

Sua espessura é também muito variável, pois depende diretamente da erosão superficial. A espessura média é de 13 m variando de 0 a 40 m.

Esta formação determina um tabuleiro.

— A parte basal é formada por uma zona de transição de alguns metros com a zona intermediária. Ela é essencialmente terrosa, de cor marrom avermelhado com numerosas placas milimétricas a centimétricas de calcedônia. Testemunhos de serpentinito amarelado ou bege da zona subjacente são ainda conservados segundo uma repartição irregular.

— A parte superior é formada por uma trama dura de calcedônia, de cor marrom, lembrando macroscopicamente a trama da antigorita. Ela se

apresenta como uma rocha porosa devido à decomposição do serpentinito, particularmente leve com um peso específico inferior a 1,0. De fato, essa rocha, mergulhada na água, flutua um momento e se afunda depois do preenchimento das cavidades pela água.

É uma zona estéril, apesar de ser atravessada por raros veios de garnierita muito decomposta.

3. *Divisões Metalúrgicas* (ver perfil transversal)

A zona economicamente mineralizada com teor de Ni acima do cut-off (Ni = 1,0%) é dividida em 5 faixas segundo a relação ácido/base ou $R = \text{SiO} / \text{MgO}$: 1,0-1,7; 1,8-2,5; 2,6-3,0; 3,1-5,0; sup. 5,0, sendo a relação 1,5-1,7 correspondente à faixa ótima para fusão no forno elétrico.

Essas faixas formam níveis perfeitamente correlacionados na totalidade da jazida e mostram uma sucessão e uma progressão vertical da base para o topo do serpentinito mais básico a mais ácido.

Observam-se as seguintes concentrações:

- o teor de SiO (% média = 48; max = 75) aumenta da base para o topo.
- os teores de Ni e MgO (% Ni = 1,0-2,0); (% MgO = média 28, máxima 40), aumentam do topo para a base.
- o teor de Fe se mantém constante (% média = 6,1), com uma transformação da base para o topo do Fe++ para Fe+++.

4. *Gênese do Morro*

A — *Observações diretas*

a — estrutural

- Existência de um sistema retangular de “falhas” de reajustamento NW-SE e NE-SW de caráter local. Na realidade, essas “falhas” são descontinuidades de idade relativa anterior à mineralização. De fato, não há correspondência entre as espessuras dos níveis mineralizados de cada lado desses planos que assim serviriam parcialmente de drenagem para os elementos mineralizados.
- Os contatos zona inferior — zona intermediária e zona intermediária — zona lixiviada são grosseiramente paralelos.
- Existência de uma fraturação intensa em todo o maciço, com um sistema de diaclases em todas as direções sem nenhuma direção constante. Esse tipo de fraturação é provocado por efeitos dinâmicos: hidratação vertical Per ascensum do peridotito sem perda dos elementos constituintes. Esse fenômeno provoca um enchimento da rocha, daí a aparição das diaclases, pseudo-filões, milonitas, brechas sem direção privilegiada, mas bem mineralizadas e que constitui a própria jazida.

2. *Litologia* (ver perfil transversal)

A descrição dos testemunhos de sondagens permitiu as 3 divisões principais seguintes:

a — Zona inferior

É o bed-rock dos mineradores, composto de uma rocha dura, densa, de cor cinza escuro, que indica de um modo prático o fim da mineralização. Trata-se de um peridotito com traços de serpentinização. O peridotito propriamente dito não aflora e nem foi atingido por sondagem.

b — Zona intermediária ou intemperizada

Sua espessura é muito variável (70 a 60 m) com uma média de 30 m. Ela é representada por um serpentinito extremamente fraturado de cor amarelado a esverdeado, geralmente leve quando é mineralizado (P.S. = 1.8), atravessado por numerosos veios de garnierita, quartzo e calcedônia.

No detalhe, o fácies do serpentinito apresenta variações brutais de cor e peso, o que indica uma grande heterogeneidade na repartição da mineralização. Porém, pode-se distinguir 2 faixas:

— em profundidade, sobre alguns metros, a rocha é relativamente densa e compacta e forma uma zona de transição com um teor de Ni ao redor do cut-off de 1%. As características são as seguintes: rocha de cor geralmente cinza, fraturação com veios silicificados ou com preenchimento parcial de MgO (chapas brancas). A aparição dessas chapas indica, em termos práticos de lavra, o fim da mineralização;

— A parte superior que representa a quase totalidade da massa desta zona é constituída de uma rocha leve, pouco resistente até friável, de cor amarelada, marrom claro, bege ou creme, geralmente esverdeada devido a uma intensa microfissuração com preenchimento de garnierita.

Esta zona forma o horizonte niquelífero propriamente dito, com teor de Ni entre 1,0 e 2,0%, que excepcionalmente pode atingir 3,0 a 4,0%.

c — Zona superior ou lixiviada

Sua espessura é também muito variável, pois depende diretamente da erosão superficial. A espessura média é de 13 m variando de 0 a 40 m.

Esta formação determina um tabuleiro.

— A parte basal é formada por uma zona de transição de alguns metros com a zona intermediária. Ela é essencialmente terrosa, de cor marrom avermelhado com numerosas placas milimétricas a centimétricas de calcedônia.

Testemunhos de serpentinito amarelado ou bege da zona subjacente são ainda conservados segundo uma repartição irregular.

— A parte superior é formada por uma trama dura de calcedônia, de cor marrom, lembrando macroscopicamente a trama da antigorita. Ela se

apresenta como uma rocha porosa devido à decomposição do serpentinito, particularmente leve com um peso específico inferior a 1,0. De fato, essa rocha, mergulhada na água, flutua um momento e se afunda depois do preenchimento das cavidades pela água.

É uma zona estéril, apesar de ser atravessada por raros veios de garnierita muito decomposta.

3. *Divisões Metalúrgicas* (ver perfil transversal)

A zona economicamente mineralizada com teor de Ni acima do cut-off (Ni = 1,0%) é dividida em 5 faixas segundo a relação ácido/base ou $R = \text{SiO} / \text{MgO}$: 1,0-1,7; 1,8-2,5; 2,6-3,0; 3,1-5,0; sup. 5,0, sendo a relação 1,5-1,7 correspondente à faixa ótima para fusão no forno elétrico.

Essas faixas formam níveis perfeitamente correlacionados na totalidade da jazida e mostram uma sucessão e uma progressão vertical da base para o topo do serpentinito mais básico a mais ácido.

Observam-se as seguintes concentrações:

- o teor de SiO (% média = 48; max = 75) aumenta da base para o topo.
- os teores de Ni e MgO (% Ni = 1,0-2,0); (% MgO = média 28, máxima 40), aumentam do topo para a base.
- o teor de Fe se mantém constante (% média = 6,1), com uma transformação da base para o topo do Fe^{++} para Fe^{+++} .

4. *Gênese do Morro*

A — *Observações diretas*

a — estrutural

- Existência de um sistema retangular de “falhas” de reajustamento NW-SE e NE-SW de caráter local. Na realidade, essas “falhas” são descontinuidades de idade relativa anterior à mineralização. De fato, não há correspondência entre as espessuras dos níveis mineralizados de cada lado desses planos que assim serviriam parcialmente de drenagem para os elementos mineralizados.
- Os contatos zona inferior — zona intermediária e zona intermediária — zona lixiviada são grosseiramente paralelos.
- Existência de uma fraturação intensa em todo o maciço, com um sistema de diaclases em todas as doreções sem nenhuma direção constante. Esse tipo de fraturação é provocado por efeitos dinâmicos: hidratação vertical Per ascensum do peridotito sem perda dos elementos constituintes. Esse fenômeno provoca um enchimento da rocha, daí a aparição das diaclases, pseudo-filões, milonitas, brechas sem direção privilegiada, mas bem mineralizadas e que constitui a própria jazida.

b — fácies

Do topo para a base pode ser esquematizada a coluna litológica seguinte:

- solo recente pelicular (não laterítico)
- zona totalmente lixiviada estéril: esqueleto de calcedônia residual com ausência dos elementos constituintes do peridotito original.
- zona de transição superior, terroso, muito silicosa, irregularmente mineralizada,
- zona inintermediária intemperizada: serpentinito níquelífero
- zona de transição inferior com concentração de MgO (= fim da mineralização em Ni)
- bed-rock: peridotito serpentinizado estéril.

B — Gênese

O conjunto dessas observações mostra uma migração per descensum do Ni em solução dentro do serpentinito tornando-se poroso e permeável por vários sistemas complexos e superpostos de fraturação. Esse fenômeno é responsável por uma distribuição muito heterogênea da mineralização, com teor mais alto de Ni nos planos de micro diaclases e de brechas ou pseudo-filões.

Neste movimento descendente, o MgO acompanha o Ni, e o excesso de magnésio é como empurrado para um nível mais baixo constituído do peridotito serpentinizado impermeável formando obstáculo, onde forma uma concentração. É o nível conhecido de chapas brancas de MgO, que indica realmente o final da mineralização do Ni em teor econômico.

A parte superior do maciço exposta à intemperização e à erosão se enriquece em SiO₂ e transforma Fe⁺⁺ em Fe⁺⁺⁺ até criar uma nova rocha derivada do serpentinito, mas totalmente lixiviada e resistente, formando um capeamento.

IV — LAVRA

O processo pode se esquematizar como segue:

1. Preparação das frentes com tratores
2. Amostragem por canal (l=10 cm) e análises de Ni, Fe, SiO₂, MgO
3. Lavra propriamente dita com cortes feitos por tratores e reamostragem e análises
4. Transporte do material extraído das frentes para estoques de homogeneização (4 pilhas com total de 120.000 t) (ver fluxograma em anexo, elaborado por Jasminor Martins Vivas, engenheiro da Morro do Níquel S.A. e Vladimir APS da Escola Politécnica, da USP)
5. Homogeneização: Descarga longitudinal e amostragem no estoque sendo 1 amostra de 100 kg aprox. representativas das cargas de 25 caminhões.

Daí é calculado a média ponderada do dia, completada por nova análise dos elementos citados no item 2.

Os objetivos principais da homogeneização são:

- diminuir ao máximo as diferenças na análise química do minério procedente das partes diferentes da mina;
 - obter um minério com características constantes para facilitar sua fusão, com uma análise média de: 1,3% Ni, 6,1% Fe, 48,7% SiO₂, 28,4% MgO, 11,0 P.
 - garantir o suprimento da planta metalúrgica durante chuvas prolongadas quando a mina não puder ser operada.
6. Cortes transversais do estoque de homogeneização para transporte do minério para um estoque coberto (10.000 t) e, em seguida, no britador de mandíbulas.

V — METALURGIA

A recuperação do níquel na “Morro do Níquel” S.A. é feita por via pirometalúrgica (ver fluxograma).

1. Calcinação

Os principais objetivos da calcinação são:

- a) eliminação da umidade do minério que pode atingir 25-30%;
- b) eliminação da água de constituição que está entre 10-12%;
- c) pré-aquecimento da carga, que é consequência dos itens a) e b).

Estas medidas são necessárias para garantir uma operação do forno elétrico controlada, além de implicar na substituição de energia elétrica por óleo combustível.

A calcinação do minério é feita em dois fornos rotativos, um com 56 m de comprimento e 2,5 m de diâmetro e o outro com 66 m de comprimento e 3 m de diâmetro. Cada um alimenta um forno de redução. A capacidade dos dois fornos é de 620 t minério seco/dia, descarregando minério acima de 800° C. O revestimento é sílico-aluminoso. O aquecimento é feito com óleo combustível cujo consumo específico por tonelada de minério seco é de 70 Kg.

Durante o aquecimento do minério serpentínico $6 \text{ (Ni, Mg) Si O (OH)}$ 3 (MgNi) , $2 \text{ SiO}_2 \text{ H}_2\text{O}$, ocorrem diversas reações detectadas na análise termo-diferencial.

- a) 100-120° C: liberação da água mecanicamente presa no minério acompanhado por um ligeiro “pico” endotérmico.
- b) 630-670° C: dependendo do teor de Ni e Fe, aparição de um forte “pico” endotérmico quando a água de constituição é desprendida. Em geral, nota-se a tendência de deslocamento do pico endotérmico para temperaturas mais altas com a diminuição do teor do Ni.

c) 800-840°C: Pico exotérmico explicado pela recristalização da antigorita para forsterita (?). Isto significa que, abaixo desta temperatura, o níquel e o magnésio estão em suas formas de óxidos e, acima destas temperaturas, após a recristalização, sob formas de silicatos, fatos importantes quando se pensa em redução seletiva do minério.

O minério calcinado é transferido dos fornos rotativos para os fornos de redução, evitando o máximo possível a perda de calor latente do minério. Como o calor específico do minério está em torno de 0,25 Kcal/Kg°C, cada 100° C em uma tonelada de minério significam quase 30 kWh.

2. Fusão e Redução

Para executar esta fase do processo estão instalados dois fornos elétricos de redução com capacidade nominal de 4.800 kVA e 13.500 kVA, respectivamente. Os fornos são do tipo redondo, trifásicos, com eletrodos de pasta Soderberg submersos na carga. O revestimento que está em contato com as fases líquidas é de refratário básico. O minério calcinado é carregado, junto com o redutor carvão vegetal, em silos que alimentam continuamente o forno, onde se opera a fusão e redução parcial. O metal formado decanta e acumula-se no cadinho do forno. O metal e a escória essencialmente livre de níquel são retirados periodicamente. As análises típicas desses dois produtos são:

— Ferro-níquel (FN-4)

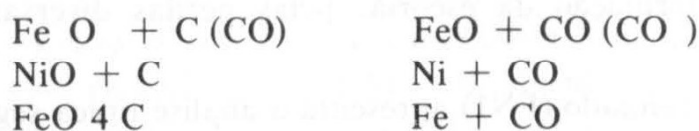
%	Ni	Si	C	Cr	S	P	Mn
	20,0	3,0	2,0	1-2	0,12	0,14	0,50

— Escória

%	Ni	SiO ₂	MgO	Fe
	0,05	59,5	35,4	2,7

A composição química da escória explica as altas temperaturas de fusão atingidas (1590-1630° C), as energias gastas para a fusão do minério, em parte a composição do metal e o alto fator de potência observada (cos em torno de 0,95).

As reações principais são:



É necessário reduzir certa quantidade de ferro para garantir uma recuperação razoável do níquel. No total, cerca de 4,5% do minério seco são reduzidos e formam o ferro-níquel cru (FN-4). O pouco monóxido de carbono produzido, proveniente das reações de redução, queima na sua maior parte na superfície da carga dentro do forno e outra parte deve participar na pré-redução observada em amostras retiradas da carga quente misturada com carvão vegetal.

São consumidos em média nos dois fornos, para a fusão do minério e redução dos metais, 5-6 Kg de pasta Soderberg, 620 kWh e 25 Kg de carvão vegetal, para uma tonelada de minério seco (em estado pré-aquecido). 80 a 100 t de minério seco são necessárias para produzir uma tonelada de níquel.

Uma parte do metal assim obtido é lingotado numa máquina de lingotamento contínuo, quando é destinado para venda como ferro-níquel FN-4 ou FeNi AI. A outra parte é refinada.

3. Refinação do ferro-níquel FN-4

A refinação consiste basicamente na diminuição dos teores dos elementos: carbono, silício, manganês, cromo, fósforo e enxofre para níveis fixados por normas. O produto refinado denomina-se FN-1 ou, conforme ABNT, FeNi B1 (baixo carbono).

Eliminação do enxofre

A maior parte do enxofre é eliminada do ferro-níquel cru, durante o vazamento do forno de redução em panela que transporta o metal líquido. São usados carbonato de sódio, cal e fluorita como agentes de dessulfuração. Uma outra parte do enxofre é eliminada do metal, durante o refino no conversor LD.

Eliminação dos outros elementos com conversos LD

Silício, carbono, manganês, cromo e fósforo são oxidados e diminuídos abaixo dos limites permitidos pelas normas no conversor LD, usando oxigênio tecnicamente puro e produzido numa instalação própria da Morro do Níquel. As adições para a formação das escórias necessárias são cal e fluorita. Com calcário e sucata de retorno da máquina de lingotar, controla-se a energia gerada pela oxidação dos elementos mencionados, especialmente silício e carbono, que não é consumida no aumento necessário da temperatura do metal refinado, na formação da escória, pelas perdas diversas (radiação, resfriamentos, etc).

O ferro-níquel assim refinado (FN1) apresenta a análise típica seguinte:

%	Ni	Si	C	P	Cr	Mn	Co	Cu	Fe
Max.		0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	1,0	0,10	o resto
Min.	18,0								

VI — PRODUÇÃO FERRO-NÍQUEL (1975)

1975	Minério úmido (T)	Minério seco (-15%) (T)	PRODUÇÃO (T)			
			FN-4	Ni	FN-1	Ni
T/ano	250.000	215.000	2.700	550	6.700	1.700
T/mês	20.000	18.000				

VII — RESERVAS

As reservas medidas são de 1.000.000 t de minério seco com teor médio de Ni = 1,3% (cut-off = 1,0%) e SiO₂/MgO = 1,7, o que corresponde no ritmo atual de produção a 5 anos.

Atualmente está em estudo em fase experimental o beneficiamento do minério mais ácido por um processo econômico meramente físico de separação de uma parte da sílica livre.

Conforme os resultados obtidos e dependendo da flutuação dos preços dos mercados interno e externo, a reserva da mina do Morro do Níquel S/A. poderá variar entre 5 a 10 anos.

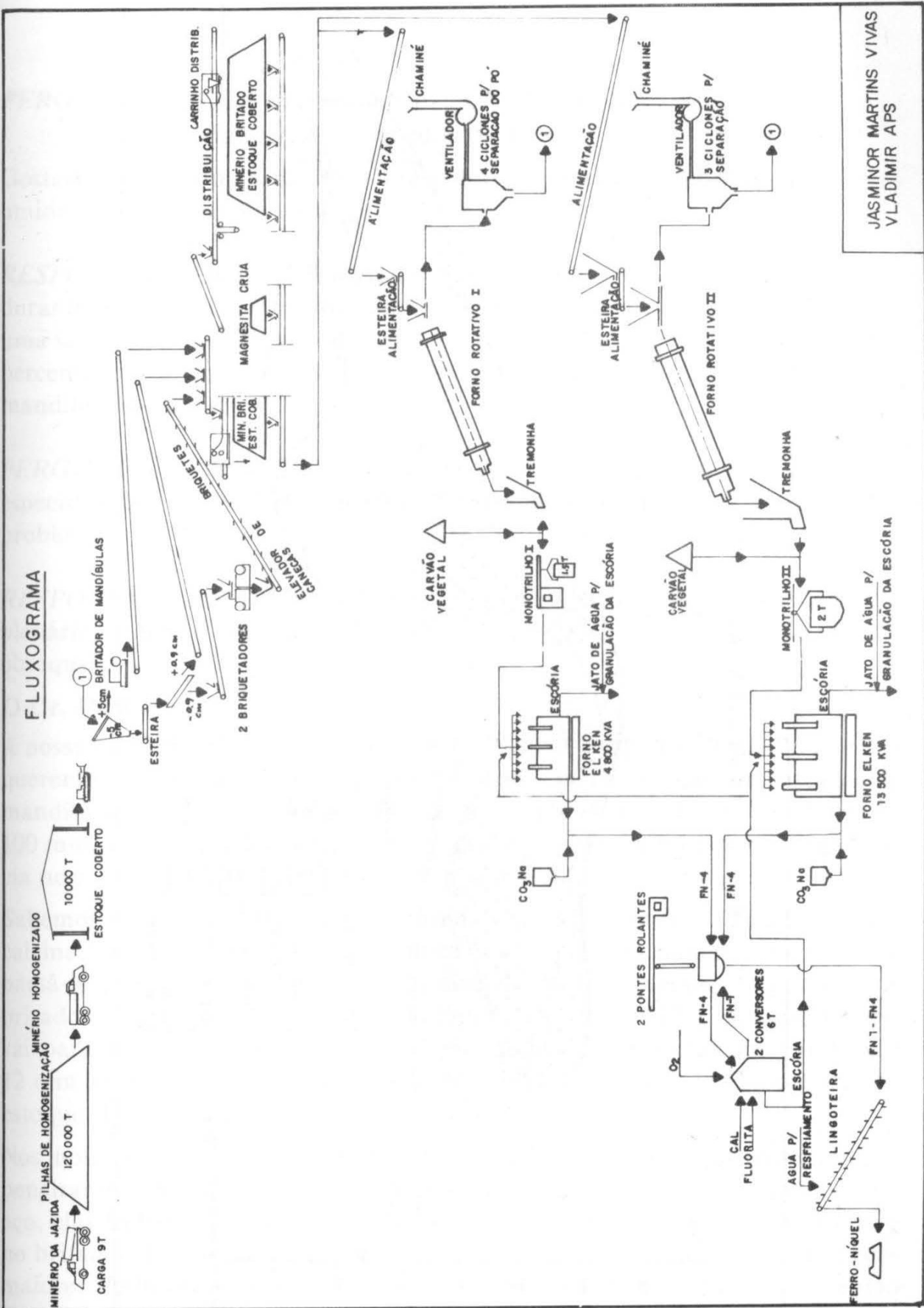
VIII — BIBLIOGRAFIA

A lista seguinte é somente restrita às publicações editadas no Brasil sobre o níquel no Brasil, Morro do Níquel e a tecnologia do níquel.

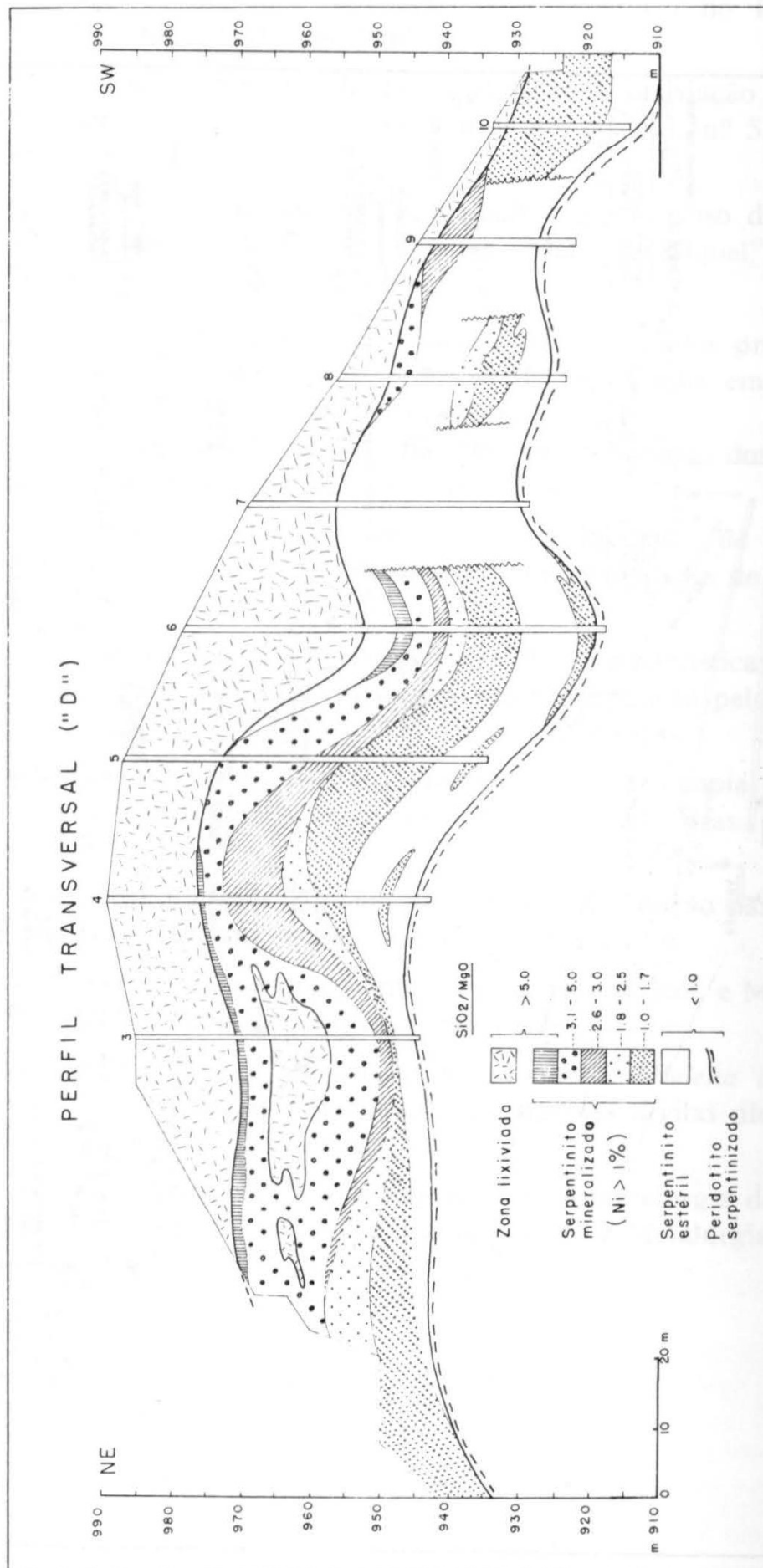
- 1935 — *Luciano J. de Moraes*: Níquel no Brasil — DNPM, Bol. nº 9, Rio de Janeiro
- 1959 — *Souza Santos T.D.*: Refino experimental de gusa niquelífera em forno elétrico básico — A.B.M., vol. 15, nº 55, São Paulo
- 1959 — *Souza Santos T.F.*: Estudo sobre a produção de ferro-níquel a partir de garnierita de Pratápolis (MG), Rel. IPT nº 2935, São Paulo

- 1964 — *E. Langer*: Produção e aplicação do ferro-níquel no Brasil — A.B.M. n° 84, vol. 20, São Paulo
- 1970 — *M. Rodrigues de Moraes, H. Lodewijk Radino*: Lixiviação amoniacal de minério oxidados de níquel — C.T.A., vol. 13, n° 5, S.J. dos Campos
- 1971 — *Cadorin, F.*: Alguns aspectos tecnológicos sobre o uso de silicatos de níquel nos fornos elétricos da usina “Morro do Níquel”, Publ.Int. “Morro do Níquel” S.A., São Paulo
- 1971 — *P.C. de Andrade Neves, J.C. Loureiro Legey*: Estudos preliminares de extração de níquel pelo processo de segregação em minérios oxidados — C.T.A. vol. 14, n° 4
- 1971 — *A. Lakschevitz Jr.*: Processos utilizáveis no tratamento dos minérios oxidados de níquel — C.T.A. vol. 14, n° 14
- 1972 — *E. da Gama Câmara, A. Lakschevitz Jr.*: Processos de separação magnética e segregação aplicados aos minérios oxidados de níquel do Brasil — C.T.A., vol. 15, n° 8
- 1972 — *E. da Gama Câmara, A. Lakschevitz Jr.*: Características de uma laterita niquelífera tendo em vista a sua concentração pelo processo de segregação — C.T.C., vol. 15, n° 9
- 1973 — *Souza Campos Persio, Souza Santos Helena*: Microscopia eletrônica de argilas niquelíferas brasileiras — An. Acad. Bras. Ciências, vol. 45, n° 3/4
- 1974 — *N. Novaes de Almeida, A. Luiz de Almeida*: A redução das lateritas de níquel em leito fluidizado — C.T.A., vol. 17, n° 6
- 1974 — *Axel de Ferran*: Panorama do níquel no Brasil — Geol. e Metalurgia n° 35, Publ. Centro Moraes Rego, São Paulo
- 1975 — *Jefferson Vida Souza, Pérsio de Souza Santos, Helena de Souza Santos*: Caracterização mineralógica de algumas argilas niquelíferas brasileiras. Rel. IPT, São Paulo
- 1975 — *S. Benedito Alvarinho, Souza Santos T.D.*: Mineralurgia do níquel, conjuntura atual e perspectiva futura. Geol. e Metalurgia, n° 37, Publ. Centro Moraes Rego, São Paulo.

FLUXOGRAMA



JASMINOR MARTINS VIVAS
VLADIMIR APS



DEBATES

PERGUNTA — Eng.^o Aparecido Sisti — S. Paulo - SP.
Mineração S. Benedito S/A.

Gostaria de saber mais detalhes a respeito da cominuição e britagem. Se essa umidade não dá problema na britagem e na cominuição.

RESPOSTA — Quando o minério chega a 25,30% de umidade, ele fica durante uma certa temporada num estoque coberto. Nesse estoque então há uma secagem do minério de até 15% de umidade. Na parte de britagem com a percentagem de água, não existe nenhum problema. É só abrir um pouco as mandíbulas, no início.

PERGUNTA — Gostaria de saber ainda, no forno de calcinação quais são as especificações da entrada, quanto à granulometria e se há algum outro problema.

RESPOSTA — Eu pediria, se possível, ao Dr. Richter que se encontra no plenário, e que é o geologista do “Morro do Níquel”, que respondesse, por obséquio.

O Dr. Richter:

A nossa especificação para a entrada no rotativo é um pouco acima do que nós queremos, porque a nossa instalação de britagem tem apenas um britador de mandíbula, que é para uma produção a qual não permite britar abaixo de 100 mm. E sabemos que 100 mm para este tipo de minério é para permanência no rotativo, e a temperatura é um pouco acima do normal.

Sabemos de que precisaríamos em torno de 30 a 35 mm para obtermos uma calcinação quase 100%. Então a nossa preparação do minério, consiste em passá-lo primeiramente numa grelha fixa de 50 mm, depois de passá-lo no britador. Aquela fração abaixo de 50 mm é peneirada a 12 mm, aquela parte vai para a triquetagem, aqueles 3 fluxos depois da triquetagem, entre 50 e 12 mm se reúnem, e com a produção do britador, depois, ele fica coberto no estoque. De lá então vai para o forno rotativo.

Nós notamos que somente abaixo de 17,18% de água é que conseguimos peneirar esse minério, acima disto com estas peneiras, que temos e que são de aço, elas fecham e grudam e é difícil então peneirar. A mesma coisa acontece no britador de mandíbulas, quando se sobe a 25,27% de umidade. As peças maiores deslizam e as mandíbulas não conseguem britar. Neste caso então deveríamos tentar os britadores de rolos, mas não dispomos disso, e temos que agüentar estas dificuldades.

PERGUNTA Eng.^o Nicolino Viola (I.G.G.).

Eu perguntaria se na calcinação, essa granulometria heterogênea não iria dificultar o mais fino, o 12 mm e 50 mm, se não haveria problema na parte melhor calcificada, ou na parte menos calcinada.

Sobre a reserva, o Sr. falou, de início, numa elevação de 200 a 300 m, depois reduziu com platô para 150 e 40 ou 45 m, eu me refiro à parte do morro. Qual o tempo de duração do projeto, reduzido o volume de 1,7?

RESPOSTA — Quando eu falei na base do morro de 900/400 m, essa parte que está em branco, já foi extraída há 12 anos. Não foi objeto de pesquisa porque foi pesquisado diretamente sem sondagem. A primeira hipótese do morro do Níquel onde então, os geólogos pensaram haver uma alteração apenas na orla do morro, considerando o núcleo do morro estéril.

Foi feito anteriormente, nas primeiras pesquisas, umas galerias para mostrar que no Centro desse famoso núcleo existia um teor de até, ou acima de 2% de níquel. Como este teor era bastante alto interpretaram que a galeria atravessara uma zona de fraturação, alguns veios altamente mineralizados, que não foi o caso. Então, decidimos fazer esta pesquisa e obtivemos uma reserva atual de 2 milhões de toneladas, com uma produção de minério, atual, de 50.000 t/a. Temos então 8 anos de reserva ainda.

Como frisei, estamos fazendo um estudo no sentido de tirar a sílica livre e poder então aproveitar essa zona superior que tem um nível de até 2%, e que infelizmente por causa dessa relação de C_2MgO não pode ser aproveitado. Mas neste caso, poderemos talvez baixar o vetor de 1 a 0,6 para então aumentar a vida da mina. Mas estamos ainda na fase experimental, e não é o objetivo da palestra, pois não é ainda muito concreto.

PERGUNTA — Eng.^o Aparecido Sisti — Mineração São Benedito.

Gostaria de ter alguns dados referentes ao consumo de combustível por tonelada seca, no forno de calcinação.

Também gostaria de saber o consumo de kW/h/t no forno de redução.

Ainda quanto a limitantes na redução, se seria só a relação sílica/magnésio, ou se haveria outro limitante na redução.

RESPOSTAS — Não há limitação. A limitação é unicamente em função da sílica/magnésio. Poderia haver outros, como o cobre, por exemplo, mas no caso do Morro do Níquel, não existe o cobre, apenas uma porcentagem média de 0,15, o que não dificulta a formação do fogo do níquel. É diferente do cobre de outros serpentinitos, que naturalmente dificulta muito.

Sobre a parte dos kW, eu pediria ao Dr. Richter para responder, por obséquio.

O Dr. Richter — Estamos em torno de 600 kW/h/t e o minério seco varia entre 550 e 610 kW/h/t. 70 kg de óleo combustível.

PERGUNTA — Dr. Carlos Ostronoff — S.A. Mineração de Amianto.

Gostaria de saber o teor de níquel na peridonita.

RESPOSTA — O teor de níquel é de 0,5, 0,6. Mas provavelmente com uma zona de serpentinização, uma zona de transição, mas sem continuidade. Não tem disseminação.

PERGUNTA — Dr. Carlos Ostronoff — SAMA:

Gostaria de saber também o destino que é dado às frações com relação maior do que 2, entre o material ácido e o material básico.

O Senhor disse que as frações que têm uma relação sílica/magnésio acima de 2, não são exploráveis. Essas frações ficam na parte superior da jazida. Elas têm que ser removidas. Gostaria de saber que destino é dado a essas frações.

RESPOSTA — Nas condições atuais não são aproveitáveis. Mas, com a mistura de amarelo e alaranjado são aproveitáveis, para a mistura. É preciso remover toda essa parte superficial, a parte lixiviada completamente, como um rejeito definitivo e essa parte mineralizada que corresponde a essas partes coloridas, são estocadas por igual. O objetivo é dar o que nós chamamos beneficiamento do mineral ácido, que é uma eliminação inicial da parte muito oxidável, uma eliminação manual. Depois vem o serpentinito, a qual após análise vai diretamente para o forno rotativo.

A outra vai passar por um espessador, um flocculante e vai dar então um minério a 2%, eliminado da parte silicosa. Mas são testes que estamos fazendo sobre este minério nesta zona de alto teor, de alta reação.

PERGUNTA — Já que essas frações com um alto teor de sílica parecem, se bem me lembro, ter um maior teor de níquel, o Senhor disse que tem zonas de até 2%, existiria a possibilidade de diluir este material com um material como o dolomita ou o calcáreo para diminuir a relação de sílica para magnésio.

RESPOSTA — Já foi tentado. Mas assim mesmo tivemos muita sílica para tirar e a operação foi anti-econômica, devido ao volume de minério ácido que entra nesta mistura.

PERGUNTA — Gostaria de saber se a umidade é incluída com água de cristalização? O Sr. se referiu em umidades na ordem de 25%.

RESPOSTA — Esta é a umidade total. Sem a cristalização temos 15% mais ou menos. É proveniente de infiltrações, e de águas de chuva, etc. No caso de mineração de amianto, sim, porque estão britando o minério praticamente, nesta zona. Nós temos o minério argiloso, que é extremamente potente com a água de inibição, tem 25 a 30% de teor de aumento.

PERGUNTA — Gostaria ainda de maiores esclarecimentos sobre o método de lavra. O desmonte é feito com tratores?

RESPOSTA — Sim. Primeiro vamos tirar com o trator toda a zona estéril que naturalmente é o rejeito definitivo.

Depois temos que limpar a área correspondente a certa quadrícula. Depois de limpa, tirar a primeira amostragem por canais. Fazemos os canais diretamente no chão, pegando toda a superfície com suas irregularidades topográficas. Isto é a limpagem. É apenas para se ter uma idéia, para se confirmar os dados de sondagem, para saber se estamos bem nesta zona e para corrigir os erros que podem ocorrer a partir da sondagem. Quando a malha é muito estreita, 20 m, naturalmente há grandes surpresas, mas não tão grandes, porque a uma profundidade até 80 m dá positivo.

Na segunda fase então eu corto o material com trator. Então estes asfaltos são cortados e transportados num estoque. Este estoque se apresenta assim (mostra no quadro). Então os caminhões vão descarregar. Depois de descarregado tudo isso, vão ser empurrados e o são por trator, até em cima, o que ajuda à fazer a homogeneização. Depois de feito isso, o corte será feito transversalmente e vai diretamente para um estoque coberto, com britador, etc. e reanalisado.

PERGUNTA — Dr. Décio Casadei — Escola Politécnica — SP.

Quero cumprimentar o geol. Jean Claude Griffon pela interessantíssima conferência.

De início gostaria de esclarecimentos a respeito da diluição eventualmente considerada na lavra, eu entendo que esse teor de 1,2, que é o teor de alimentação na usina metalúrgica, é proveniente de uma diluição na lavra, qual é essa diluição e chega a 1,2 de teor?

RESPOSTA — Essa diluição é na ordem de 0,1. 1,2 é o teor médio depois da diluição, é o resultado final (do minério).

PERGUNTA — Outra questão é sobre a obtenção, na metalurgia, de FeNi_4 na redução, esse teor de 20% é controlado pelo teor do minério ou existem outros fatores que controlam o resultado final nesse ferro-níquel?

RESPOSTA — O resultado final é analisado no laboratório.

PERGUNTA — O controle que eu digo é o que leva a 20% de ferro-níquel, o que leva a esses 20%, além do teor do minério original de 1,2, o que mais condiciona esses 20% de níquel?

RESPOSTA — O Dr. Richter:

A recuperação do níquel é normalmente a que queremos manter bem alta. Então para se ter uma boa recuperação de níquel, pouca perda na escória, temos que reduzir certa quantidade de ferro que está no minério. Então a relação ferro-níquel, no minério, normalmente é o desejo de recuperar o máximo possível de níquel, determina o teor de níquel que temos depois, que obtemos depois no FeNi_4 cru. Então no nosso caso temos 1,1 de níquel e 6 a 6,5% de ferro. Para se ter um rendimento com este minério de recuperação, em torno de 88, 90, 91% nós somos obrigados a reduzir, digamos, 2 a 3 partes do níquel contido no minério para obter essa recuperação chegando à escória nesses teores que o Sr. Griffon mostrou, de 0,05%, que é muito baixo, considerando-se com a Caledônia que está em torno de 0,20, e que como minério eles trabalham hoje com 2,4%, chegando até a 3%.

Estes são os fatores que determinam o teor de níquel no ferro-níquel. A recuperação ligada com a necessidade de reduzir uma certa quantidade de ferro para termos na carga suficiente redutora para dar esses equilíbrios.

PERGUNTA — Posso entender que no aumento do teor de níquel, na alimentação, deverá dar um Fe-Ni de melhor qualidade.

Ainda um esclarecimento (o mesmo perguntador):

Há alguma especificação a respeito desse carvão vegetal?

Com esse carvão vegetal se comporta como agente redutor, se comparado com o coque?

RESPOSTA — Dr. Richter.

Nós achamos que se comporta economicamente melhor porque o preço, quando fizemos as experiências, era 1/3. O coque tem uma vantagem: como nós carregamos o minério quente, o coque é que entra em contacto com o ar, a cobertura do forno não é perfeita. Então está entrando ar, o coque não queima, nesta temperatura de 500, 700°, ele queima, mas não como o carvão vegetal. O carvão vegetal quando pega fogo, as perdas neste sentido são bem maiores. Então se usa o carvão vegetal.

Mas do outro lado, o carvão vegetal me parece melhor porque a reatividade é maior. E além disso a resistência elétrica é maior e é mais barata justamente. Fizemos essas experiências com coque também. Adicionamos até o coque no forno rotativo para ver, mas ficamos com o carvão vegetal. O ideal, seria, conforme pretendemos fazer num futuro projeto, britar todo o minério abaixo de 12 mm, 15 mm e aglomerar outra vez, para ter outra vez pelotinhas com o máximo de 15 a 20 mm. Esta para mim é a solução ideal para este processo de

produzir ferro-níquel porque uma vez a distribuição no redutor é praticamente ideal e em forma fina, tem uma superfície imensa e essas experiências que fizemos mostraram uma regularidade da fusão muito grande com todos os benefícios a respeito consumo-energia, vinda do revestimento, etc. etc.

PERGUNTA — O Senhor se refere a essa pelotização, incorporando o carvão? Na fase de calcinação ou posterior à calcinação?

RESPOSTA — Com uma pré-redução, já no forno de calcinação.

PERGUNTA — Sr. Aparecido Sisti — Mineração S. Benedito.

Gostaria de saber se a produção do Morro do Níquel atende a todo o mercado interno, e se é exportada alguma parcela da produção. E quanto à granulação do ferro-níquel, a escória é granulada e parece que está sendo feita alguma granulação do ferro-níquel, por que isso?

E se poderíamos ter alguma informação quanto aos preços do FeNi_4 e FeNi .

RESPOSTA — O preço é em função do dólar/quilo, que corresponde a 2,20 dólares/lib/peso, que dá mais ou menos Cr\$ 49,00/50,00 por quilo.

O Dr. Richter - Antigamente, nós granulávamos o ferro-níquel porque houve consumidores com fornos pequenos, eles pediram, e nós paramos com isso, e só fornecemos agora lingotes com peso médio de 3, 15, 20 kg, coisa assim. Não temos mais o produto granulado.

O Geol. Griffon — Na circunstância atual, a produção do Morro do Níquel é um pouquinho para a produção da Mineração Liberdade e o resto é exportado naturalmente.

PERGUNTA — Dr. Rogério Tarsi — ACESITA-MG.

Quanto à escória, o que é feito dela?

RESPOSTA — A escória serve, já desprovida de todos os elementos, para colocar nas estradas do Morro do Níquel, que não são asfaltadas e outra parte é vendida para fazer termofosfatos.

No Morro do Níquel nós nos livramos da hapatita e os especialistas em termo-fosfatos fazem a mistura.

Talvez no fim da vida do Morro do Níquel, possamos misturar o que estiver sobrando, a serpentinita com a hapatita e venhamos a criar um projeto de termo-fosfatos. Mas é um futuro para o qual ainda não olhamos.

PERGUNTA — Dr. Jairo — S.A. Mineração de AMIANTO.

Poderia dizer quais as firmas que consomem material para termo-fosfatos?

RESPOSTA — Termo-fosfatos, naturalmente, só podem ser os japoneses, não é? A Mitsubishi, Mitsui, etc.

Não havendo mais perguntas, o Senhor coordenador encerra a sessão convidando os presentes para sessão da tarde, dando continuidade à programação.

Sessão - dia 03/08/76

CONCENTRAÇÃO DE FELDSPATOS POR FLUTUAÇÃO CATIONICA

Expositor:

Prof. Dr. WALDEMAR CONSTANTINO
Prof. Livre Docente, Escola Politécnica — USP.
Departamento de Engenharia de Minas

INTRODUÇÃO

Os granitos em geral e rochas afins, são potencialmente fonte de matéria prima de feldspatos. Tais rochas (granitos, pegmatitos, aplitos, alaskitos) são basicamente constituídas de feldspatos, quartzo, micas e secundariamente de alguns minerais ferríferos, chamados "pesados". O termo feldspato é aplicado a um grupo de minerais de silicatos de alumínio com proporções variáveis de sódio, potássio e cálcio. Os feldspatos potássicos são o ortoclásio e a microclina. Os plagioclásios formam a conhecida série isomórfica, na qual o membro final sódico é a albita e o cálcico é a amorfita. Os feldspatos utilizados comercialmente são os potássicos e sódicos. O valor dessa matéria prima pode portanto ser especificado em termos de alumina, Al_2O_3 , óxido de potássio, K_2O e óxido de sódio Na_2O . Ver-se-á mais adiante que cada um desses óxidos desempenha uma função técnica importante, tanto nas indústrias vidreiras como também nas cerâmicas. Todo o feldspato consumido neste país é proveniente da lavra de pegmatitos, na qual a "Concentração" é feita visualmente a mão, nas frentes de desmonte. É sabido, que tais rochas (pegmatitos) tem pequenas reservas e possuem grande variabilidade mineralógica. Este fato aliado aos métodos de lavra primitivos, fornecem um produto com uma acentuada variabilidade, tanto granulométrica como também química. A lavra de grandes massas graníticas, possuidoras de variabilidade muito pequena, bem como a extração de seus feldspatos por flutuação, permitirão o fornecimento de um produto rigorosamente controlado física e quimicamente.

Os principais usos dos feldspatos se baseiam na sua mais importante característica tecnológica, que é a *fusibilidade*, pela sua capacidade de *vidrar*. Ela fornece a peça queimada: resistência, maciês e durabilidade, suportando a ação da maioria dos agentes químicos. Nos vidros, os feldspatos melhoram as possibilidades de sua trabalhabilidade e retardam a sua devitrificação. Entende-se por devitrificação, a transformação do estado vítreo para o cristalino. A massa (vítreo) vai se transformando num agregado finamente cristalizado, composto principalmente de quartzo, tridimita e feldspato alcalino. Pela sua relativa dureza, os feldspatos também podem ser utilizados como abrasivo de ação mediana. A indústria vidreira tem evoluído muito, estes últimos anos, permitindo a feitura de vidros altamente resistentes aos choques térmicos e mecânicos. O vidro de sílica é o mais simples mas de difícil fabricação devido a alta temperatura de fusão e a viscosidade do banho. Para reduzir-se essa temperatura e aumentar a capacidade de moldagem, adiciona-se um *fluxo*. O mais comum dos fluxos ou fundentes é a soda adicionada na forma de carbonato de sódio. Um vidro assim produzido tem no entretanto, pouca durabilidade química. Para aumentar essa durabilidade, adiciona-se

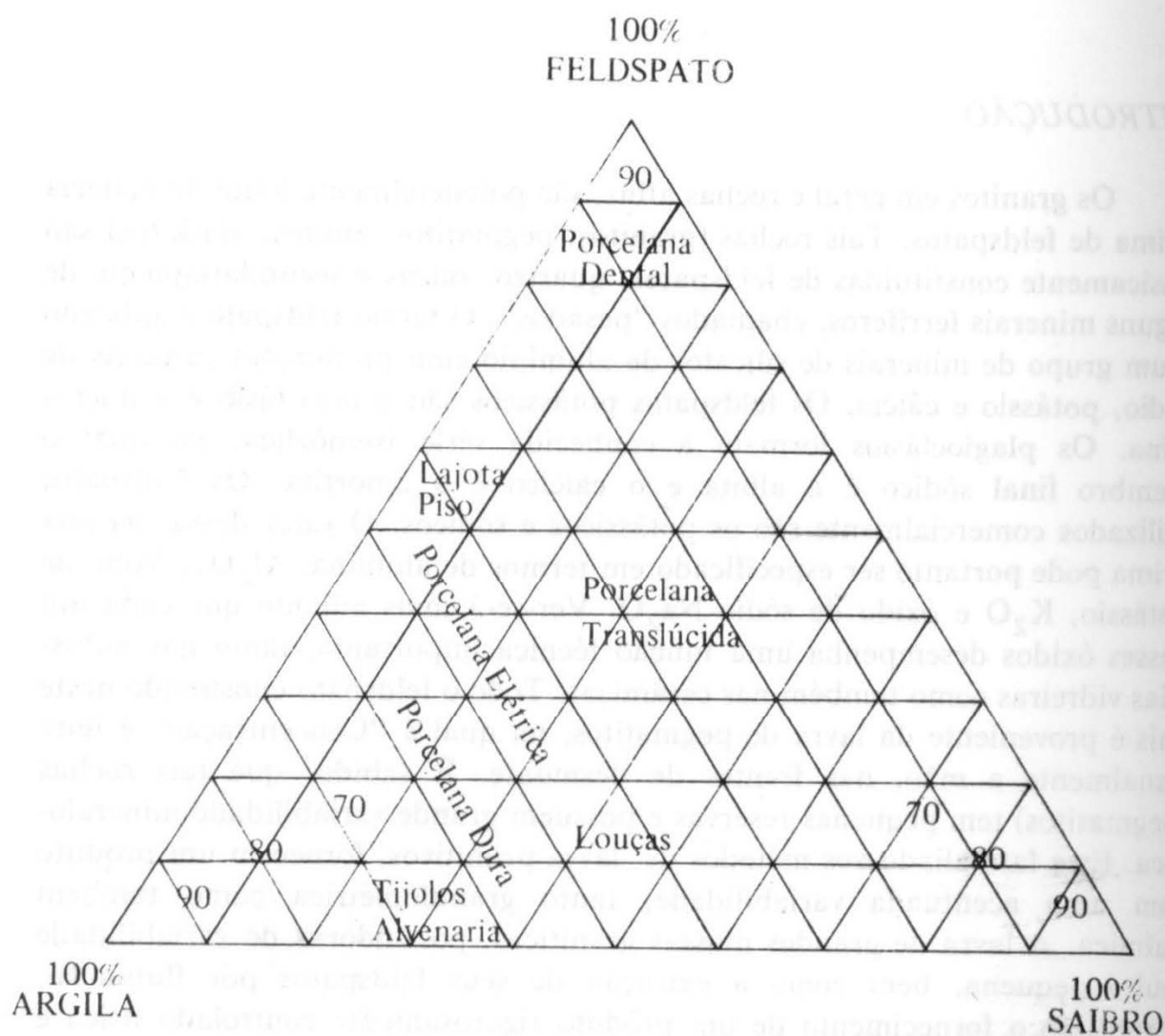


Fig. 1. DIAGRAMA TERNÁRIO MOSTRANDO AS PROPORÇÕES DE MATERIAS QUE ENTRAM NOS PRODUTOS CERÂMICOS MAIS COMUNS DE SINGER E SINGER

cal, que por sua vez pode provocar uma devitrificação, daí a necessidade de se adicionar alumina para estabilizá-lo. Assim é produzido o mais comum dos vidros, denominado sódico-cálcico, e se constituem no grosso da produção vidreira. Outros tipos são também produzidos com finalidades especiais e de devitrificação controlada (pyrex).

Um segundo grande mercado para os feldspatos reside na indústria cerâmica. O tradicional *corpo cerâmico*, base para as louças brancas, sanitários e ladrilhos é formado por argilas, saibros e um fluxante feldspático, que ajuda a manutenção da forma do corpo, sem entortamentos. A porcentagem aproximada que entra na composição dos produtos cerâmicos pode ser vista na Fig. 1.

Outro mercado importante é o da produção de vidrados e esmaltes. São materiais semelhantes aos vidros aplicados sobre corpos cerâmicos (vidrados)

ou metálicos (esmaltes), conferindo resistência ao ataque químico, mesmo a temperaturas relativamente elevadas. Agosti, 1.964, dá uma relação completa desses materiais e suas aplicações. De menos importância, pode-se citar ainda, a utilização de feldspatos em tintas e veículos de substâncias químicas. Os resíduos radioativos da indústria nuclear, são estabilizados num "vidro", sendo que o custo dessa estabilização geralmente não ultrapassa 1 a 2% da energia elétrica produzida.

O panorama do mercado brasileiro da produção e consumo de feldspatos, pode ser visto na Fig. 2, extraída do último Anuário Mineral Brasileiro, 1.974, e para efeito comparativo a Fig. 3 dá a produção e consumo por uso em 1.971, na América do Norte.

A justificativa para o presente trabalho pode ser resumida nos seguintes pontos:

- 1) a existência de um mercado consumidor e em expansão,
- 2) a existência de rochas graníticas em abundância nas vizinhanças da Grande São Paulo e finalmente
- 3) a existência de inúmeras indústrias de concentração de feldspatos por flutuação em inúmeros países estrangeiros.

Consequentemente, tentamos nestes últimos quatro anos, a aplicação dessa tecnologia mineral às rochas brasileiras, procurando um selecionamento das melhores. Tais estudos obedeceram uma marcha padronizada em testes de laboratório em bancada ("batch tests"), cujos dados serviram para a montagem de um *Engenho Piloto* contínuo com capacidade para 100 quilos por hora.

MÉTODOS E EQUIPAMENTOS USADOS

O conhecimento preparatório a caracterização a flutuabilidade, exigiu estudo detalhado sobre cada tipo de granito das seguintes características: composição mineralógica, composição química, cominubilidade e distribuição granulométrica, grau de liberação dos feldspatos por moagem, os ensaios de flutuabilidade propriamente ditos, estudos de lixiviação e determinação da fusibilidade dos concentrados feldspáticos. Os métodos utilizados para cada característica foram resumidamente os seguintes:

—Composição Mineralógica
-método: Microscopia ótica.

As rochas estudadas são constituídas quase totalmente de minerais transparentes e alguns poucos minerais opacos, principalmente magnetita e pirita. As identificações das espécies minerais foram feitas pelos métodos petrográficos comuns, com um microscópio Ortholux — Pol de fabricação Leitz. Os minerais opacos foram identificados por meio da determinação sistemática das reflectividades com um microfotometro MPE—Leitz e da

2.27 Feldspato

RESERVAS-1973

Unit : t

Unidade Federação	Medida	Indicada	Inferida
Espírito Santo	112.700	12.800	—
Minas Gerais	383.975	119.555	45.136
Rio de Janeiro	861.321	55.873	128.452
Santa Catarina	86.726	74.817	62.105
São Paulo	2.167.652	2.167.200	302.942
Total	3.612.374	2.430.305	538.635

PRODUÇÃO (BRUTA) - 1973

Unit : t e Cr\$

Unidade Federação	Estoque Inicial	Quantidade Produzida	Quantidade Vendida	Quantidades Transferidas			Estoque Final	Tratamento na Mina	Transf. na Mina	Valor	
				Com Tributação (1)	Sem. Tributação (2)	Total (1)+(2)				Vendas	Transf. rência
Espírito Santo	800	8.700	9.400	—	—	—	100	—	—	1.315.300	—
Minas Gerais	201	18.842	18.864	—	—	—	179	—	—	1.183.731	—
Rio de Janeiro	—	14.129	761	—	—	—	—	13.369	—	82.507	—
Santa Catarina	—	231	231	—	—	—	—	—	—	28.032	—
São Paulo	882	48.679	27.384	—	6.442	6.442	2.499	13.236	—	1.264.364	—
Total	1.883	90.581	56.640	—	6.442	6.442	2.778	26.604	—	3.873.929	—

PRODUÇÃO BENEFICIADA - 1973

Unit : t e Cr \$

Unidade Federação	Estoque Inicial	Quantidade Produzida	Quantidade Vendida	Quantidade Transferida	Estoque Existente	Valor das Vendas	Valor das Transf.
Rio de Janeiro	—	13.378	13.378	—	—	1.423.346	—
São Paulo	—	19.236	19.236	—	—	2.288.414	—
Total	—	32.614	32.614	—	—	3.711.760	—

Fig. 3 – PRODUÇÃO TOTAL DE FELDSPATO POR USO 1971.

Feldspato total	Quantidade (t)	Valor US\$
Lavra manual		
Vidrarias	n.c.	n.c.
Cerâmicas	12.294	284.706
Vidrados e Fritas	n.c.	n.c.
Outros	24.435	530.426
Total	36.729	815.132
Concentração de Flutuação		
Vidrarias	n.c.	n.c.
Cerâmicas	174.660	2.902.224
Outros	255.513	2.759.837
Total	430.173	5.662.061
Misturas Feldspatossílica		
Vidrarias	n.c.	n.c.
Cerâmicas	n.c.	n.c.
Outros	134.716	2.238.450
Total	134.716	2.238.450
Total geral		
Vidraria	306.919	3.532.706
Cerâmica	n.c.	n.c.
Vidros e Fritas	n.c.	n.c.
Outros	294.699	5.182.937
Total	601.618	8.715.643

n : c. = dados não conhecidos

microdureza Vickers com um durímetro também de fabricação Leitz. O proporcionamento dos principais minerais foi feito por análise nodal com contagem de pontos. Uma atenção especial foi dada para as possíveis presenças dos seguintes espécies minerais: grupo da sillimanita, indesejáveis pela sua alta refratariedade; fluorita que perturbaria a flutuação das micas e a presença de calcita ou outros carbonatos, que dificultariam o controle da acidez (pH). Os esquemas de identificação obedeceram os seguintes autores: para os minerais transparentes, Kerr (1959) e para os opacos, Uytenbogaardt e Burke (1971).

Composição Química

Métodos: Análise química elementar.

Espectrofotometria de Absorção Atômica e
Fluorescência de Raio-X. (tentativa)

Cuidados especiais foram dadas às análises químicas. Várias marchas de análise foram tentadas. O problema da redução da amostra e seus erros foram considerados, já que o ferro é um dos principais contaminantes dos feldspatos e provem: das micas, turmalinas, magnetita, resíduos de ferro devido ao desgaste dos equipamentos de cominuição. As análises de ferro foram feitas por Espectrofotometria de Absorção Atômica, assim como os demais elementos (alumínio, potássio, sódio, cálcio e magnésio). Algumas tentativas foram feitas para a utilização da fluorescência de Raio—X, as quais envolvem a fabricação de uma pastilha de “vidro” de tetraborato de lítio. Com isso procura-se minimizar o erro devido ao efeito da matriz. A marcha das análises químicas obedeceram as receitas propostas pelo “Cook Book” da Perkin Elmer, fabricante do próprio aparelho de Espectrofotometria de Absorção Atômica.

Cominubilidade e Distribuição Granulométrica

Métodos: Britagem, Moagem e Classificação por peneiramento.

A cominuição tem por objetivo a fragmentação dos sólidos. No caso dos granitos para obtenção dos feldspatos ela visa especificamente a *liberação* maior possível daqueles minerais. Isto é, a obtenção de grânulos de feldspatos livres, isentos de qualquer contaminação. O estudo da liberação é portanto fundamental, merecendo porisso uma atenção especial, como veremos adiante. Os granitos são rochas relativamente duras, cujo *índice energético* W_i (“work index”) compara-o aos minerais componentes têm os seguintes valores:

<i>Mineral</i>	<i>W_i</i>
Feldspato	11,67
Quartzo	13,67
Granito	14,39

O valor mais baixo dos Feldspatos, leva a uma acumulação dos mesmos, nas frações mais finas. A prática tem demonstrado que a maior parte (acima de 80%) dos feldspatos já estão liberados abaixo de 20 mesh. Portanto, a cominuição deverá visar um intervalo granulométrico que se inicia com a granulometria de liberação até digamos 44 microns. Os finos (abaixo de 44 microns) formam lamas, com uma superfície específica muito grande, consumindo reagentes em excesso. A visto disso, a cominuição é feita por britagens (primária e secundária) levando os materiais até a ordem de 10 a 20 mm de diâmetro. A moagem é feita então com moinho de barras ao invés de bolas, no sentido de se evitar uma degradação excessiva.

A classificação dos produtos cominuidos pode ser feita por simples peneiramento no limite superior (granulometria de liberação). O limite inferior, aceitável praticamente, situa-se em torno da peneira 325 mesh (44 microns de abertura). Nos testes de bancada, esse controle pode ser feito por peneiramento via úmida. Na prática, entretanto, só poderá ser feito

hidrociclonação, cones estáticos ou classificadores tipo arraste ("rake"). Lembramos que a inevitável produção das lamas é agravada pela presença maior ou menor de caulim, produto natural da intemperização dos feldspatos.

Liberção dos Feldspatos por Moagem.

Métodos: Classificação granulométrica. Estudo microscópico por contagem de pontos.

Salienta-se a importância do estabelecimento do *grau de liberação* dos feldspatos. Chama-se grau de liberação a relação entre o número de grânulos de feldspatos livres para o número total de grânulos contendo feldspato e mixtos com os outros minerais da rocha. Geralmente considera-se uma percentagem prática, aquela acima de 90%. O método se inicia com a classificação granulométrica do material moído. Pesando-se com precisão de 0,1 g as frações retidas em cada peneira amostra-se com quarteador uma alíquota de cada fração retida. Confecciona-se lâminas delgadas de cada amostra por fusão prévia em resina epoxy. No microscópio, com auxílio de um contador de células, efetua-se a contagem dos grânulos de feldspato livres e de mixtos. Os mixtos são avaliados visualmente em intervalos convenientes (ver figuras obtidas pelos estudos específicos mais adiante). Dos valores obtidos e calculados pode-se estabelecer o grau de liberação e o *norma* para os feldspatos em cada granito estudado.

Caracterização e Flutuabilidade

Método: Flutuação Catiônica, em células de 500 e 2000 gramas de carga.

Os métodos de concentração dos feldspatos mais comumente usados no mundo, podem ser agrupados em duas grandes classes: separação eletrostática e flutuação catiônica. Ambos os métodos, são coadjuvados por separações magnéticas (até cerca de 1000 gauss), que extraem os minerais fortemente magnéticos (magnetita, pirrotita), alguma biotita, alguma turmalina e resíduos metálicos oriundos do desgaste das máquinas de cominuição. A separação eletrostática é muito utilizada para os sienitos nefelínicos, e de modo geral onde a granulometria de liberação está acima de um milímetro. É um processo que exige um aquecimento prévio da carga a 150° C, e onde os gases podem atingir até 1000° C (consultar Mudd Series, 1960). Como consequência da composição mineralógica do granito, foi necessária a aplicação de três etapas de flutuação:

- 1) Flutuação das micas,
- 2) Flutuação dos Minerais Pesados e
- 3) Flutuação dos Feldspatos.

Todas as três etapas usou-se meio ácido (pH variando de 1,5 a 5,0). Para a coleta das micas e dos feldspatos, usou-se acetato de cômico amina e para os minerais pesados, sulfonatos. A máquina de flutuação usada, de marca "Denver", aerada pela sucção da própria turbina, tinha rotação variável. A densidade da polpa foi variada de 25 a 30% em peso.

Estudos de Lixiviação

Métodos: Lixiviação com ácido sulfúrico e cloreto de sódio e com ácido hidrofluorídrico e ditionito.

Os concentrados feldspáticos obtidos provem, muito comumente, de uma rocha já em início de caulinição, embora a aparência seja de rocha fresca. Os minerais ferríferos liberam óxidos de ferro que impregnam os grânulos de feldspatos através de microfissuras. Por outro lado, após as três etapas de flutuação os grânulos, apesar de todo atritamento, acham-se envolvidos por películas dos coletores orgânicos (aminas, sulfonatos) que adsorvem parte dos óxidos de ferro. É preciso portanto, "limpar" os grânulos desses resíduos ferríferos e orgânicos. O poder de coberturas dos coletores atômicos é muito grande, de modo que, não é fácil a sua remoção. Tentou-se o cloro nascente, pelo ataque do H_2SO_4 sobre o NaCl e a ação simultânea do HF com ditionito. Ambos os métodos são eficientes, trata-se apenas de se apropriar convenientemente os custos. Após a lixiviação, sempre por agitação em batedor de pás, a lavagem com água fresca deverá ser abundante.

Estudos sobre a fusibilidade

Métodos: Queima em Forno Mufla automático com temperaturas programadas.

Os concentrados feldspáticos obtidos, após a lixiviação, lavagem e secagem, foram moídos totalmente a uma malha menor 200 mesh (75 microns), em moinho de porcelana automático e com o pó menos 200 malhas, foram feitos cones moldados com água e secados em estufas a $110^\circ C$. Em seguida eram queimadas em três temperaturas: 1250° , 1300° e $1350^\circ C$. Resíduos ferríferos microscópicos, prontamente se sobressaem na massa semi fundida dos feldspatos (nas temperaturas citadas, os feldspatos apenas "vidram"). Se o ferro estiver numa forma hidratada, a massa adquire uma tonalidade cinzenta, tanto mais escura, quanto maior o teor da contaminação em ferro.

RESULTADOS

Foram estudadas exaustivamente cerca de 20 (vinte) rochas provenientes de várias localidades no Estado de São Paulo. Seria por demais enfadonho enumerar todos os resultados obtidos, os quais na sua grande maioria se apresentaram negativos. Portanto serão apresentados somente as características das três melhores rochas, a saber: Granito Itú, Alaskito Terra Nova e o Granito Bragança Paulista.

Para facilitar a comparação entre essas três melhores rochas e facilitar o cômputo geral dos resultados, cada característica obtida atribuiu-se um *índice numérico ponderado*. A soma total desses índices, dado mais adiante, permitiu colocar as rochas numa ordem de preferência, quanto a continuação dos estudos.

Como já foi ressaltado, previamente, a cada etapa de flutuação a polpa era cuidadosamente deslamada. Geralmente a reação abaixo de 325 malhas era totalmente removida. A seguir estão apresentados os resultados de todas as características estudadas:

COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA

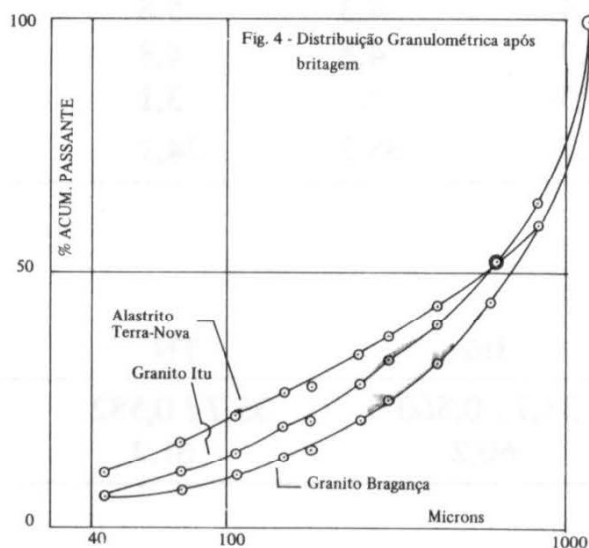
Minerais	% Volume		
	Itú	TN	BR
Feldspato Alcalino	33,4	46,7	52,0
Plagioclásio	29,1	20,3	8,0
Quartzo	32,5	29,5	35,2
Mica biotica	4,2	3,5	4,3
Outros minerais	0,8	0,5	0,5

COMPOSIÇÃO QUÍMICA

Óxido	% Peso		
	Itú	TN	BR
SiO ₂	72,5	73,1	72,8
Al ₂ O ₃	12,9	13,8	14,1
Fe ₂ O ₃	3,24	1,92	2,47
TiO ₂	0,29	0,13	0,21
Na ₂ O	4,22	4,82	3,03
K ₂ O	5,02	5,01	5,33
Outros	1,83	1,22	2,06

Todas as amostras foram britadas num britador de mandíbulas e em seguida, moidas ea úmido num moinho de bolas, com cargas de 1 kg. durante 15 minutos.

As distribuições granulométricas forneceram as curvas mostradas na Fig. 4.



Para se avaliar a mobilidade de cada rocha selecionada, pode-se de modo grosseiro comparar as curvas de distribuição granulométrica, já que os testes de moagem foram feitas sob mesmas condições. Esse índice pode ser expresso pela quantidade de material que passou na peneira 200 mesh (abertura 0,074 mm). Comparando-se então as percentagens de material passante nessa peneira teremos:

	Itú	TN	BR
% passante	10,8	17,0	7,7
Moabilidade	1,40	2,22	1,0

Caracterização quanto a liberação

O assunto, em geral, refere-se evidentemente aos mineral útil. Todavia, neste caso particular, é interessante considerar-se também, a liberação da ganga, representada pelo quartzo e particularmente pelos minerais máficos, portadores de ferro nas suas estruturas. Tal estudo foi feito sob o microscópio e os resultados constam das tabelas 1, 2 e 3 respectivamente referentes aos Granitos Itú, Terra Nova e Bragança Paulista.

Com os resultados obtidos podemos, considerando ainda as percentagens em peso retidos nas peneiras observadas, calcular as *normas* para cada granito, a saber:

Intervalo	Valores		
	Itú	TN	BR
14 - 20	21,3	22,4	20,4
35 - 48	4,4	4,3	5,8
60 - 80	4,7	4,8	4,8
100 - 150	3,3	4,2	3,1
Totais	33,7	35,7	34,1

	Itú	TN	BR
Feldspato (%)	33,7 / 0,560	35,7 / 0,582	34,1 / 0,566
	60,2	61,3	60,2

Há sempre certa discrepância entre os valores calculados para as porcentagens de feldspatos em relação ao obtido pela análise modal. Isso se deve aos erros de amostragem.

TABELA 1

LIBERAÇÃO POR MOAGEM

Material: GRANITO ITÚ-FLORESTA

	FRAÇÕES			
	14-20	35-48	60-80	100-150
1. Contagem Global				
Feldspatos livres	300	370	502	530
Predomínio dos F	291	130	73	56
Predomínio de G	78	29	18	9
Ganga livre	231	271	307	335
TOTAL	900	800	900	930
2. Porcentagem na fração				
Feldspatos livres	33,3	46,2	55,8	57,0
Predomínio de F	24,2	12,2	6,1	4,5
Ganga	8,1	4,0	2,0	1,5
Predomínio de G	2,2	0,9	0,5	0,2
Ganga	6,5	2,7	1,5	0,8
Ganga livre	25,7	33,9	34,1	36,0
TOTAL FELDSPATOS	59,7	59,3	62,4	61,7
Ganga	40,0	40,6	37,6	38,3
LIBERAÇÃO				
Feldspatos	55,8	77,9	89,4	92,4
Ganga	63,8	83,4	90,7	94,0

TABELA 2
LIBERAÇÃO POR MOAGEM

MATERIAL – ALASKITO TERRA NOVA

	FRAÇÕES			
	14 – 20	35 – 48	60 – 80	100 – 150
1. Contagem global				
Feldspatos livres	176	631	520	674
Predomínio de F	320	101	63	46
Predomínio de G	132	85	77	39
Ganga livre (G)	172	176	188	191
TOTAL	800	998	850	950
2. Porcentagem na fração				
Feldspato livre	22,0	63,2	61,2	70,9
Predomínio F	30,0	7,6	5,7	3,6
Ganga	10,0	2,5	1,9	1,2
Predomínio G	4,1	2,2	2,3	3,1
Ganga	12,4	6,6	6,8	1,0
Ganga livre	21,5	17,8	22,1	20,1
Feldspatos	56,1	73,0	69,2	77,6
TOTAL				
Ganga	43,9	26,9	30,8	22,3
LIBERAÇÃO				
Feldspatos	39,2	86,6	38,4	91,4
Ganga	50,0	66,0	71,7	90,1

Caracterização quanto a Flutuabilidade

Já foi dito que as flutuações até a obtenção de um concentrado feldspático, exigem três etapas: extração das micas, extração dos minerais pesados e separação entre os feldspatos e o quartzo. Nas operações preparatórias, as amostras cominuidas foram batidas na própria célula com soda (para eliminar gorduras estranhas) durante 10 minutos e em seguida deslamadas na peneira 325 mesh e lavadas. Cerca de 500 gramas desse material eram levados a célula onde se procedeu a extração das micas.

TABELA 3
LIBERAÇÃO POR MOAGEM

Material: GRANITO BRAGANÇA-PAULISTA

	FRAÇÕES			
	14 - 20	35 - 48	60 - 80	100 - 150
1. Contagem global				
Feldspatos livres	162	593	590	621
Predomínio de F	251	158	124	77
Predomínio de G	357	57	77	38
Ganga livre	81	62	90	165
TOTAL	851	870	881	901
2. Percentagem na fração				
Feldspatos livres	19,0	68,2	67,0	68,9
Predomínio F	22,1	13,7	10,5	6,4
Ganga	7,4	4,6	3,6	2,1
Predomínio G	10,5	1,6	2,0	1,0
Ganga	31,4	4,8	6,5	3,2
Ganga livre	9,5	7,1	10,2	18,4
TOTAL FELDSPATOS	51,6	83,5	79,7	76,3
Ganga	48,3	16,5	20,3	23,7
LIBERAÇÃO				
Feldspatos	36,8	81,7	84,1	90,6
Ganga	19,7	43,0	50,2	77,6

Flutuabilidade das Micas

O condicionamento foi feito obedecendo o seguinte esquema:

- 1 — Batido durante 10 minutos com quantidade várias de ácido sulfúrico.
- 2 — Batido durante 10 minutos com 200 g/t de acetato de Côco-amina.
- 3 — Ar total, flutuação e extração da mica durante 10 minutos. A formação de espumas, era auxiliada pela adição de 50 g/t de metil isobutil carbinol.

Os resultados podem ser de duas maneiras: em função do Fe_2O_3 extraído da amostra original e pela alumina arrastada (isto é, pelos grânulos de feldspatos arrastados, junto aos concentrados de mica). Ver figuras 5, 6, 7.

Flutuação de Minerais Pesados

Os minerais portadores de ferro mais importantes são as micas biotita e subordinariamente, a muscovita. Os minerais "pesados", constituem cerca de 1% da rocha. Procurou-se uma flutuação em conjunto, sem se especificar a extração de um mineral em particular. Casos há como o Pegmatito de Perú,

no qual se sobressae a flutuação e extração da Turmalina até mesmo uma carta parte da mica, que escapou durante sua extração, poderá ser extraída pelos sulfonatos.

FIGURA 5 – FLUTUAÇÃO DA MICA GRANITO ITÚ

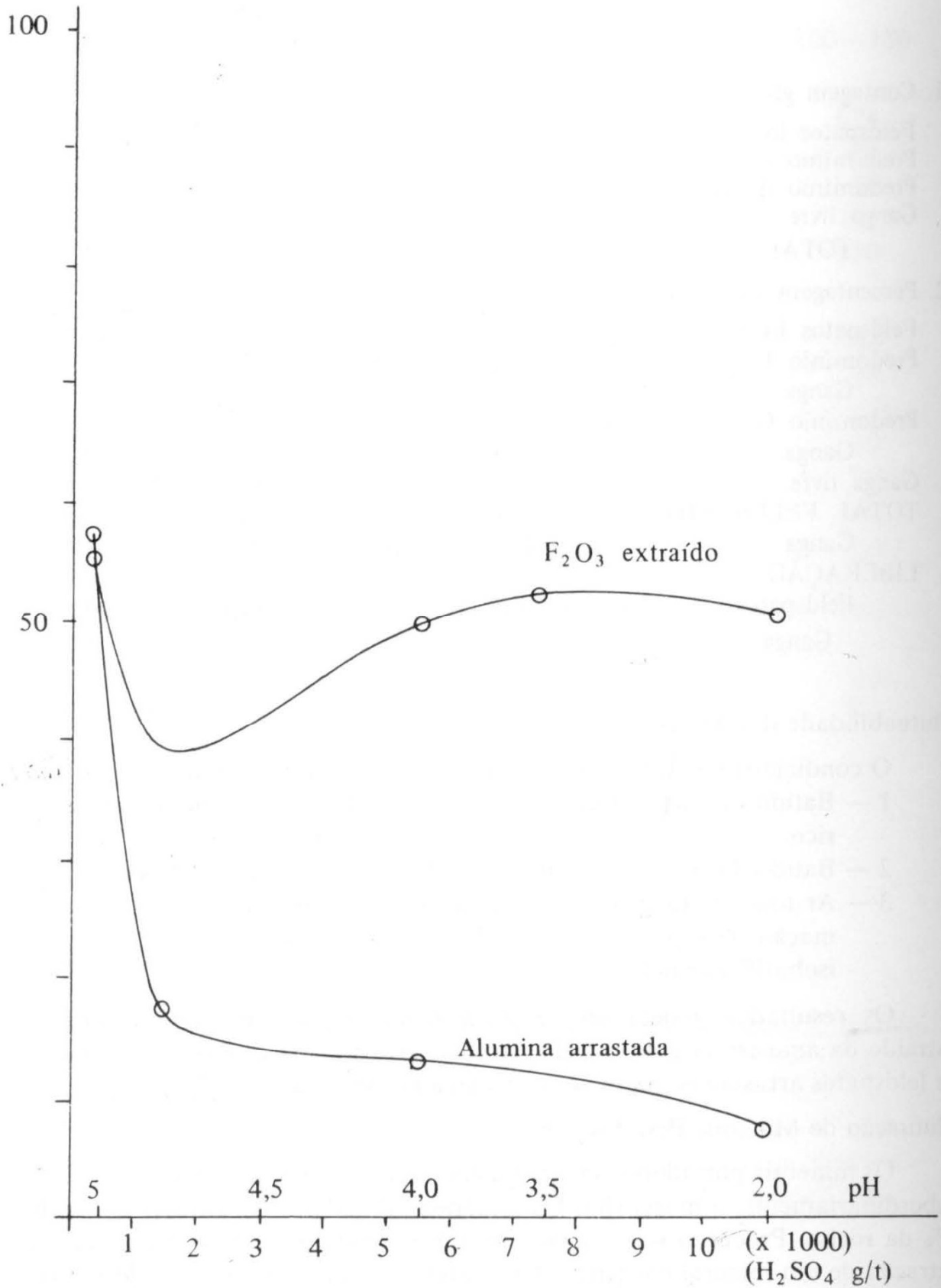
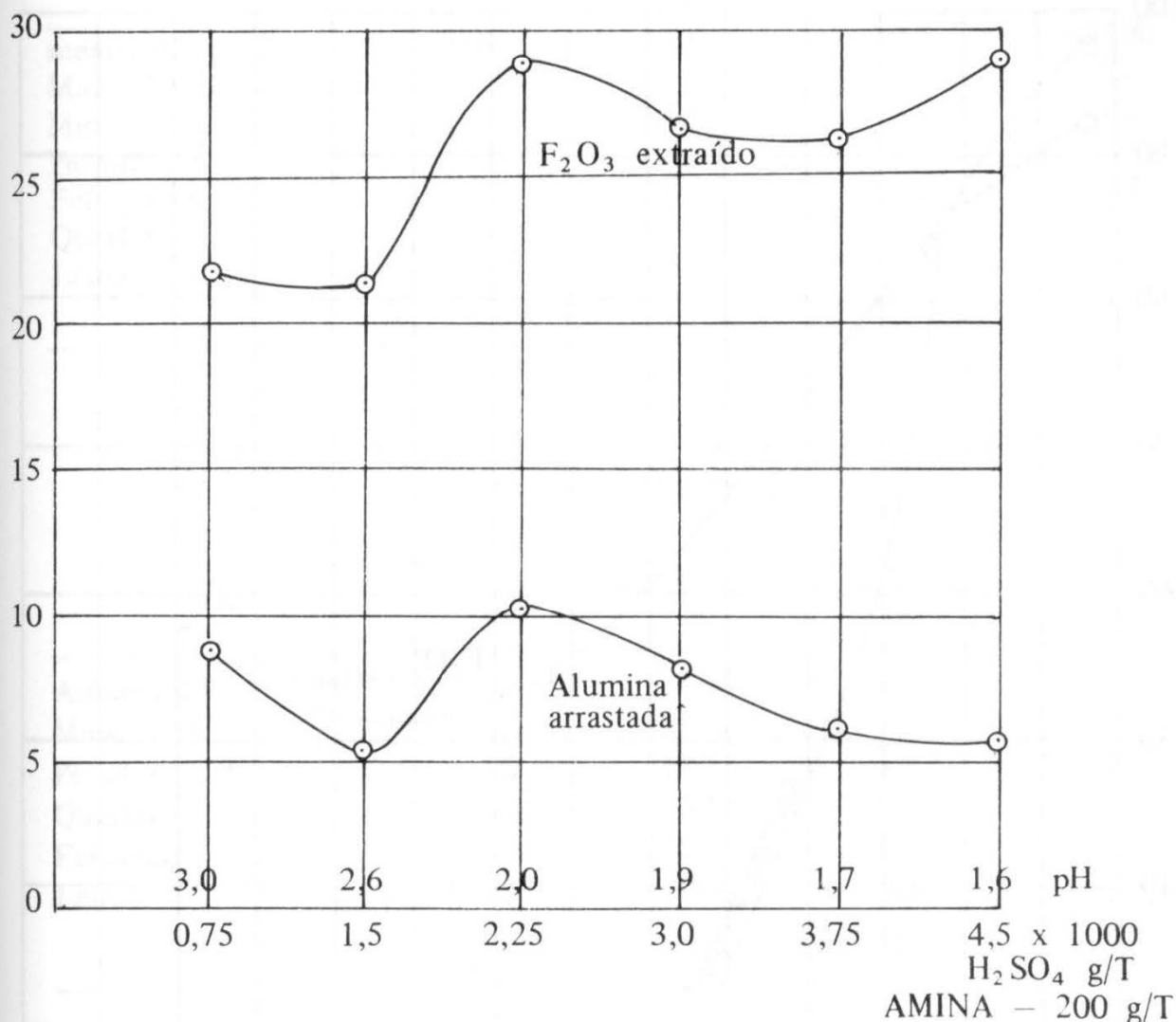


FIGURA 6 – FLUTUAÇÃO DA MICA ALASTRITO TERRA NOVA

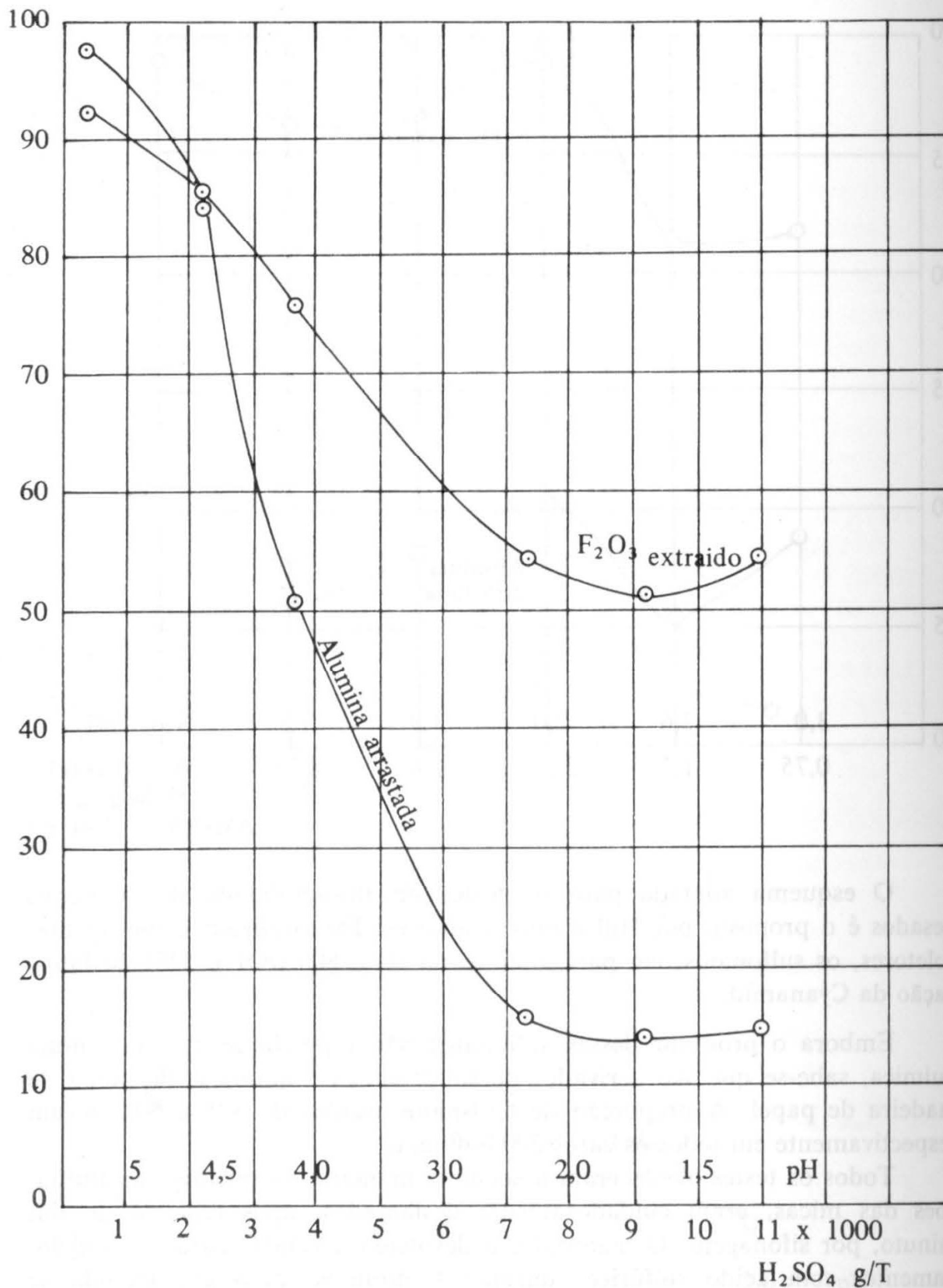


O esquema adotado para os testes da flutuabilidade dos minerais pesados é o proposto por Hill e outros autores. Eles utilizam como agentes coletores, os sulfonatos, em particular os da série 800 (801 e 825) de fabricação da Cyanamid.

Embora o produtor desses sulfonatos não especifique a sua fórmula química, sabe-se que são derivados de subprodutos químicas de polpa de madeira de papel. A proporção de feldspatos usados de 825 e 801, foram respectivamente em todos os casos 300 e 40 g/t.

Todos os testes obedeceram a seguinte maneira: os rejeitos das flutuações das micas, eram cuidadosamente deslamados, após repouso de um minuto, por sifonagem. O material era devolvido à célula, para o condicionamento, com ácido sulfúrico, durante 5 minutos, para em seguida se adicionar os dois sulfonatos e bater-se mais 5 minutos. A flutuação era feita durante 5 a 10 minutos, utilizando-se como espumante o reagente 250 da Dow Chemical na proporção de 20 g/t.

FIGURA 7 – FLUTUAÇÃO DA MICA GRANITO BRAGANÇA-PAULISTA



Para se ter uma idéia dos níveis de distribuição do ferro nos diversos produtos manuseados, é dada a seguir uma média das análises realizadas para cada tipo de granito.

Granitu Itú

Material	Peso %	Fe ₂ O ₃ %	Fe (g)	Conteúdo %
menos 48 mesh	2000 g	1,04	20,4	100,00
Mica (1.º conc.)	123	7,80	9,6	47,0
Mica (2.º conc.)	66	4,62	3,1	15,2
Peaados	26	3,58	0,9	4,4
Feldspatos	933	0,14	1,3	6,4
Quartzo	508	0,10	0,5	2,4
Lamas	344	5,0	5,0	24,0
TOTAL				99,4

Alaskito Terra Nova

Material	Peso (g)	Fe ₂ O ₃ %	Fe (g)	Conteúdo %
Alimentação	500	1,21	6,05	100,00
Micas	10	11,57	1,16	19,2
Pesados	15	12,21	1,83	30,2
Quartzo	158	0,14	0,22	3,6
Feldspatos	285	0,22	0,63	10,4
Lamas	32	6,76	2,16	35,7
TOTAL				99,1

Granito Bragança

Material	Peso (g)	Fe ₂ O ₃ %	Fe (g)	Conteúdo %
Alimentação	500	2,16	10,8	100,00
Micas	56	9,91	5,55	51,4
Pesados	18	5,75	1,04	9,1
Quartzo	158	0,22	0,35	3,2
Feldspatos	278	0,26	0,69	6,4
Lamas	22	14,41	3,17	29,0
TOTAL				99,6

Vê-se que mais de 50% do ferro contido na rocha original é extraído com as micas, nos casos dos granitos Itú e Bragança. Já no Alaskito Terra Nova, que tem relativamente menos mica (ver Tabela da Composição Mineralógica) e devido o estado de alteração das mesmas, elas são mais extraídas na flutuação dos minerais pesados. Uma grande porcentagem do ferro é eliminada pela lavagem das lamas. Possivelmente na forma de magnetita e óxidos de ferro hidratados, produto da intemperização das micas, principalmente. Daí o fato já por vezes ressaltado, da necessidade de uma cuidadosa deslamagem.

Flutuação dos Feldspatos

Os rejeitos das flutuações dos minerais pesados, eram constituídos essencialmente de feldspatos e quartzo, o que pode chamar de uma *areia feldspática* ("feldspatic sand"), resíduos de mica, magnetita e limalha de ferro. Alguns países já comercializam esse produto, após submetê-lo a um separador magnético para eliminar a magnetita e limalha. Normalmente, porém, procede-se a separação entre os feldspatos e o quartzo. Esta operação de flutuação, também de caráter catiônica, utiliza a amina como agente coletor e o ácido hidrófluorídrico como condicionador, cuja atuação ainda é inexplicável. Nas experiências utiliza-se o ácido fluorídrico marca Merck, com densidade $d = 1,178$ a 20°C .

A marcha executada obedecia o seguinte esquema: os rejeitos da flutuação dos minerais pesados eram cuidadosamente deslamados, manualmente, por sifonagem, bem como desaguado até uns 70% de sólidos. Na própria célula essa polpa densa, recebia uma dose equivalente de 600 g/t de ácido fluorídrico para obtenção de um $\text{pH} = 2$. Batido 2 a 3 minutos, adicionava-se a respectiva quantidade de acetato de côco amina, variável de 100 a 200 g/t. Elevado o volume de água normal na célula, adicionava-se cerca de 20 g/t de espumante (metil isobutil carbinol). Aberto a entrada de ar para célula, a formação de espuma é rápida bem como a extração dos feldspatos. Essa separação é na maioria dos casos muito eficiente, provocando mesmo, o arraste de partículas de quartzo. Isso exigirá evidentemente operações de limpeza dos concentrados feldspáticos, para eliminação desse quartzo.

CONCLUSÕES: Quadro comparativo geral

Conforme já foi dito, os estudos sobre as diversas rochas, visaram a seleção e escolha dos melhores do ponto de vista essencialmente técnico (processamento). As três rochas escolhidas foram então comparadas por meio dos citados índices ponderados de cada característica. Isso pode ser vista pelo quadro comparativo dado na Fig. 8 da possibilidade de extração dos feldspatos.

Características Técnicas dos Feldspatos

Entre as características técnicas dos feldspatos, de maior importância, destacam-se as seguintes:

- a) Distribuição granulométrica
- b) Composição química
- c) Fusibilidade

FIGURA 8 – POSSIBILIDADE DA EXTRAÇÃO DOS FELDSPATOS

Quadro comparativo

	ITÚ	TN	BR
Mica na rocha	-1,40	-1,00	-1,43
Feldspatos na rocha	1,04	1,12	1,00
Fe ₂ O ₃ na rocha	-1,69	-1,00	-1,20
Al ₂ O ₃ na rocha	1,00	1,07	1,09
K ₂ O/Na ₂ O na rocha	1,14	1,00	1,69
Moabilidade	1,40	2,22	1,00
Feldspato – liberação	-1,00	-1,54	-1,59
Ganga – liberação	-1,00	-1,47	-5,07
Mica-flutuabilidade H ₂ SO ₄ – consumo	-2,46	-1,00	-3,57
Ferro – extração	1,87	1,00	2,08
Alumina – arraste	-1,67	-1,00	-2,03
Amina – consumo	-1,80	-2,00	-1,00
Extração de ferro total	1,35	1,00	1,23
Consumo HF	-1,00	-1,33	-1,00
Consumo – amina – feldspato	-2,67	-1,33	-1,00
Recuperação – feldspatos	1,13	1,00	1,09
TOTAIS	-5,76	-3,26	-6,80

De acordo com esses valores obtidos, conclui-se que as possibilidades da extração dos feldspatos tem a seguinte ordem de importância:

- 1º Alaskito Terra Nova
- 2º Granito Itú
- 3º Granito Bragança-Paulista

Estas tais características podem inclusive definir o campo de aplicação do produto. A indústria vidreira, na fabricação do vidro comum, exige um feldspato com as seguintes características:

Granulometria

Mesh	% passante
28	100
200	30 (máximo)

Composição Química

Óxido	%
SiO ₂	64,00 a 67,70
Al ₂ O ₃	18,00 a 20,00
Fe ₂ O ₃	menor que 0,20
alcalis	13,00 a 16,50

A indústria cerâmica, na fabricação dos corpos básicos não é tão exigente quanto ao teor de ferro, quando posteriormente eles recebem um esmalte opaco. Do ponto de vista da granulometria, é óbvio que, quanto mais fino for o feldspato, melhor, porque o preparo da massa exigirá de qualquer modo uma moagem final (menos 200 mesh).

A distribuição granulométrica dos feldspatos é evidentemente afetada pela exigência do *grau de liberação* dos mesmos, quanto mais fina a granulometria, maior será a proporção de finos (abaixo de 200 malhas) formada. Em consequência disso, os concentrados do granito Bragança tem em média 60% dos grãos abaixo de 74 micras (peneira 200) e os dos granitos Itú e Alaskito Terra Nova cerca de 40%. Portanto na hipótese de fornecimento à indústria vidreira, todos os concentrados deveriam sofrer correções granulométricas.

A composição química é característica fundamental, particularmente em relação aos teores de ferro e a relação dos teores de álcalis. O quadro abaixo fornece valores médios de análises dos concentrados feldspáticos obtidos pela flutuação catiônica.

Óxido	Itú %	TN %	%
SiO ₂	64,8	65,5	65,7
Al ₂ O ₃	20,7	20,1	20,0
Fe ₂ O ₃	0,11	0,20	0,13
TiO ₂	0,03	0,03	0,03
Na ₂ O	6,04	6,06	5,33
K ₂ O	7,76	7,14	8,07

De acôrdo com essas análises, os três tipos de concentrados seriam aprovados para vidro e cerâmica. A relação K_2O/Na_2O é respectivamente 1,28; 1,18 e 1,51, destacando-se o concentrado do granito Bragança pelo seu teor mais elevado de K_2O .

CONSIDERAÇÕES ECONÔMICAS, PROBLEMAS DE SEGURANÇA DE TRABALHO E POLUIÇÃO

Todos os testes realizados nos levaram ao estabelecimento de 16 índices, determinativos das características tecnológicas das três rochas estudadas. A exclusão de um estudo mais detalhado de muitas rochas, durante a fase seletiva teve, como fator determinante, a viabilidade econômica futura. Principalmente a posição geográfica em relação ao mercado consumidor potencial mais importante: a região da Grande São Paulo. Dando sequência aos estudos de bancada estão sendo realizados estudos ainda em *escala de laboratório*, mas agora de modo *contínuo*. Para isso, o autor e colaboradores montaram um *engenho piloto*, com capacidade de tratar 100 quilos por hora, no próprio Laboratório de Tratamento de Minérios, do Departamento de Engenharia de Minas, da Escola Politécnica da USP. A ordem de importância proposta para as tais rochas estudadas diz respeito ao comportamento das mesmas em relação ao *processo*, e nada dizem da viabilidade econômica.

É bem difícil a obtenção de valores exatos de custos das diversas operações unitárias, que eventualmente compõem o fluxograma de tratamento. Isto porque na fase dos estudos de óxidos pode-se apenas fazer hipóteses. Somente com os dados obtidos nos estudos do Engenho Piloto, poder-se-á fazer um cálculo realístico. Pode-se, todavia, fazer uma estimativa do custo médio operacional, baseado em dados obtidos em engenhos estrangeiros em operação produtiva. Portanto, a tabela dada a seguir, é uma estimativa média desse custo.

Custo por tonelada da concentração de Feldspatos por flutuação:

item	custo Cr\$	% total
Descarga e Britagem	2,58	13,5
Moagem	4,29	22,4
Flutuação	5,68	29,7
(Reagentes)	(3,30)	(17,2)
Filtragem e Secagem	1,72	9,0
Deposição de rejeitos	0,40	2,0
Vários	4,48	23,4
Total Direto	19,15	100,00

Pode-se incluir no item *vários*, o custo das operações de despoluição das águas do engenho.

Examinando-se essa tabela, vê-se que os custos da cominuição e flutuação, são os de maior importância. Considerando somente os índices relativos a esses dois tópicos na Fig. 8 podemos concluir que: considerando o custo do Alaskito TN como base, então o custo da cominuição do Itú será 37% mais caro e o do BR 55% mais caro ainda. Relativamente ao consumo de reagentes, ainda uma vez mais o TN é o que menos reagentes consumirá, vindo a seguir o BR que consumirá 14% mais que o TN, por último, o Itú com 29% mais que o TN.

A flutuação dos feldspatos, etapa final do processamento, exigirá a utilização de ácido hidrófluídrico. Este produto químico, tem alto poder corrosivo, podendo provocar queimaduras irreversíveis. Além disso, em temperaturas acima de 20° C, nas concentrações elevadas, evolui normalmente. Isso obrigará a medidas de segurança quanto ao seu armazenamento e manuseio. As bombas dosadoras e tubulações deverão ser construídas de plásticos especiais como: Teflon, Vitron, etc. Geralmente os próprios produtores de ácido fluorídrico poderão auxiliar na solução de tais problemas técnicos.

DESPOLUIÇÃO

Como consequência das características peculiares do processamento, após cada etapa de flutuação, haverá operações de deslamagens. Duas delas rejeitarão filtrados com pH bem baixo, provocados pela utilização do ácido sulfúrico. A última etapa, vimos, utiliza ácido hidrófluídrico. Esses rejeitos aquosos, deverão ser tratados antes de sua defecção em área reservada. A agitação e o emprego de neutralizantes, como leite de cal, parece ser a maneira mais eficiente e econômica. De modo geral, deve-se prever o custo das instalações de despoluição que poderá atingir de 10 a 15% do valor do investimento total.

Março, 1.976

BIBLIOGRAFIA

- AGOSTI, G.: “Vidrados e Esmaltes”, Cerâmica, S. Paulo, 10(37), março 1.964.
- KERR, P.F.: “Optical Mineralogy”, Mc-Grow Hill Publ. Co., N. York, 1.959.
- UYTENBOGAARDT, W. e BURKE, E.A.J.: “Tables of Microscopic identification of ore minerals”, Sec. Rev. Ed., Amsterdam, Elsevier. 1.971.
- PERKIN ELMER: “Cook Book”.
- SEELEY W. Mudd Series: “Industrial Minerals and Rocks”, Am. Inst. Min. Met. and Petr. Engn., N. York, 1.960, pag. 356.
- HILL, T.E., KENWORTHY, H., RITCHEY, R.H., E GERARD, J.A.: “Separation of feldspar, quartz and mica from granite”, V.S. Bureau of Mines, Rep. Inv. n° 7245.

Sessão – dia 03/08/76

**TESTES DE PIROEXPANSIBILIDADE EM VERMICULITAS
BRASILEIRAS**

W. T. Hennies ★

A. Stellin Jr. ★

★ Professores do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo

1. — INTRODUÇÃO

A massa específica aparente apresentada por uma vermiculita após a sua expansão é o parâmetro tecnológico mais importante para sua qualificação do ponto de vista comercial. Como a expansão da vermiculita pode ser conseguida de vários modos, entre outros pela simples adição de água oxigenada e sem aquecimento, reservamos o nome de piroexpansão para os testes feitos com aquecimento do material.

A determinação da massa específica é feita após os testes de piroexpansão, podendo estes testes serem industriais ou de laboratório. Nos testes industriais, grandes quantidades de material são tratadas, e as características notadas são exatamente aquelas do produto a ser fabricado. Nos testes de laboratório, apenas pequenas quantidades de material são tratadas e os parâmetros obtidos são comparativos quando analisamos minerais de várias procedências.

Entre os testes de piroexpansão em laboratório existem os de fornos vibratórios e os de mufla. No trabalho de McMILLAN E GERHARDT (19...) foi utilizado forno vibratório cilíndrico aquecido por resistências elétricas e cujas dimensões internas são de uma polegada de diâmetro e 24 polegadas de comprimento.

Contudo, na grande maioria dos laboratórios utilizam-se muflas aquecidas por resistências elétricas, que foi também a metodologia empregada neste trabalho.

Assim, vermiculitas de várias procedências foram submetidas ao teste de piroexpansão em laboratório, utilizando-se uma mufla de resistências elétricas que nominalmente atinge temperaturas de até 1.400° C.

Nos parágrafos seguintes abordaremos num parágrafo de generalidades a procedência e preparo das amostras. A seguir descrevemos a metodologia empregada no teste de piroexpansão. Finalmente os resultados dos testes e as principais conclusões e observações são os itens finais.

2. — GENERALIDADES

Nos ensaios de piroexpansão foram utilizadas vermiculitas de três procedências diversas a saber:

1. Brumado, no Estado da Bahia
2. Catalão, no Estado de Goiás
3. Ubá, no Estado de Minas Gerais

A vermiculita de Catalão provém da chaminé alcalina de Catalão I, e constitui amostra média de área atualmente explorada pela METAGO. Esta amostra foi coletada pelo coautor deste trabalho.

As vermiculitas de Brumado e Ubá estão associadas a complexo granito gnaissico precambriano onde faixas de rochas básico ultrabásicas possuem veios mais ou menos estreitos de vermiculita. Enquanto ao norte da cidade de Brumado vários são os mineradores que se dedicam a exploração da Vermiculita, em Ubá a empresa Caulinita explora jazida de sua propriedade em município vizinho. A coleta das amostras médias nestas áreas foi feita pelo autor deste trabalho.

Das amostras originalmente coletadas foram preparados cerca de 5 quilos de material de cada uma das procedências. Estes 5 quilos foram moídos em britador de martelos com abertura de saída de 1/2 polegada. Cerca de 2 a 3 passadas permitiram verificar a cominuição das placas de vermiculita que tomaram espessuras convenientes.

Estas amostras foram enquartadas e fração deste material submetido a peneiramento nas seguintes malhas: +3; -3 a +9; -9 a +14; -14 a +28 e -28. As frações +3 e -28 não foram utilizadas para os ensaios. Os resultados da distribuição granulométrica das frações acima da malha 28 está na tabela 1.

A enquartação das frações -3+9; -9+14 e -14+28 malhas das três vermiculitas estudadas forneceram o material submetido aos testes de expansão.

TABELA 1
DISTRIBUIÇÃO GRANULOMÉTRICA DE VERMICULITAS

Fração	Brumado		Catalão		Ubá	
	g	%	g	%	g	%
+ 3	45	2	155	10	295	16
+ 3 - 9	1061	41	698	45	901	48
+ 9 - 14	693	27	291	19	381	20
- 14 + 28	814	31	391	25	302	16
TOTAL	2613	101	1535	99	1879	100

3. — METODOLOGIA EMPREGADA

O procedimento adotado na piroexpansão constou em colocar a vermiculita a ser expandida num recipiente de aço inoxidável com dimensões de 160×160×50 mm. O total de vermiculita a ser expandida em cada fração por ensaio foi de aproximadamente 50 g, sendo este peso dividido em duas partes iguais que foram expandidas separadamente.

A mufla de laboratório utilizada cujas dimensões internas são de $200 \times 170 \times 170$ mm possui as resistências elétricas na parte superior e um controle automático de temperaturas com precisão de $+10^\circ \text{C}$.

Antes de procedermos à piroexpansão o recipiente de aço inoxidável era colocado no interior da mufla até que adquirisse a temperatura do ensaio. A seguir, era retirado e a vermiculita a ser ensaiada era uniformemente espalhada no recipiente. O recipiente era então imediatamente retornado à mufla e só retirado após 5 minutos.

Depois de retirada a vermiculita da mufla, a mesma era seca ao ar e somente após 1 hora, isto é, depois de atingir a temperatura ambiente era feita a determinação de sua massa específica aparente. A determinação da massa específica aparente era feita pela determinação do peso e do volume das amostras. No caso da medida do volume usamos provetas graduadas onde o material era colocado por simples queda e a seguir adensado por 3 batidas leves sobre uma mesa de madeira, após o que se procedia a leitura do volume.

Os testes de piroexpansão foram feitos em cinco diferentes temperaturas a saber:

300°C , 500°C , 700°C , 800°C e 900°C .

4. RESULTADOS DOS TESTES

As tabelas 2, 3 e 4 fornecem os resultados dos ensaios de piroexpansão respectivamente notados nas vermiculitas de Brumado, Catalão e Ubá.

Nestas tabelas P_i representa o peso inicial da amostra antes da expansão, V_i o volume inicial antes da expansão, e M_i a massa específica aparente antes da expansão, P_f , V_f e M_f são respectivamente peso, volume e massa específica aparente após a expansão.

TABELA 2

ENSAIO DE PIROEXPANSÃO DA VERMICULITA DE BRUMADO NAS FRAÇÕES -3+9, -9+14 E -14+28 MALHAS

	fração -3 +9					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
P_i	51	55	47	46	41	
V_i	62	67	65	54	50	
M_i	0.82	0.82	0.72	0.85	0.82	0.81
P_f	48	51	42	40	36	
V_f	70	218	245	275	255	
M_f	0.69	0.23	0.17	0.15	0.14	0.15

	fração -9 +14					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	41	45	45	40	41	
Vi	50	55	52	48	48	
Mi	0.82	0.82	0.87	0.83	0.85	0.84
Pf	40	42	40	36	37	
Vf	50	150	206	198	200	
Mf	0.80	0.28	0.19	0.18	0.19	0.19

	fração -14 +28					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	55	65	63	69	64	
Vi	68	73	70	69	73	
Mi	0.81	0.89	0.90	0.87	0.88	0.87
Pf	53	60	58	56	58	
Vf	64	150	212	232	230	
Mf	0.83	0.40	0.27	0.24	0.25	0.25

TABELA 3

ENSAIOS DE PIROEXPANSÃO DE VERMICULITA DE CATALÃO NAS FRAÇÕES -3 +9, -9 +14 E -14 E +28 MALHAS

	Fração -3 +9					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	47	45	42	40	48	
Vi	80	74	74	74	88	
Mi	0.59	0.61	0.57	0.54	0.55	0.57
Pf	46	42	39	36	44	
Vf	150	260	315	345	455	
Mf	0.31	0.16	0.12	0.11	0.10	0.11

	Fração -9 +14					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	41	43	46	46	58	
Vi	70	65	70	74	92	
Mi	0.59	0.66	0.66	0.62	0.63	0.63
Pf	40	40	42	42	52	
Vf	70	172	236	255	225	
Mf	0.57	0.23	0.18	0.16	0.16	0.17

	Fração -14 +28					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	45	49	47	54	43	
Vi	68	67	66	78	60	
Mi	0.66	0.73	0.71	0.69	0.72	0.70
Pf	44	46	43	50	40	
Vf	62	144	183	244	195	
Mf	0.71	0.32	0.23	0.20	0.21	0.21

TABELA 4

ENSAIOS DE PIROEXPANSÃO DA VERMICULITA DE UBÁ NAS FRAÇÕES -3 +9, -9 +14 E -14 +28 MALHAS

	Fração -3 +9					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	59	67	69	62	62	
Vi	79	86	83	80	76	
Mi	0.84	0.78	0.83	0.76	0.82	0.81
Pf	56	64	64	67	56	
Vf	78	195	295	330	350	
Mf	0.72	0.33	0.22	0.17	0.16	0.18

	Fração -9 +14					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	48	50	48	47	45	
Vi	68	70	66	66	60	
Mi	0.71	0.71	0.73	0.71	0.75	0.72
Pf	46	47	45	43	40	
Vf	68	160	223	254	245	
Mf	0.68	0.29	0.20	0.17	0.16	0.18

	Fração -14 +28					
	300°C	500°C	700°C	800°C	900°C	
Pi	49	53	44	57	49	
Vi	72	78	62	82	70	
Mi	0.68	0.68	0.71	0.70	0.70	0.70
Pf	47	51	41	53	45	
Vf	70	147	178	266	243	
Mf	0.67	0.35	0.23	0.20	0.19	0.21

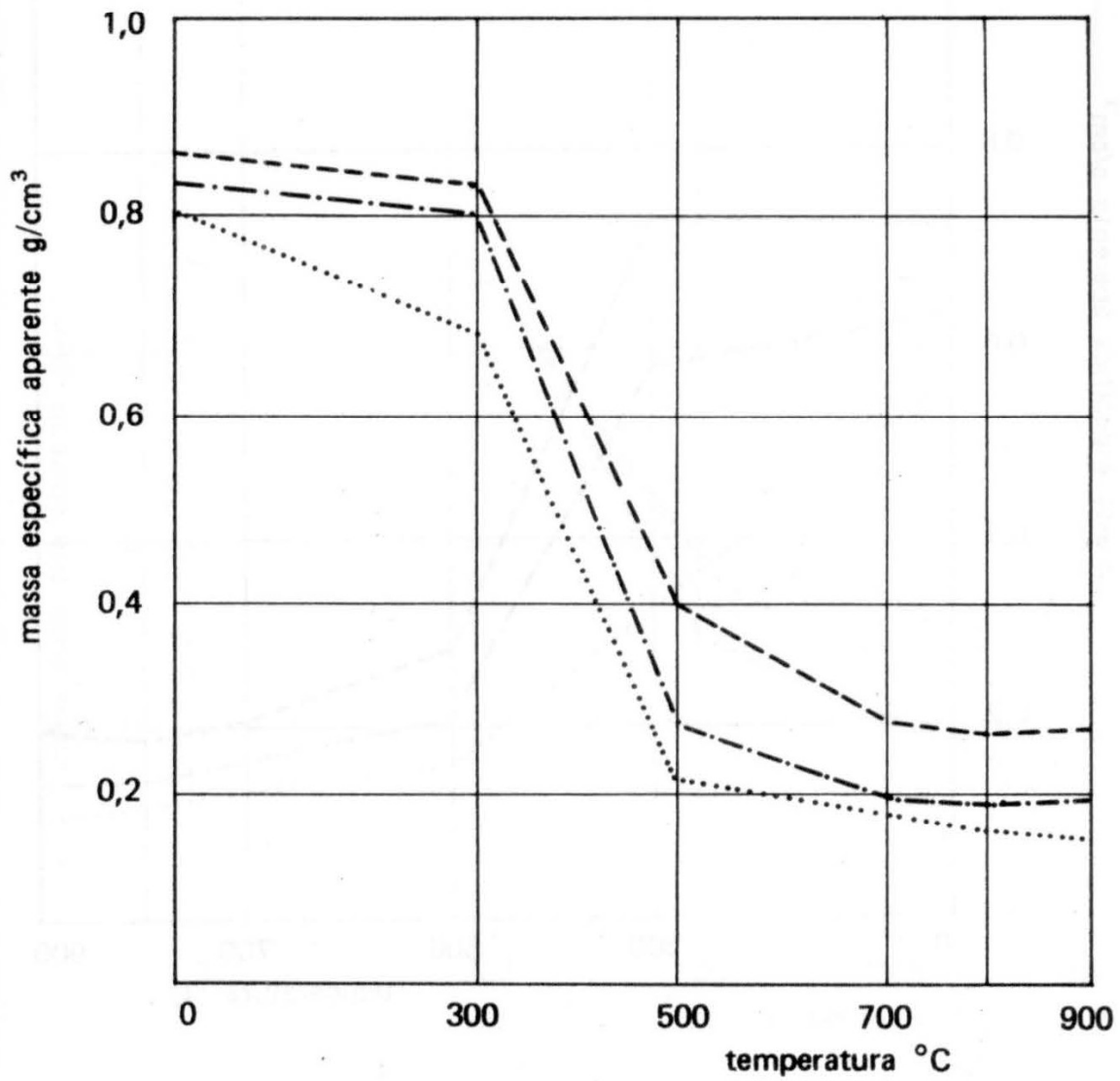


Fig. 1 - Vermiculita de Brumado

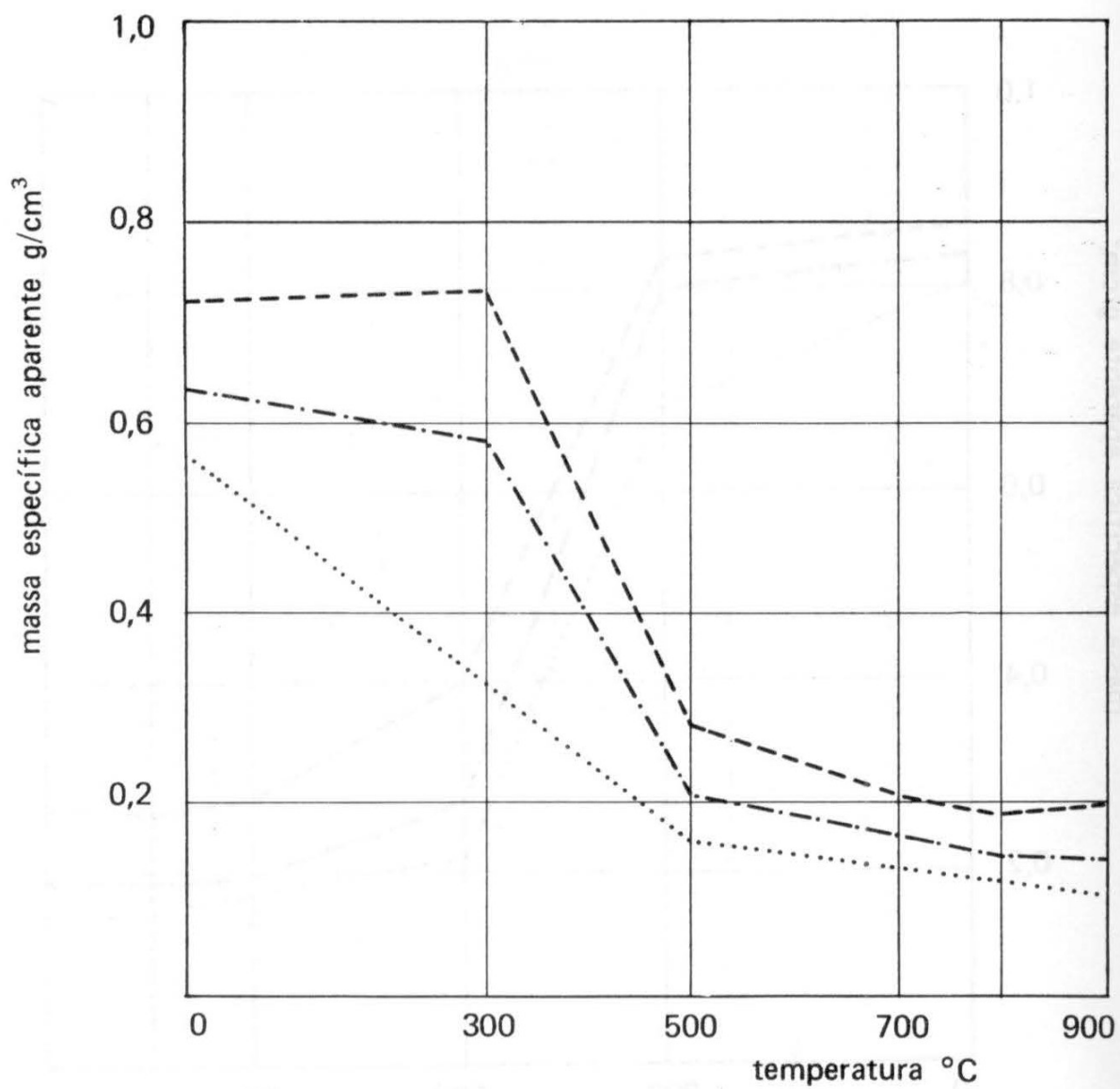


Fig. 2 – Vermiculita de Catalão

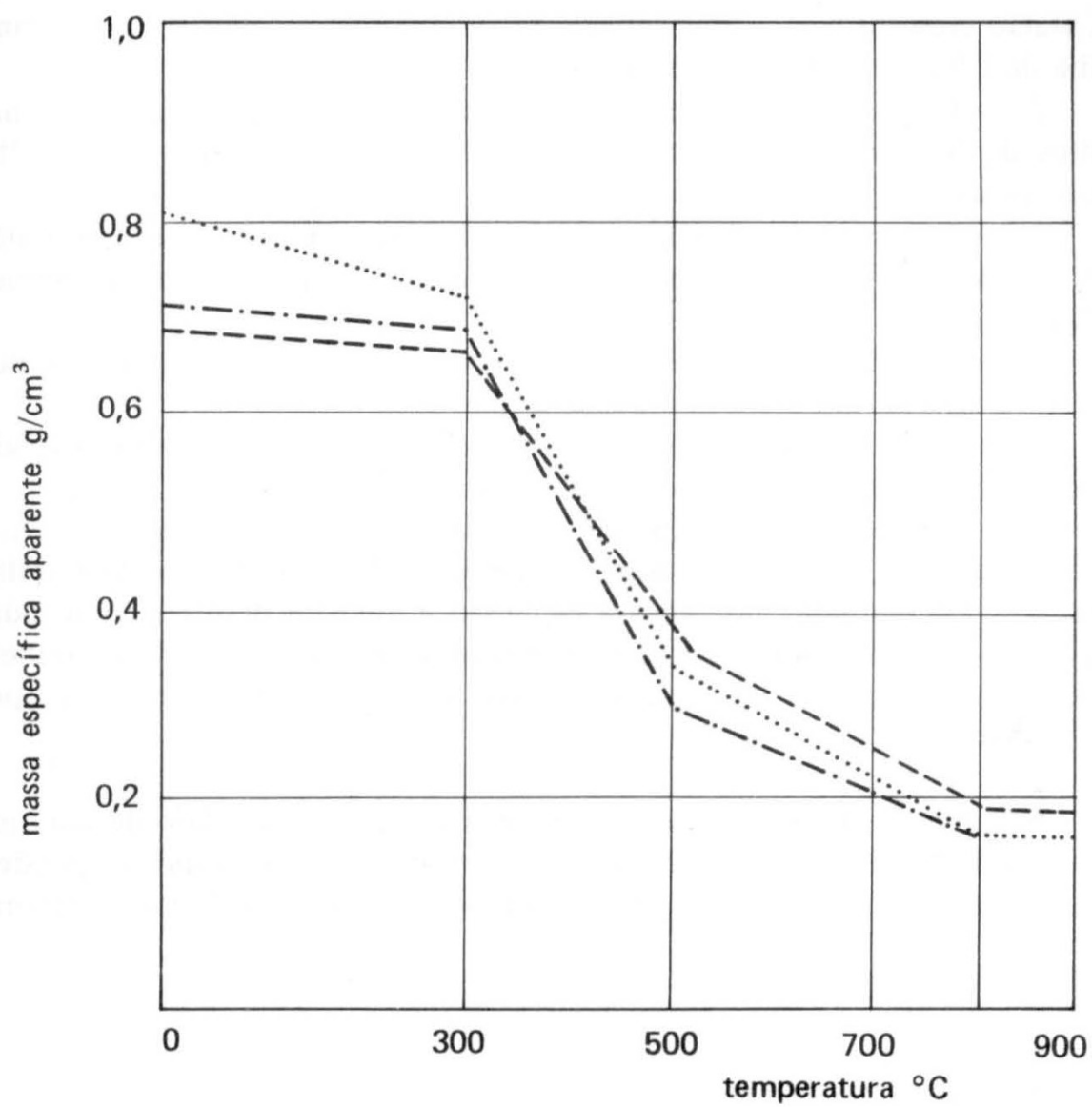


Fig. 3 – Vermiculita de Ubá

5. — *PRINCIPAIS CONCLUSÕES E OBSERVAÇÕES*

Pela cuidadosa análise dos resultados apresentados pelos testes de piroexpansão realizados podemos chegar às seguintes conclusões gerais:

1. — A massa específica aparente original das Vermiculitas de Brumado e Catalão crescem com a diminuição da granulometria, enquanto a vermiculita de Ubá tem comportamento inverso.

2. — Enquanto a diminuição da massa específica aparente das vermiculitas de Brumado e Catalão acima de 700° C é desprezível, na de Ubá isto só ocorre acima de 800° C.

3. — A vermiculita de menor massa específica aparente é a de Catalão com 0,16 g/cm³ após a expansão. As de Brumado e Ubá tem valor idêntico de 0,19 g/cm³.

4. — A vermiculita originalmente mais densa é a de Brumado, sendo a de Ubá intermediária e a de Catalão a mais leve.

Algumas observações adicionais podem ainda ser feitas sobre a qualidade das vermiculitas e que são a sua oxidação com a expansão:

5. — Verifica-se a oxidação de todas as vermiculitas com a expansão o que faz com que sua cor se torne avermelhada. Na vermiculita de Catalão nota-se o caso extremo onde após a expansão a amostra desprende em todas frações fina poeira de ocre. No caso das vermiculitas de Brumado e também de Ubá, originalmente verdes, a cor passa a avermelhada e prateada após a expansão.

Finalmente, desejamos ainda chamar a atenção para o fato de que, em ensaios industriais, com a eliminação das partículas não expandidas é possível atingir-se massas específicas aparentes bem menores que os dados de laboratório.

6. — *AGRADECIMENTOS*

Desejamos deixar aqui registrado o nosso agradecimento a todos aqueles que direta ou indiretamente puderam contribuir para a realização desta pesquisa. Em especial somos gratos ao Sr. Valentim Robles Arnal, preparador do Laboratório de Tratamento de Minerais da E.P.U.S.P. pelo auxílio quando da realização dos testes de piroexpansão.

BIBLIOGRAFIA

W.D. McMILLAN and A.W. GERHARDT — Investigation and laboratory testing of Vermiculite Deposits Llano Country, Tex. Bureau of Mines — Rep. of Investigation 4486 — Jul. 1949.

Sessão – dia 03/08/76

**CARACTERÍSTICAS TECNOLÓGICAS
DE CARVÕES NACIONAIS**

W.T. Hemnies
Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo

F. Fujimura
Instituto de Pesquisas Tecnológicas

R.N. de Oliveira
Bolsista da Fundação para o Desenvolvimento da Tecnologia
e Engenharia.
Eng^{ndo} do Depto. de Eng. de Minas da EPUSP, membro do centro Moraes Rego

ÍNDICE

1. INTRODUÇÃO
2. GENERALIDADES
3. COLETA DAS AMOSTRAS
4. PREPARO DAS AMOSTRAS
5. ENSAIOS MECÂNICOS
6. RESULTADO DOS ENSAIOS
7. CONCLUSÕES
8. AGRADECIMENTOS
9. BIBLIOGRAFIA

RESUMO

Pela carência de dados sobre as características tecnológicas de carvões nacionais, principalmente com referência a parâmetros para projeto de aberturas subterrâneas, procura-se neste trabalho apresentar algumas destas propriedades mecânicas.

A fase inicial dos trabalhos constou de coleta das amostras na mina 4 da Companhia Carbonífera Prospera S.A. em Santa Catarina. A seguir, foram preparados corpos de prova cúbicos de 3, 5, 10 e 15 centímetros de lado, com umidade natural ou saturados, que foram submetidos a ensaios mecânicos de resistência a compressão.

A resistência a compressão de nossos carvões é um parâmetro útil no dimensionamento dos pilares de sustentação do teto das aberturas subterrâneas, e na escolha de equipamentos utilizados em trabalhos subterrâneos.

1. INTRODUÇÃO

A literatura técnica brasileira ainda hoje é carente em dados sobre as características tecnológicas de carvões nacionais, com respeito a propriedades mecânicas. Procurando contribuir para coleta de alguns dados sobre as propriedades mecânicas de nossos carvões foi planejado um trabalho de levantamento de alguns parâmetros úteis para o dimensionamento de pilares de sustentação do teto das aberturas subterrâneas, através de ensaios de compressão uniaxial. Este trabalho de equipe reuniu os três AA. onde um professor do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo orientou um aluno do curso de engenharia de minas, bolsista da Fundação para o Desenvolvimento da Tecnologia e Engenharia, e, para a realização dos ensaios e seu planejamento participou um engenheiro do Instituto de Pesquisas Tecnológicas.

Durante o mês de janeiro de 1976, o aluno estagiou na Companhia Carbonífera Prospera S/A. para coleta de 25 blocos de carvão. Estes blocos serviram para a confecção posterior de corpos de prova. Convenientemente embalados e protegidos estes blocos foram cuidadosamente transportados para São Paulo.

O preparo dos corpos de prova a partir dos blocos de carvão e seu ensaio foram realizados na Seção de Mecânica de Rochas do Instituto de Pesquisas Tecnológicas de São Paulo.

2. GENERALIDADES

Para o correto dimensionamento de aberturas múltiplas subterrâneas, necessitamos realizar ensaios mecânicos do material que compõem a estrutura das minas. Assim, no caso das camadas de carvão o parâmetro tecnológico necessário é sua resistência a compressão, útil para o estabelecimento da dimensão dos pilares.

As camadas de carvão de Santa Catarina são, pelas suas peculiaridades geológicas, em geral, subdivididas em três partes, que do teto para a base são denominadas de forro, quadração e banco. O forro é composto de um carvão maciço de melhor qualidade. A quadração é a parte intermediária, onde as finas camadas de carvão se intercalam em folhelhos dominantes. Finalmente, o banco é constituído predominantemente de carvão com intercalações finas de folhelhos. (vide fig. 1 para maiores detalhes, apud. 2).

Como o material supostamente de menor resistência a compressão é o carvão, a coleta de amostras nas frentes de lavra foi feita visando blocos de carvão do forro e do banco. Contudo, também algumas amostras da quadração foram coletadas para termos alguns parâmetros comparativos.

3. COLETA DAS AMOSTRAS

Os 25 blocos de carvão foram coletados na mina 4 da companhia Carbonífera Próspera, situada nas vizinhanças de Crisciuma, no Estado de Santa Catarina. Estes blocos possuíam dimensão em espessura da ordem de 20 cm normal à camada e atingindo até 30×30 cm ou mais no sentido da camada.

As amostras provinham de 4 locais distintos, dentro da área atualmente explorada. Os pontos de coleta dos blocos foram duas galerias de traçagem de novas áreas a serem futuramente exploradas e duas frentes amplas (long wall), zona de produção atual.

Os blocos foram selecionados após o desmonte e escolhidos aqueles que se apresentavam em melhores condições.

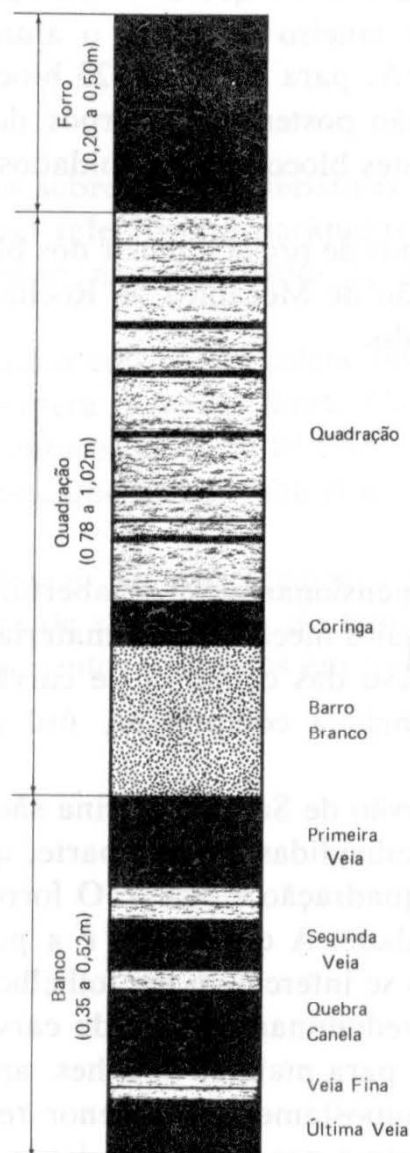


FIGURA 1 – PERFIL CARACTERÍSTICO DA CAMADA BARRO BRANCO.

4. PREPARO DAS AMOSTRAS

Os 25 blocos de carvão coletados foram convenientemente embalados e cuidadosamente transportados para São Paulo.

Destes blocos foram confeccionados corpos de prova cúbicos em quatro séries distintas. A série mais numerosa constituiu os corpos cúbicos menores com aproximadamente 3 cm de lado. Além disso, foram também preparados corpos cúbicos com 5 cm, 10 cm e 15 cm de lado, sendo decrescentes o número a medida que o tamanho aumentava.

Naturalmente, prepararam-se inicialmente os corpos de prova maiores e com as peças remanescentes foram preparados os de menor dimensão.

5. ENSAIOS MECÂNICOS

Os ensaios mecânicos consistiram em colocar os corpos de prova cúbicos em uma prensa, atuar com uma velocidade de carga constante de 10 kg/cm / min até a ruína. Foram anotadas as cargas de ruína, que, após divididas pela seção do corpo de prova, forneceram a resistência a compressão em kg/cm da amostra.

A atuação dos esforços foi feita em todos os ensaios normal aos estratos das camadas.

Além disso, as amostras foram subdivididas em duas séries, para simular duas condições diversas. Assim uma primeira série foi ensaiada com a umidade natural e uma segunda na condição saturada. No último caso, as amostras foram mergulhadas em água por 48 horas, antes do ensaio, para simular as condições menos propícias da existência do nível freático no interior da camada de carvão.

6. RESULTADO DOS ENSAIOS

O número total de amostras cúbicas dos vários tamanhos foi de 103, sendo 52 na dimensão de cubos de 3 cm de lado, 33 na dimensão de cubos de 5 cm de lado, 11 na dimensão de cubos de 10 cm de lado e 7 na dimensão de 15 cm de lado.

A tabela nº 1 resume os principais resultados dos ensaios com umidade natural apresentando o número de amostras ensaiadas, a altura da amostra, seu volume, a média da resistência a compressão uniaxial e o correspondente desvio padrão, distinguindo ainda se as amostras pertencem ao forro, quadrado ou banco.

Na tabela nº 2, os resultados dos ensaios e as mesmas características são apresentadas com referência as amostras ensaiadas na condição saturada.

TABELA N.º 1 – Resultado dos ensaios de compressão simples em amostras cúbicas de carvão com unidade natural

n.º de amostras	altura cm	volume cm ³	resistência a compressão média kg/cm ²	desvio padrão
Forro				
1 6	3	27	100	27
2 4	5	125	205	41
3 3	10	1000	118	31
4 1	15	3375	120	—
Quadração				
1 8	3	27	145	34
2 5	5	125	204	87
3 —	—	—	—	—
4 1	15	3375	180	—
Banco				
1 9	3	27	136	33
2 6	5	125	200	40
3 2	10	1000	163	4
4 1	15	3375	160	—

TABELA N.º 2 – Resultado dos ensaios de compressão simples em amostras cúbicas de carvão saturado

n.º de amostras	altura cm	volume cm ³	resistência a compressão média kg/cm ²	desvio padrão
Forro				
1 8	3	27	84	29
2 4	5	125	214	17
3 2	10	1000	53	4
4 2	15	3375	33	35
Quadração				
1 10	3	27	135	65
2 7	5	125	225	119
3 2	10	1000	160	57
4 1	15	3375	60	—
Banco				
1 11	3	27	116	37
2 7	5	125	154	47
3 2	10	1000	153	11
4 1	15	3375	125	—

Na quadração foram incluídas tanto amostras de folhelhos com finos leitões de carvão, quanto de siltitos da camada barro branco.

7. CONCLUSÕES

A cuidadosa análise dos resultados dos ensaios de compressão uniaxial, permite chegar a uma série de conclusões dentre as quais podemos destacar as seguintes:

1. Um primeiro fato anômalo e destacado é a menor resistência apresentada pelas amostras de menor dimensão. Nossa opinião quanto a este fato é a seguinte: Como os corpos de prova de menor dimensão foram preparados com os fragmentos remanescentes das amostra maiores, constituíam-se de fragmentos mais fisurados, tendo havido assim uma autoselação dos mesmos. Devido a isto, julgamos melhor desprezar inicialmente os valores de ensaios de cubos de 3 cm de lado.

2. A segunda conclusão, constitui-se em fato já esperado que é a menor resistência das amostras na condição saturada que aquel de umidade natural. Contudo, o confronto das tabelas 1 e 2 mostra que esta diferença não é na maioria dos casos significativa, sendo possível agrupar todos os ensaios conjuntamente. Disto resultou a tabela n.º 3, abaixo transcrita.

TABELA N.º 3 – Ensaios de resistência a compressão uniaxial saturados e com umidade natural de carvões e rochas associadas

3.1. Forro

n.º de ensaios	altura cm	área cm ²	volume cm ³	R.C. kg/cm ²	desvio padrão
1 14	3	9	27	91	28
2 8	5	25	125	203	38
3 5	10	100	1000	92	42
4 3	15	225	3375	62	56

3.2. Quadração

n.º de ensaios	altura cm	área cm ²	volume cm ³	R.C. kg/cm ²	desvio padrão
1 18	3	9	27	135	77
2 12	5	25	125	217	103
3 2	10	100	1000	160	57
4 2	15	225	3375	120	85

3.3. Banco

n.º de ensaios		altura cm	área cm ²	volume cm ³	R.C. kg/cm ²	desvio padrão
1	20	3	9	27	125	36
2	13	5	25	125	175	48
3	4	10	100	1000	158	9
4	2	15	225	3375	143	25

As imperfeições como fraturas estão distribuídas ao acaso nas amostras pelo seu volume, e Coates (1) indica uma relação do tipo

$$R = R_0 v^{-a} \quad \text{onde}$$

R_c é a resistência a compressão da amostra, cujo volume é V e R_0 é a resistência a compressão de uma amostra unitária (cubo com 1 cm de lado). Fazendo-se uma análise de regressão dos valores da tabela 3 e admitindo a primeira conclusão, isto é, desprezando os valores apresentados pelas amostras cúbicas de 3 cm de lado, encontram-se as seguintes equações:

$$\begin{aligned} \text{forro:} & \quad R_c = 1301 V^{-0,38} \\ \text{quadração:} & \quad R_c = 571 V^{-0,19} \\ \text{banco:} & \quad R_c = 260 V^{-0,07} \end{aligned}$$

Estabelecendo a proporcionalidade em relação a área A ou a dimensão do lado da amostra cúbica L , temos as seguintes equações:

$$\begin{aligned} \text{forro:} & \quad R_c = 1100 A^{-0,53} \quad \text{ou} \quad R_c = 1143 L^{-1,08} \\ \text{quadração:} & \quad R_c = 501 A^{-0,26} \quad \text{ou} \quad R_c = 489 L^{-0,50} \\ \text{banco:} & \quad R_c = 254 A^{-0,11} \quad \text{ou} \quad R_c = 275 L^{-0,25} \end{aligned}$$

Finalmente, esperamos que a presente contribuição, onde procuramos definir quantitativamente alguns parâmetros tecnológicos de carvão nacional, sirva de estímulo não só para futuras investigações, mas também para o melhor dimensionamento das aberturas subterrâneas e a aplicabilidade de equipamentos de corte. Neste últimos casos, os estudos influem diretamente sobre os custos de mineração do carvão.

Sessão – dia 03/08/76

**NOVAS CONSIDERAÇÕES SOBRE A AVALIAÇÃO DA
RESISTÊNCIA AO MOVIMENTO EM TRANSPORTADORES
DE CORREIA DE ALTA CAPACIDADE**

DAN VINCENT
Engenheiro Senior

WERNER K. BEHREND
Chefe, Depto. de Manuseio de Materiais

ZOLTAN F. OSZTER
Superintendente da Área de Mineração e Metalurgia
PROMON ENGENHARIA S.A.

RESUMO

Este trabalho analisa as resistências ao movimento em transportadores de correia, considerando especificamente em detalhe a resistência por atrito devido à pressão entre os rolos de roletes e a correia e à flexão da própria correia e do material transportado.

Para o caso de transportadores longos e altamente carregados (15.000 a 20.000 TPH) as resistências acima assumem valores altos, exigindo altas potências de acionamento, que não são calculáveis com as fórmulas normalmente utilizadas.

Este trabalho estabelece a correlação entre dados experimentais e apresenta fórmulas que se constituem em ferramentas úteis para os projetistas de sistemas de transporte de minério a altas capacidades.

A aplicação é ilustrada por um exemplo anexo.

1. INTRODUÇÃO

A resistência que as forças de atrito apresentam ao movimento de um transportador de correia tem sido através dos anos, assunto de intensos estudos e pesquisas por parte dos engenheiros de manuseio de materiais.

Através de ensaios no campo foram obtidos dados sobre transportadores de correia de diferentes características, transportando diferentes materiais, a várias capacidades. (1)

Estes ensaios foram realizados nos EEUU. e em outros países a análise dos ensaios no campo resultou em fórmulas válidas dentro de certos limites de tensão e da carga por unidade de comprimento do transportador.

Em geral, estas formulas são válidas para tensões médias na correia iguais ou inferiores a 7500 kg e para uma carga total por unidade de comprimento do transportador (correia + carregamento) igual ou inferior a 450 kg/m. (7)

Dentro desta faixa, e a despeito da natureza diferente das diversas expressões desenvolvidas (Goodrich, Goodyear, CEMA, DIN, etc.), os resultados dos cálculos variam dentro de uma faixa de $\pm 10\%$. (2)

Com o crescente uso de transportadores mais longos e com capacidades mais altas, as tensões e a carga por unidade de comprimento do transportador têm sofrido um aumento contínuo muito além do limite de validade das fórmulas (7) comumente usadas. A simples extrapolação destas fórmulas não oferece resultados satisfatórios, e passou a exigir uma série mais completa de ensaios e análises, de forma a proporcionar aos engenheiros uma ferramenta para o cálculo de transportadores longos e pesadamente carregados.

O presente trabalho se propõe a correlacionar, tanto quanto possível, os dados teóricos e experimentais presentemente disponíveis e a condensar os resultados em fórmulas para o cálculo da potência requerida para transportadores de correia de alta capacidade, fórmulas estas que poderão ser usadas como ferramentas úteis aos engenheiros de manuseio de materiais.

2. FORMULAÇÃO GERAL

A energia potencial requerida para se levantar ou abaixar uma dada carga, é uma quantidade exata cujo cálculo está sujeito apenas às leis físicas. A potência requerida para realizar o trabalho de levantamento ou abaixamento de carga, é diretamente proporcional a esta carga e pode ser facilmente calculada pela expressão:

$$\text{HP levantamento} = \text{Constante} \cdot H \cdot Q, \text{ onde} \quad (1)$$

H = altura de levantamento (m)

Q = capacidade (TPH)

Contudo, a avaliação das forças resistentes devidas ao atrito tem uma natureza empírica. A energia desenvolvida para vencer o atrito é função de vários fatores, alguns dos quais ainda não totalmente compreendidos e analisados, e difíceis de serem expressos de uma maneira matematicamente simples.

Os principais fatores que contribuíram para a resistência ao movimento devida ao atrito são:

- a) resistência do rolete à rotação em torno de seu eixo;
- b) resistência da correia à flexão sobre as polias;
- c) resistência das polias terminais à rotação em torno de seus eixos;
- d) resistências provenientes de acessórios de natureza diversa, tais como: limpador, saias, etc.
- e) resistência devida à impressão da correia nos rolos dos roletes;
- f) resistência da carga (material transportado) à flexão entre os roletes;
- g) resistência da correia à flexão entre os roletes.

Os itens "a", "b", "c" e "d" são bem conhecidos, tendo sido descritos e analisados em várias publicações e não serão tratados neste trabalho.

Somente os itens "e", "f" e "g", que são os principais componentes da resistência ao movimento devido ao atrito (representada pelo coeficiente de atrito "global", K_y) serão analisados neste trabalho. (7)

O coeficiente de atrito K_y pode ser expresso como composto pelas seguintes parcelas:

$$K_y = K_{y1} + K_{y2} + K_{y3} \quad (2)$$

Total (impressão) (flexão da correia) (flexão do material)

Embora os fenômenos sejam basicamente os mesmos tanto em transportadores pequenos com carga leve, como em transportadores longos e pesadamente carregados, a proporção entre os componentes da resistência devida ao atrito, variam com o aumento da carga e de tensão média da correia. Em transportadores com altas tensões e pesadamente carregados, (T média » 30 toneladas e $W_m + W_b$ » 1000 kg/m), a componente devida ao peso (impressão) pode representar até aproximadamente 70% do valor do coeficiente K_y . Em transportadores de tensão mais baixa, mas também pesadamente carregados (ex: transportadores curtos, etc.), esta componente pode representar apenas 40%, ou ainda menos do valor do coeficiente K_y . (Fig. 15)

3. RESISTÊNCIA POR ATRITO DEVIDA À IMPRESSÃO (K_{y1})

O fenômeno da impressão da correia sobre os roletes, pode ser considerado semelhante ao da impressão de uma roda (ou cilindro) que rola sobre uma superfície plana deformável.

Por exemplo, na teoria da resistência ao rolamento, o momento de desequilíbrio que causa o movimento é determinado tomando-se o somatório dos momentos em relação ao ponto de contato entre a roda e a superfície.

Como ilustra a Fig. 1, se a superfície for rígida, o somatório dos momentos em relação a "c" torna-se zero, porque o peso "W" passa por "c". Teoricamente, então, uma roda uma vez posta em movimento sobre uma superfície rígida e horizontal, rolaria para sempre. Sabemos que esta conclusão é falsa, porque superfícies completamente rígidas não existem, em realidade.

A resistência ao movimento de rolamento de uma roda é, portanto, consequência da roda rolar sobre uma superfície que cede, conforme o ilustrado na Fig. 2. A superfície à frente da roda é comprimida, fazendo com que a força normal "N" passe a atuar adiante da linha de ação do peso "W". Consequentemente, um momento resistente " $W \cdot b$ " (em relação ao ponto "c") resistirá ao movimento de rotação da roda.

Por esta razão, a distância "b" é conhecida como o coeficiente de resistência ao rolamento. Apesar deste coeficiente ser geralmente presumido como constante, experiências mostram que ele varia com o raio e peso da roda, natureza da superfície e da velocidade relativa entre a roda e a superfície.

Em correias transportadoras o fenômeno é idêntico. Basta considerar como roda, o rolete e como superfície que cede, a própria correia. (Fig. 3)

Comparando-se a resistência por atrito a impressão, com a resistência ao rolamento de uma roda e utilizando-se dados experimentais, determinou-se que a resistência por atrito devida a impressão, é uma função dos seguintes fatores:

- a) Peso do material e da correia por unidade de comprimento da correia ($W_m + W_b$);
- b) ângulo de inclinação, tipo, diâmetro dos rolos e espaçamento entre roletes;
- c) Tipo, espessura, dureza do recobrimento inferior e tensão média da correia;
- d) Velocidade da correia.

As curvas apresentadas nas Figs. 4 a 10, mostram a influência de vários fatores sobre a resistência devida à impressão. Estas curvas foram obtidas através de ensaios experimentais em uma correia de cabos de aço tipo ST 2000. (3)

A Fig. 4 mostra os comprimentos totais e parciais do arco de contato entre rolo e correia, como função da velocidade e peso unitário normal da correia.

A Fig. 5 mostra a proporção entre os arcos de contato parciais, L1 e L2, da Fig. 3, em função da velocidade da correia e a peso unitário normal.

Como pode ser observado nas Figs. 4 e 5, o arco de contato "L", que contribui para a resistência ao movimento, aumenta com o aumento da velocidade; contudo o arco "L2" aumenta muito menos.

Ambos os arcos também aumentam, quando o peso total sobre o rolete é aumentado.

Consequentemente, a resistência devida à impressão aumenta, quando a velocidade e o peso por unidade de comprimento são aumentados.

A Fig. 6 ilustra a influência do diâmetro do rolo sobre a resistência devida à impressão. A resistência aumenta quando o diâmetro do rolo é diminuído.

A Fig. 7 ilustra a influência da velocidade da correia na resistência devida à impressão. A resistência aumenta quando a velocidade da correia aumenta.

A Fig. 8 ilustra a influência direta da carga por unidade de comprimento sobre a resistência devida a impressão. A resistência aumenta quando a carga aumenta.

A Fig. 9 ilustra a variação da resistência devida à impressão, em função da tensão máxima na correia, expressa como % de resistência à ruptura da correia. (t%)

A Fig. 10 ilustra a variação da resistência devida à impressão em função da espessura do recobrimento inferior da correia, para vários diâmetros de rolos. A resistência aumenta com a diminuição do diâmetro do rolo e com o aumento da espessura do recobrimento da parte inferior da correia.

A Fig. 11 ilustra a distribuição da carga entre os rolos de um rolete, baseada em uma combinação de cálculos matemáticos e ensaios de campo para transportadores de 72" e 84" de largura (realizados no Brasil, pela FAÇO).

As curvas da Fig. 11 demonstram que o peso total sobre os rolos centrais é maior para roletes de 4 rolos do que para roletes de 3 rolos. Entretanto, em virtude do maior comprimento total dos dois rolos centrais, o peso por unidade de comprimento ao longo do eixo do rolo torna-se menor no rolete de 4 rolos do que no rolete de 3 rolos.

Por exemplo:

A Fig. 11 mostra que para um carregamento volumétrico do transportador de 100%, um rolete de 3 rolos com rolos laterais a 45°, suporta 66% da carga no rolo central e 17% em cada rolo lateral. Um rolete de 4 rolos, com rolos laterais a 45°, suporta 88% da carga nos dois rolos centrais e somente 6% em cada rolo lateral.

Usando-se as informações de catálogo de um fornecedor, obtemos os seguintes valores para uma correia de 84" de largura:

$$\begin{array}{ll} A = 56,1 \text{ cm} & B = 74,6 \text{ cm} \\ A' = 31,0 \text{ cm} & B' = 52,8 \text{ cm} \end{array}$$

O peso por unidade de comprimento do rolo, para uma carga total de 1000 kg será:

a) Para roletes de 3 rolos:

$$- \text{Rolo Central: } \frac{0,66 \times 1000}{74,6} = 8,86 \text{ kg/cm}$$

$$- \text{Rolos Laterais: } \frac{0,17 \times 1000}{52,8} = 3,22 \text{ kg/cm}$$

b) Para roletes de 4 rolos:

$$- \text{Rolos Centrais: } \frac{0,88 \times 1000}{2 \times 56,1} = 7,84 \text{ kg/cm}$$

$$- \text{Rolos Laterais: } \frac{0,06 \times 1000}{31,0} = 1,935 \text{ kg/cm}$$

As reduções nos pesos unitários suportados por roletes de 4 rolos serão:

$$- \text{Rolos Centrais: } \frac{4 \text{ rolos}}{3 \text{ rolos}} = \frac{7,84}{8,85} = 0,8858, \text{ ou seja, } 11,4\%.$$

$$- \text{Rolos Laterais: } \frac{4 \text{ rolos}}{3 \text{ rolos}} = \frac{1,935}{3,22} = 0,60, \text{ ou seja: } 40\%.$$

$$- \text{Redução média: } \frac{2 \times 40 \times 0,06 + 11,4 \times 0,88}{2 \times 0,06 + 0,88} \cong 15\%$$

Resultados semelhantes poderão ser obtidos, analisando-se os roletes a 45° de um transportador de correia de 72".

A redução média de 15%, na carga do rolete por unidade de comprimento, torna recomendável o uso do rolete de 4 rolos (sob o ponto de vista da resistência por impressão) nos transportadores de correia de alta capacidade.

Combinando os resultados dos ensaios do Dr. Ing. Schwarz (3) com os do Dr. Ing. Behrens (4) e complementado-os com a observação acima, a respeito da distribuição da carga em roletes de 4 rolos, chegamos à expressão empírica da resistência por impressão K_{y1} , como se segue:

$$K_{y1} = 100 \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3 \cdot \frac{v^{l_v} \cdot b^{l_b} \cdot s_p^{l_{sp}}}{d^{l_d} \cdot t^{l_t}} \cdot (W_m + W_b)^{l_w}, \quad (3)$$

(kg/m)

Onde:

C_1 = Coeficiente adimensional, função do tipo de correia;

– para correias de cabo de aço, $C_1 = 0,85$

C_2 = Coeficiente adimensional, função do tipo de rolete;

– para rolete de 4 rolos iguais, $C_2 = 0,85$

– para rolete de 3 rolos iguais, $C_2 = 1,00$

C_3 = Coeficiente adimensional, função do ângulo de inclinação dos roletes;

– para roletes a 45° , $C_3 = 1,1$

– para roletes a 35° , $C_3 = 0,9$

V = velocidade da correia (m/s)

b = Espessura do revestimento inferior da correia (mm)

s_p = Espaçamento entre roletes (m)

d = Diâmetro do rolo (mm)

t = Tensão máxima na correia, como % da resistência a ruptura da correia.

$(W_m + W_b)$ = Peso do material e da correia por unidade de comprimento do material do transportador (kg/cm)

Os coeficientes exponenciais foram estabelecidos por ensaios (3), (4) e são recomendados os seguintes valores para correias de cabo de aço de alta capacidade.

$$\ell_v = 0,34$$

$$\ell_b = 0,235$$

$$\ell_d = 1,02$$

$$\ell_t = 0,055$$

$$\ell_w = 1,3$$

$$\ell_{sp} = 1,08 \text{ (para } 35^\circ)$$

$$1,05 \text{ (para } 45^\circ)$$

É ainda importante mencionar que os coeficientes da fórmula (3) conduzem a valores para a resistência a impressão entre os valores mais altos e mais baixos obtidos pelos pesquisadores alemães.

Consequentemente, num transportador de alta capacidade de dadas características, (tipo de rolete, espaçamento, tipo de correia, velocidade, etc.) a resistência a impressão permanece uma função do peso por unidade de comprimento como segue:

$K_{v,1} = a (W_m + W_b)^{1,3}$ onde: a é uma constante dependente das características do transportador e é calculada pela expressão:

$$a = 100 \cdot C_1 \cdot C_2 \cdot C_3 \frac{v^{\ell_v} \cdot b^{\ell_b} \cdot s_p^{\ell_{sp}}}{d^{\ell_d} \cdot t^{\ell_t}} \quad (4)$$

Nesta fórmula, $W_m + W_b$ deverá ser expressa em kg/cm e K_{y1} será, consequentemente, expressa em kg/m.

4. RESISTÊNCIA A FLEXÃO DA CORREIA E DO MATERIAL ($K_{y2} + K_{y3}$)

A deflexão da correia e do material, no intervalo entre os roletes, introduz uma resistência ao movimento. Esta resistência é uma função do espaçamento e tipo do rolete, da deflexão, do peso da correia e do material e das características específicas de correia e do material.

A Fig. 12 apresenta um corte típico longitudinal de uma e material, em movimento.

A Fig. 13 apresenta a geometria da correia e do material sobre roletes de 4 e 3 rolos.

Considerando o fenômeno da deflexão como sendo estático e comparando-se a flexão da correia e a flexão do material com as de uma viga elástica bi-apoiada, chega-se a conclusão que a resistência à flexão será diretamente proporcional a H_b^3 e H_m^3 , onde H_b e H_m são as alturas verticais indicadas na Fig. 13, para a correia e para o material, respectivamente. Estes valores variam de acordo com o tipo e ângulo de inclinação dos roletes.

As informações de catálogo, revelam que a altura do material (H_m) não varia apreciavelmente, de um rolete de 3 rolos para um de 4. Entretanto, a altura da correia (H_b) para um rolete de 4 rolos é aproximadamente 5% inferior a de um rolete de 3 rolos. Consequentemente resistência da correia à flexão será menor para roletes de 4 rolos.

Considerando-se a resistência total ao movimento, o rolete de 4 rolos oferecerá menor resistência, em virtude de sua configuração melhor se aproximar da forma da correia carregada, na parte que se situa entre os roletes. É, portanto, necessário uma menor força para re-conformar a correia, ao passar sobre o próximo rolete.

Nos anos 50, os pesquisadores da Universidade de Hannover (5) usavam o método da comparação do fenômeno da flexão da correia e material, com uma viga elástica sobre dois apoios para avaliar a resistência total devida à flexão da correia e material. Esta resistência foi assim expressa:

$$K_{y2} + K_{y3} = 0,267 (f_1 \cdot G_b + f_2 \cdot G_m) \frac{h}{S_p} \text{ (kg/rolete)} \quad (5)$$

h = flecha (m)

S_p = espaçamento dos roletes (m)

G_b = peso da correia por rolete (kg/rol)

- G_m = peso do material por rolete (kg/rol)
 f_1 = coeficiente de flexão da correia
 — para transportadores leves, $f_1 = 0,32$
 — para transportadores pesados, $f_1 = 0,38$
 f_2 = coeficiente de flexão do material
 (derivado à partir de ensaios com cascalho)
 = $0,267 \times \text{tg } \gamma$ ($\text{tg } \gamma$ = tangente do ângulo de repouso)

Considerando-se que em transportadores longos e pesados a relação h/Sp é de aproximadamente 0,01, a fórmula acima pode ser expressa como se segue:

$$K_{y_2} + K_{y_3} = \frac{0,267}{100} (f_1 \cdot G_b + 0,267 \cdot \text{tg } \gamma \cdot G_m) \quad (6)$$

Esta fórmula mostra a resistência à flexão da correia e do material como função somente do peso da correia e do peso do material. A validade desta expressão é limitada, uma vez que não leva em conta as tensões médias da correia. A validade desta expressão ficou ainda mais questionável com o crescente uso de transportadores mais longos e mais carregados (nos anos 60), os quais provaram que a fórmula não era suficientemente precisa pela razão anteriormente exposta.

Ensaio mais detalhados (realizados em meados dos anos 60) em transportadores com carga e tensões elevadas, revelaram o seguinte:

- A resistência ao movimento devido à flexão da correia e do material é diretamente proporcional à carga (peso do material e correia) e *indiretamente proporcional à tensão média da correia*.
- A resistência devida à flexão da correia e do material aumenta quando o ângulo de inclinação dos rolos laterais dos roletes é aumentado. (Ver Fig. 14)
- O uso mais recente de roletes de 4 rolos, revelou que a resistência ao movimento devida à flexão da correia e do material é menor nos roletes de 4 rolos do que nos roletes de 3 rolos.

Alguns resultados destes ensaios são ilustrados na Fig. 14 que mostra a influência do peso e da tensão na resistência devida à flexão da correia e do material.

Com base nestes ensaios, bem como em considerações teóricas sobre o tipo de roletes usados, a resistência devida à flexão da correia e material, pode ser expressa matematicamente como se segue:

$$K_{y_2} + K_{y_3} = C_4 \cdot C_5 \cdot \frac{(W_m + W_b)^n}{T_{\text{méd}}^m} \quad (\text{kg/m}) \quad (7)$$

Onde:

C_4 = Coeficiente adimensional, função do ângulo de inclinação do rolete:

– para roletes a 45° , $C_4 = 1,28$

– para roletes a 35° , $C_4 = 0,75$

C_5 = Coeficiente adimensional, função do tipo de rolete:

– para roletes com 3 rolos iguais, $C_5 = 1,0$

– para roletes com 4 rolos, $C_5 = 0,95$ (valor assumido)

m = Expoente, função do ângulo de inclinação dos rolos laterais:

– para roletes a 45° , $m = 2,06$

– para roletes a 35° , $m = 2,26$

Uma vez que o tipo de rolete e as características de correia sejam estabelecidas, a resistência à flexão da correia e material, será apenas uma função da tensão e do peso total por unidade de comprimento.

Se: $C_4 \cdot C_5 = a_1$

então $K_{y_2} + K_{y_3}$ poderá ser expressa como:

$$K_{y_2} + K_{y_3} = a_1 \cdot \frac{(W_m + W_b)^n}{T_{\text{méd}}^m} \quad (\text{kg/m}) \quad (8)$$

onde, $W_m + W_b$ é expressa em kg/cm e $T_{\text{méd}}$ em toneladas.

5. CONCLUSÕES

Para um transportador com características dadas, o coeficiente “ky” da resistência ao movimento devida a atritos, pode ser expressa como uma função do peso por unidade de comprimento e da tensão. Portanto, o coeficiente K_y variará ao longo do comprimento do transportador.

A fórmula a ser usada no cálculo do coeficiente de resistência por atrito, deverá ser a seguinte:

$$K_y = K_{y1} + K_{y2} + K_{y3} \quad (2)$$

(Total) (impressão) (flexão da correia) (flexão do material)

Onde:

$$K_{y_1} = a (W_m + W_b)^{1,3}$$

$$K_{y_2} + K_{y_3} = a_1 \frac{(W_m + W_b)^n}{T_{méd.}^m}$$

ou

$$K_y = a (W_m + W_b)^{1,3} + a_1 \frac{(W_m + W_b)^n}{T_{méd.}^m} \quad (\text{kg/m}) \quad (9)$$

Onde:

$W_m + W_b$ = expresso em kg/cm

$T_{méd}$ = tensão média em toneladas $\left(\frac{T_1 + T_{est}}{2}\right)$, ver Fig. 16)

a, a_1, m, n = coeficientes, como mostrado anteriormente

É importante notar, que as fórmulas acima citadas, são recomendadas somente para os cálculos da resistência por atrito em transportadores de correia de tipo cabo de aço e altamente carregados, que preencham as seguintes condições: $W_m + W_b > 450 \text{ kg/m}$ e $T_{méd} > 7,5$ toneladas.

A Fig. 15 mostra uma curva típica do coeficiente K_y por transportadores de alta capacidade, com correias de cabo de aço e roletes de 45° , como função da tensão média ($T_{méd}$). (4)

Utilizando-se esta fórmula (9) para o cálculo da potência requerida para transportadores de correia de alta capacidade, foram obtidos valores um pouco mais elevados que os medidos no campo. Contudo, é recomendável que o acionamento de um transportador seja ligeiramente super-dimensionado, de forma a evitar que não haja carência de potência nas ocasiões em que acidentalmente, o transportador seja sobre-carregado. Um exemplo numérico, que ilustra a ordem de grandeza dos valores aqui mencionados, está apresentado no Anexo.

No exemplo citado, foi apresentado um cálculo comparativo da potência requerida, utilizando-se a fórmula da GOODRICH e a da CEMA com os fatores K_y estabelecidos neste trabalho. Podem ser observadas diferenças apreciáveis nos resultados. Por este motivo, torna-se necessário analisar algumas das deficiências das fórmulas para o cálculo da potência usualmente utilizadas.

Método Goodrich

Esta fórmula, muito útil para o cálculo rápido da potência requerida é válida para transportadores de comprimento médio e para o cálculo aproximado da

distribuição de tensões, conforme o ilustrado no exemplo (no anexo).

Contudo, quando aplicada a transportadores longos e pesadamente carregados, esta fórmula apresenta deficiências por não levar explicitamente em consideração:

- O tipo de rolete empregado (3 ou 4 rolos)
- A influência das tensões na correia
- A inclinação dos rolos laterais do rolete (35°, 45°)
- A resistência da correia a flexão (entre roletes)
- A resistência do carregamento a flexão (entre roletes)
- A resistência devida a impressão da correia sobre os rolos

Todas as influências acima referidas, e, inclusive os atritos nos rolos, a resistência ao dobramento da correia sobre as polias e a resistência nos mancais das polias são englobadas nos dois coeficientes de atrito F_x e F_y (empíricos) e no fator de correção do comprimento L_c , convenientemente escolhido.

Método CEMA (Conveyor Equipment Manufacturers Association)

Esta fórmula, mais expandida que a anterior, leva em consideração a maior parte das influências acima mencionadas pela aplicação, direta ou indireta, de fatores empíricos e fatores medidos no campo.

Contudo, também esta fórmula ainda apresenta limitações no que diz respeito à tensão média e à carga total por unidade de comprimento do transportador, e é válida somente entre os seguintes limites: $W_m + W_b < 450$ kg/m e $T_{\text{méd}} < 7,5$ ton.

Os coeficientes K_y (que combinam $K_{y1} + K_{y2} + K_{y3}$) foram obtidos por medições no campo, para os limites acima referidos.

Este trabalho se propõe a complementar o método da CEMA, no que se refere aos coeficientes K_y aqui desenvolvidos (ver equação (9)) que conduzirá a possibilidade de se levar em consideração os tipos de roletes (3 ou 4 rolos) na avaliação da potência necessária para transportadores de grande comprimento e altamente carregados. O exemplo mostra, claramente, as razões da preferência de roletes de 4 ou mais rolos para esta classe de transportadores.

REFERÊNCIAS

- (1) VIERLING A., H. OEHMEN, Prof. Dr. Ing.
Messungem an Förderbandanlagen,
Untersuchungsergebnisse und Qualitative Folgerungen.
Braunkohle, Wärme und Energie 1958 N° 15/16
- (2) OSZTER, ZOLTAN F.
The Design of Long Horizontal Belt Conveyors.

The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin
April 1962

- (3) SCHWARZ F. Dr. Ing.
Zum Eindruckrollwiderstand zwischen
Fördergurt und Tragrolle.
Sonderdruck aus "Fordern und Heben"
1967 Volume 12. pag. 712 - 719
- (4) BEHRENS U: Dr. Ing.
Untersuchungen zum Walkwiderstand
Schwerer Förderbandanlagen
Technische Hochschule Hannover; Dissertation, 1967
- (5) VIERLING A. Dr. Ing. Prof.
Untersuchungen ueber die Bewegungswiderstande
von Bandfoerderanlagen.
Foerdern und Heben, vol. 2, 1956
- (6) MEDIDAS FEITAS PELA FAÇO (Fábrica de Aço Paulista)
EM TUBARÃO (BRASIL)
— 15.01.76 — Dados não publicados.
- (7) CEMA — Belt Conveyors for Bulk Materials — 1974

ANEXO

O cálculo seguinte, referente a um transportador longo e pesadamente carregado (ver Fig. 16), ilustrará a diferença da potência requerida, calculada usando-se a fórmula Goodrich versus aquela calculada pelo método recomendado pela CEMA com a aplicação do fator "Ky" recomendado no presente trabalho.

Dados Básicos

Capacidade de projeto	=	17.000 toneladas por hora
Velocidade	=	5 metros por segundo
Tipo dos roletes de carregamento	=	3 rolos, 45°, 84" de largura
Correia (84")	=	Cabos de aço, revestimento inferior = 6 mm
Espaçamento entre roletes	=	1,0 m
Diâmetro dos rolos	=	7" (177,8 mm)
Tensão máxima na correia	=	10% da tensão de ruptura
W _m = peso do material	=	945 kg por metro
W _b = peso da correia	=	82 kg por metro
G = 250 kg por metro (peso da correia vazia + partes rotativas do rolete + todas as polias)		

Método da Goodrich

a) HP para movimentar a correia em vazio:

$$x = \frac{F_x \cdot G \cdot L_c \cdot S}{75} = \frac{0,03 \cdot 250 \cdot 860 \cdot 5}{75} = 430 \text{ HP}$$

$$L_c = 860 \text{ m}$$

$$F_x = 0,03 \text{ (para transportadores horizontais)}$$

b) HP para movimentar a carga:

$$y = \frac{F_y \cdot W_m \cdot L_c \cdot S}{75} = \frac{0,04 \cdot 945 \cdot 860 \cdot 5}{75} = 2167 \text{ HP}$$

$$F_y = 0,04$$

$$\text{HP}_{\text{Total}} = x + y = 430 + 2167 = 2597 \text{ HP}$$

HP_{total} no eixo da polia de acionamento, excluindo os valores para aceleração, acessórios e eficiência mecânica).

Método da CEMA (utilizando "Ky" recomendado no presente trabalho)

K_y calculado pela fórmula (9)

$$K_y = K_{y_1} + K_{y_2} + K_{y_3} = (W_m + W_b)^{1,3} + a_1 \frac{(W_m + W_b)^n}{T_{méd}^m} \quad (9)$$

Para as características deste transportador:

- a = 1,1 – para rolete de 3 rolos iguais
- = 0,93 – para rolete de 4 rolos iguais
- a₁ = 1,28 – para rolete de 3 rolos iguais
- = 1,21 – para rolete de 4 rolos iguais
- m = 0,76 e n = 2,06 (para roletes de 45°)

Utilizando: T_{méd} = 43450 kg (derivado do HP calculado pela fórmula da Goodrich e C_w = 0,64) e outros coeficientes acima mostrados na fórmula (9) obtemos:

$$K_y = 31,53 \text{ kg/m} \text{ – para rolete de 3 rolos iguais}$$

$$K_y = 27,66 \text{ kg/m} \text{ – para rolete de 4 rolos iguais}$$

Introduzindo estes valores na fórmula do HP da CEMA:

$$K_y = \frac{31,53}{W_m + W_b} = \frac{31,53}{1027} = 0,31 \text{ (3 rolos)}$$

$$K_y = \frac{27,66}{W_m + W_b} = \frac{27,66}{1027} = 0,027 \text{ (4 rolos)}$$

$$HP_{Total} = \frac{L \cdot S}{75} \left[K_T (K_x + K_y \cdot W_b + 0,015 W_b) + K_y \cdot W_m \right]$$

onde: K_T = 1,0 (temperatura ambiente sobre 0°C)

K_x = 2,8 kg/m (resistência dos rolos dos roletes a rotação)

Obtemos:

– Para rolete de 3 rolos iguais:

$$HP_{Total} = 3525 \text{ HP}$$

– Para rolete de 4 rolos iguais

$$HP_{Total} = 3145 \text{ HP}$$

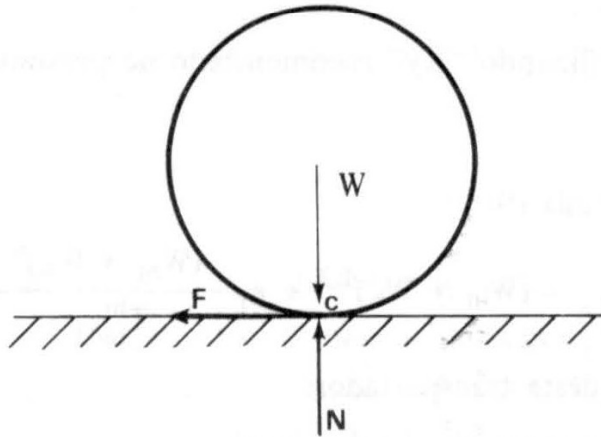


FIGURA 1

RODA SOBRE SUPERFICIE RIGIDA

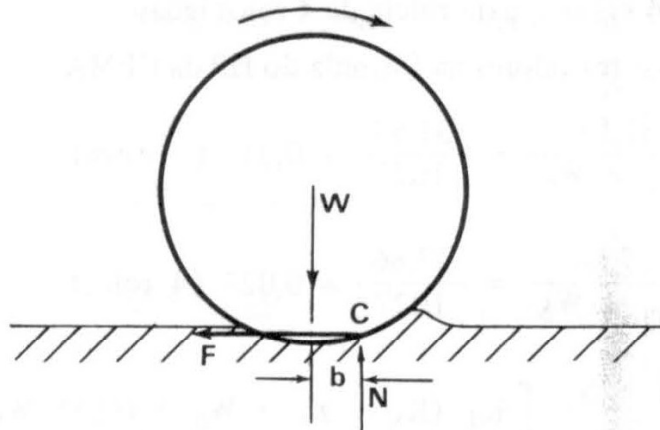


FIGURA 2

RODA SOBRE SUPERFICIE DEFORMÁVEL

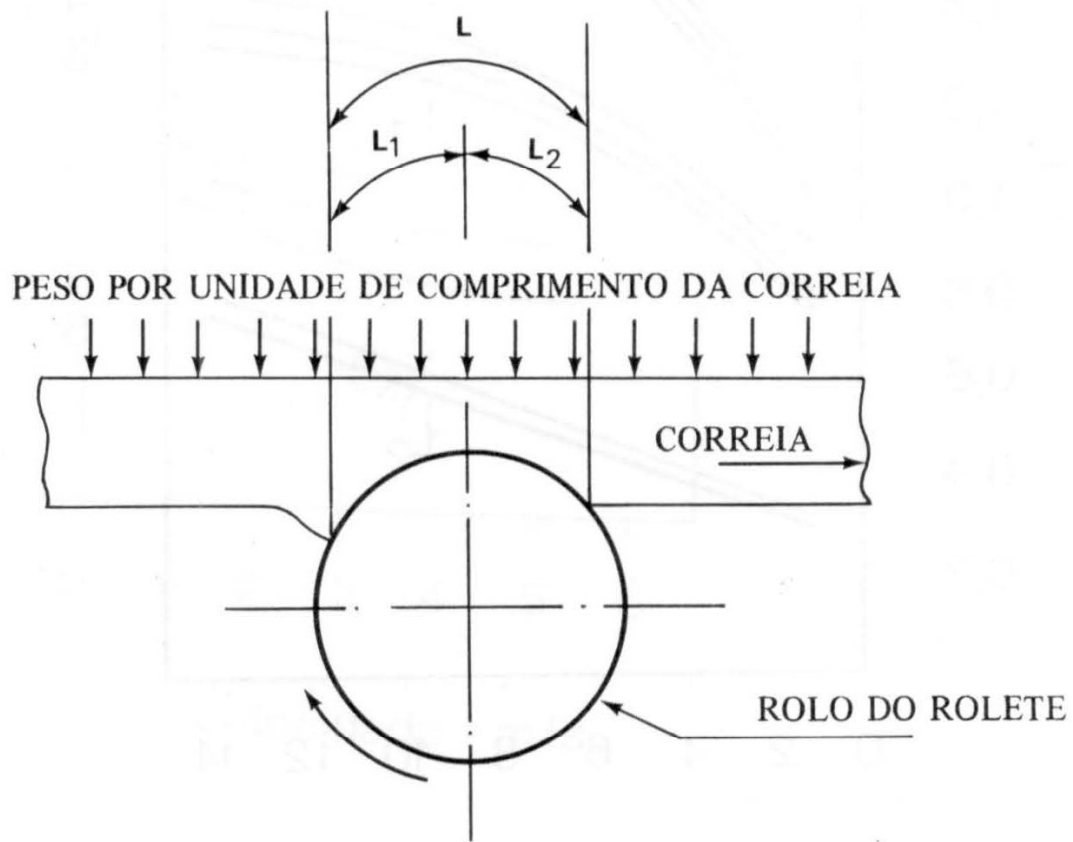


FIGURA 3

IMPRESSÃO DA CORREIA SOBRE O ROLETE

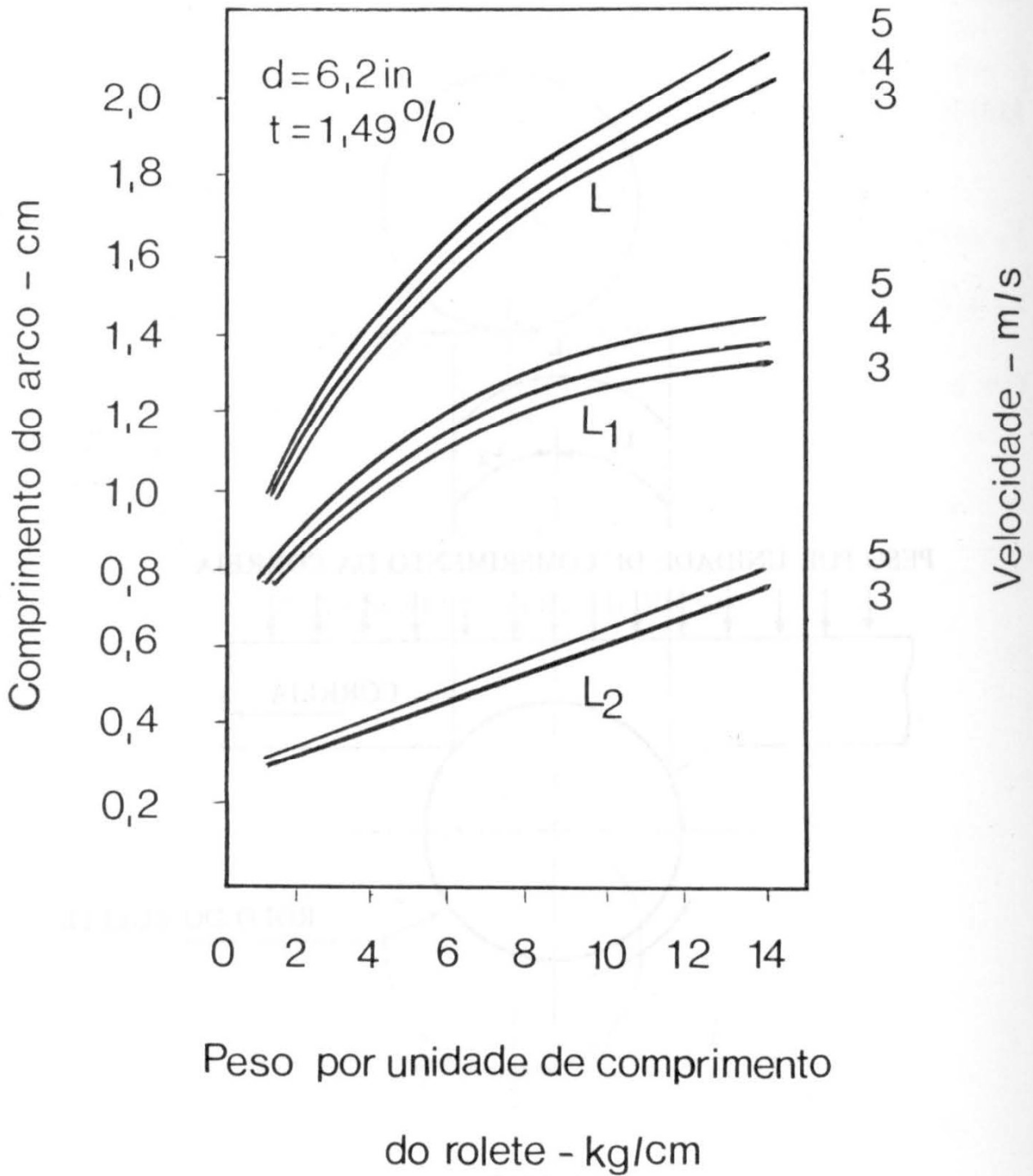
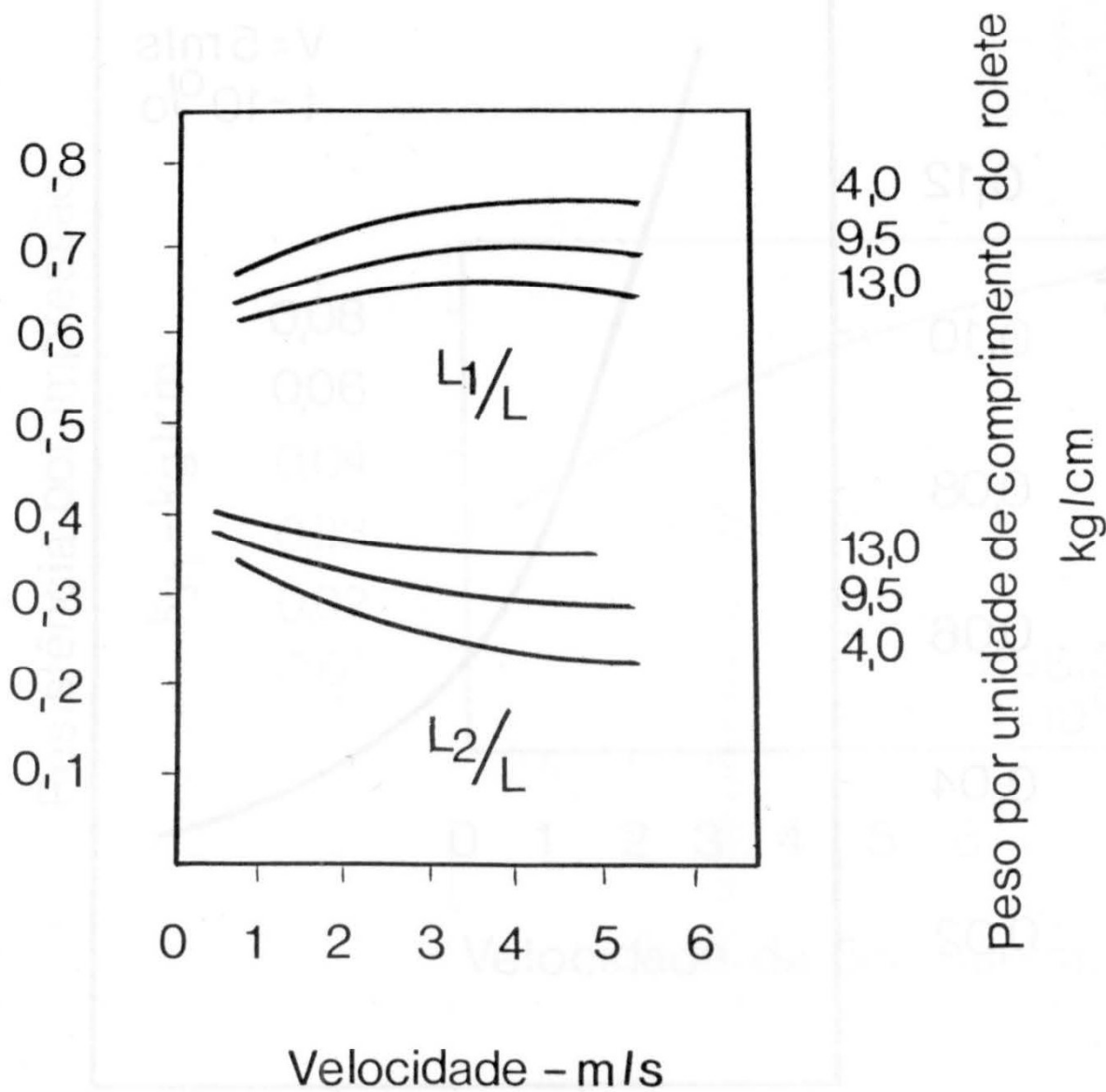
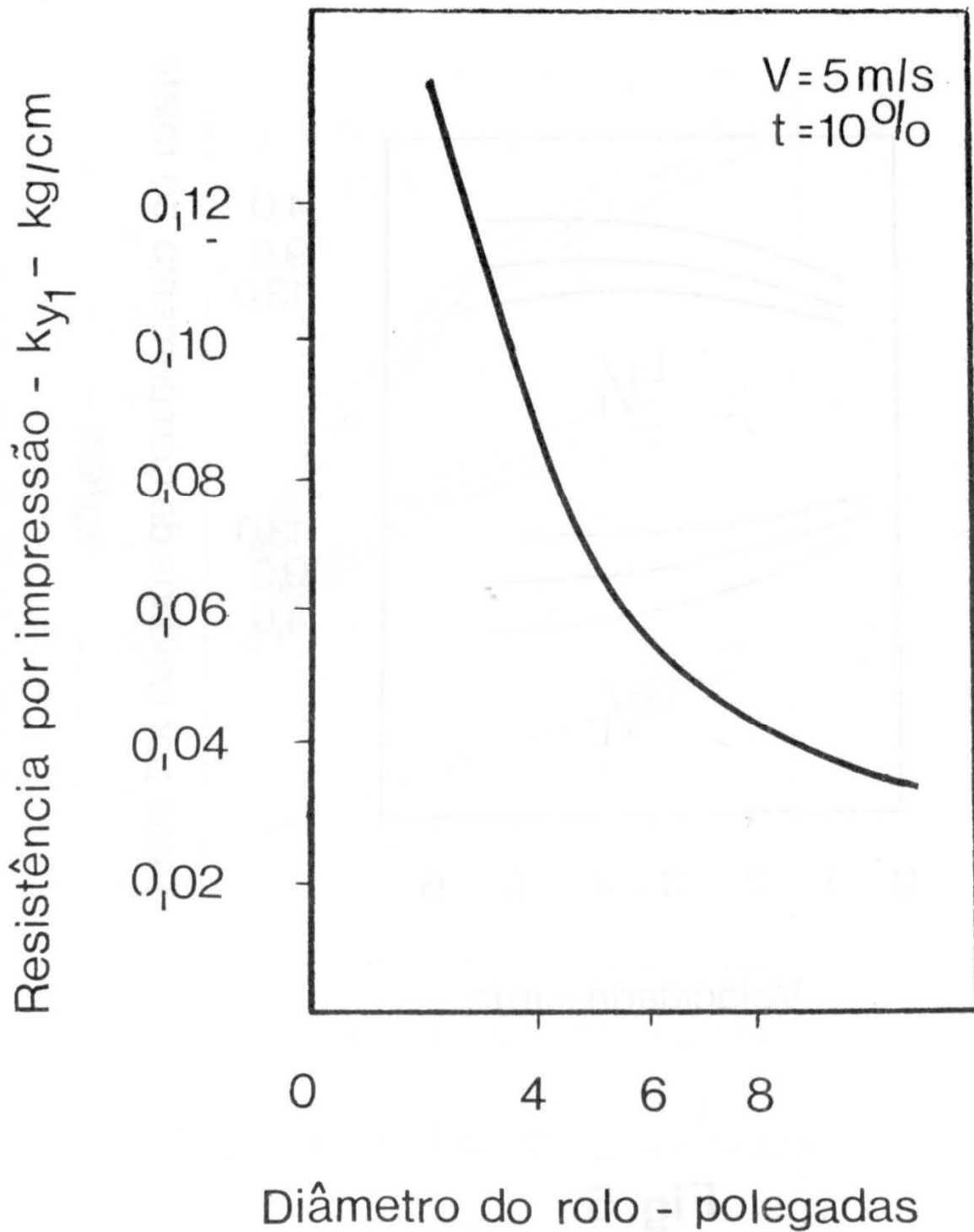


Fig. 4

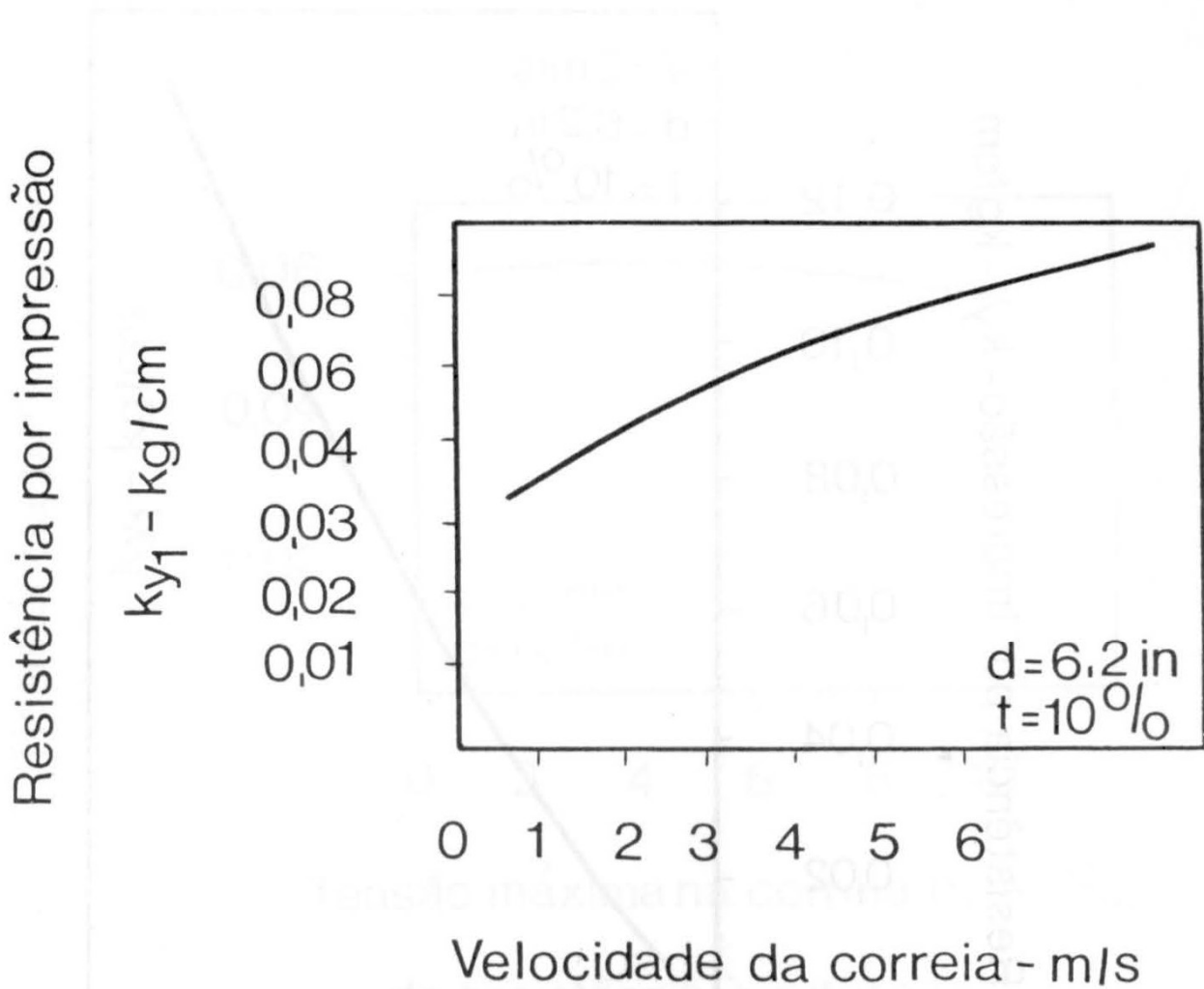
Comprimentos totais e parciais do arco de contato em função da velocidade e peso unitário

**Fig. 5**

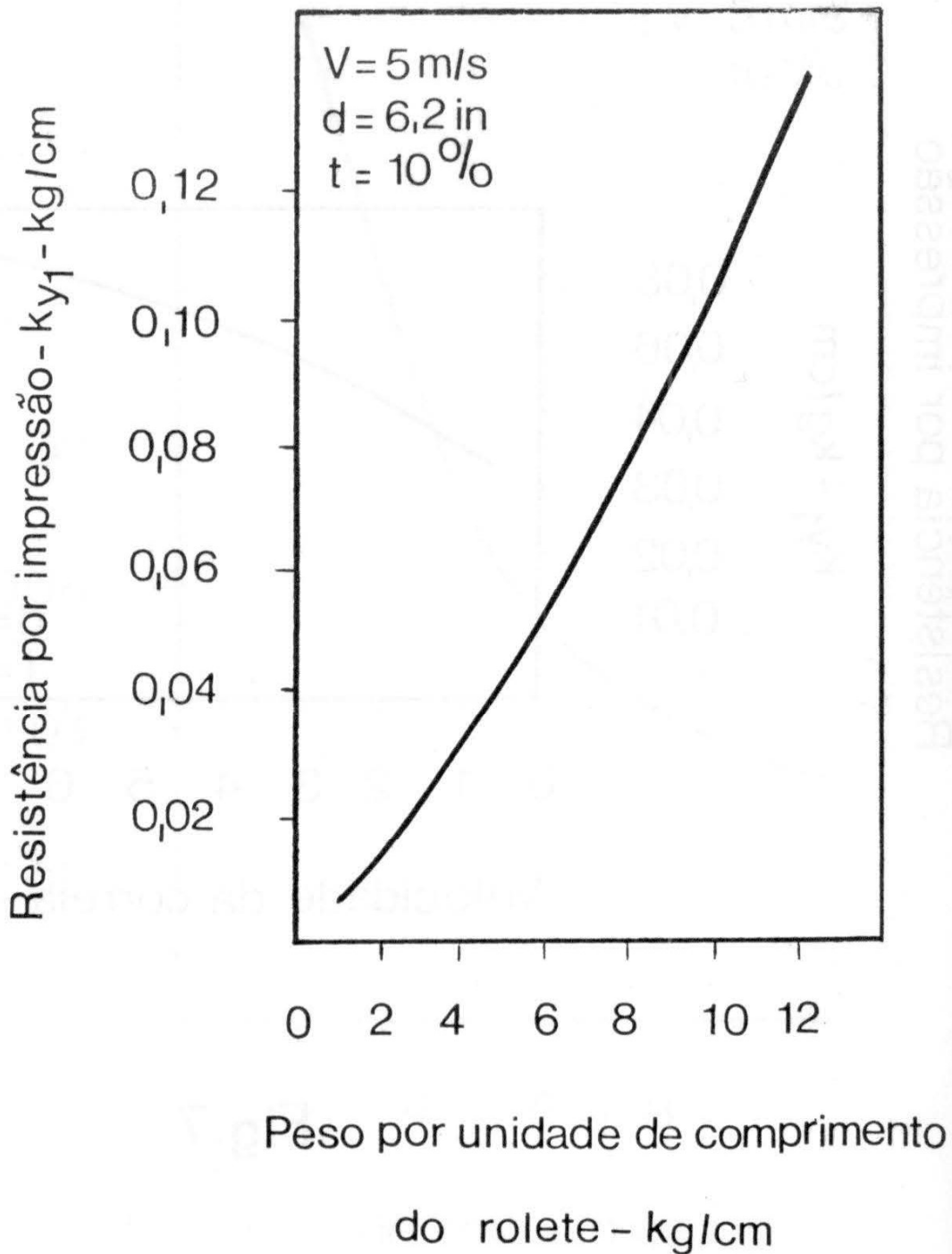
Proporção dos arcos de contato em função da velocidade e peso unitário

**Fig 6**

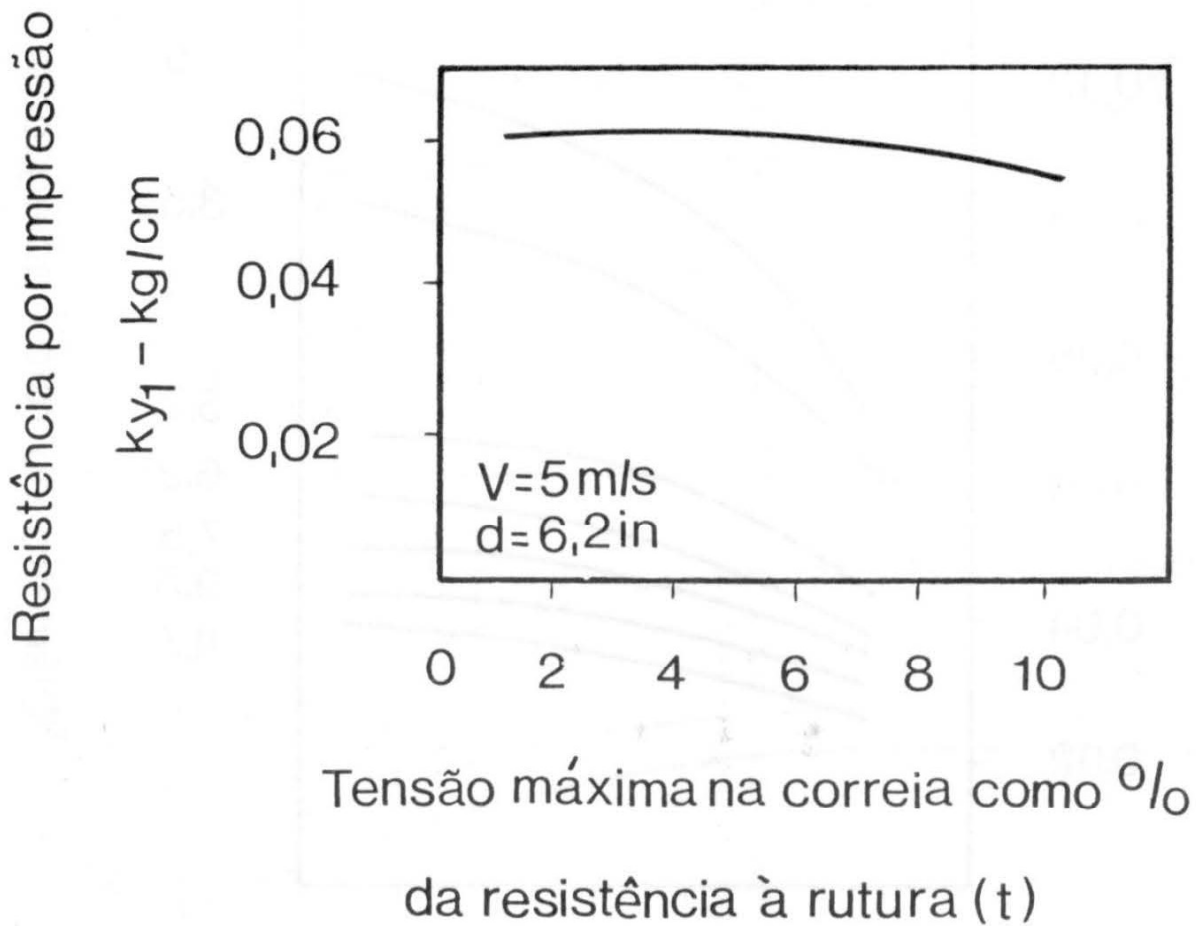
Resistência por impressão em função
do diâmetro do rolo

**Fig. 7**

Resistência por impressão em função
da velocidade da correia

**Fig 8**

Resistência por impressão em função do peso por unidade de comprimento do rolete

**Fig.9**

Variação da resistência por impressão em função da % de resistência à ruptura da correia

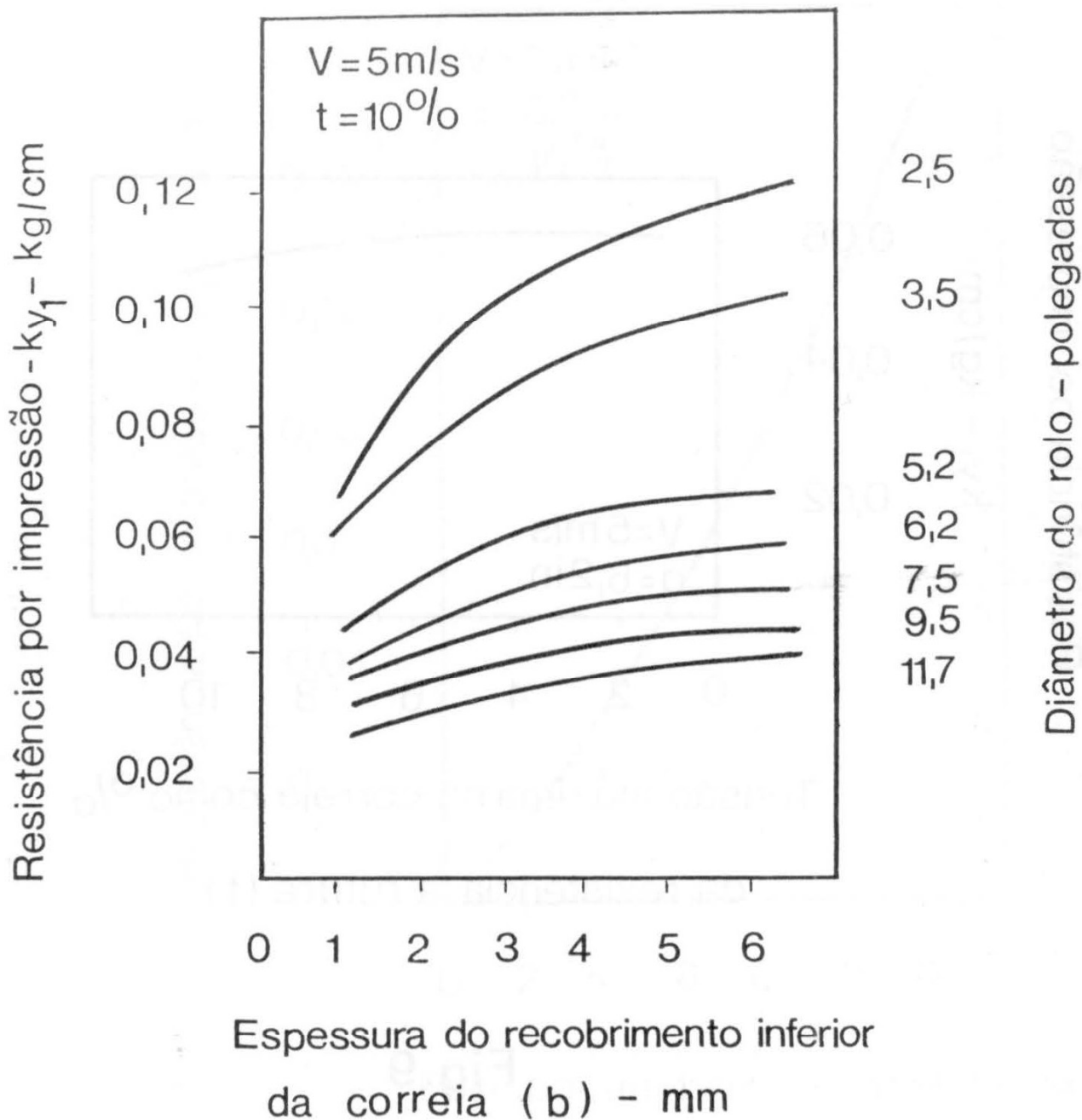
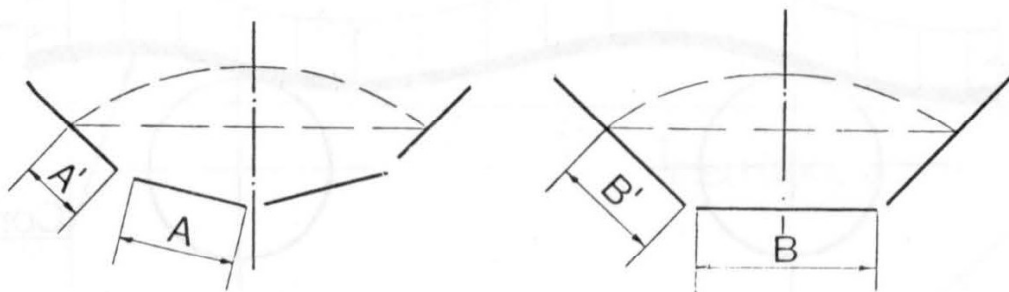


Fig.10

Resistência por impressão em função da espessura do recobrimento inferior da correia



Rolete típico com 4 rolos

Rolete típico com 3 rolos

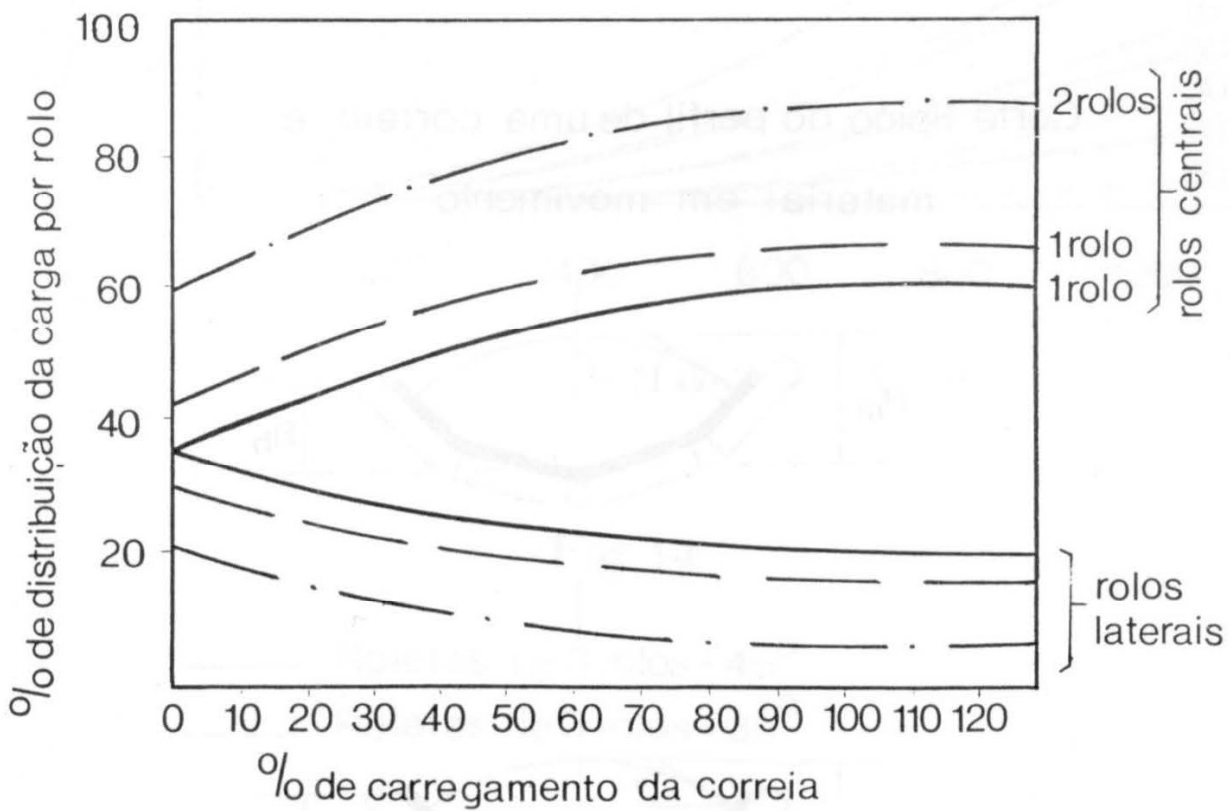


Fig.11

- Medido no campo (rolete de 3 rolos - 35°)
- Calculado (rolete de 3 rolos - 45°)
- Calculado (rolete de 4 rolos - 45°)

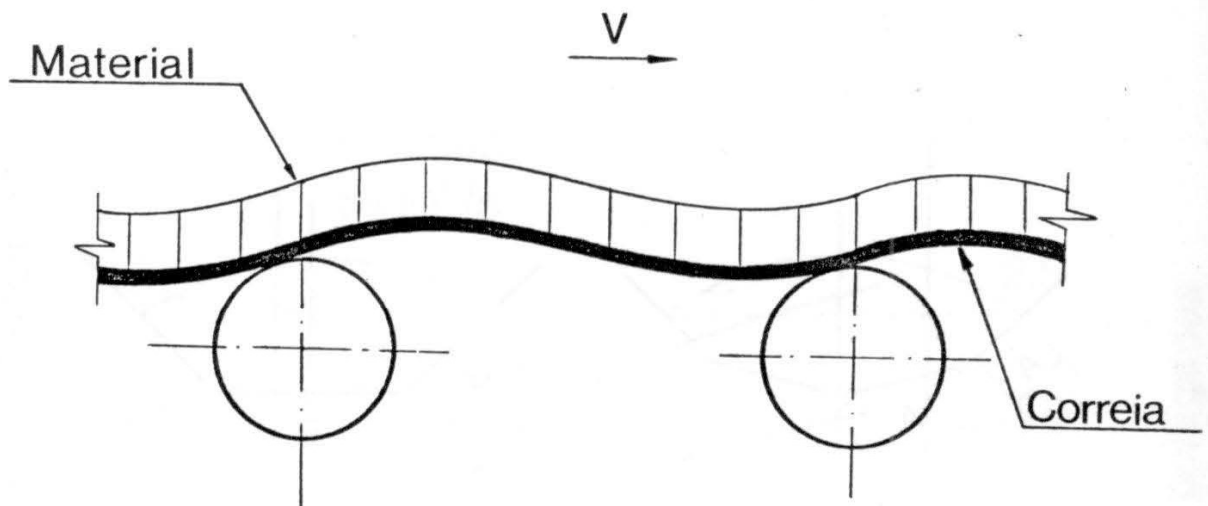


Fig.12

Corte típico do perfil de uma correia e material em movimento

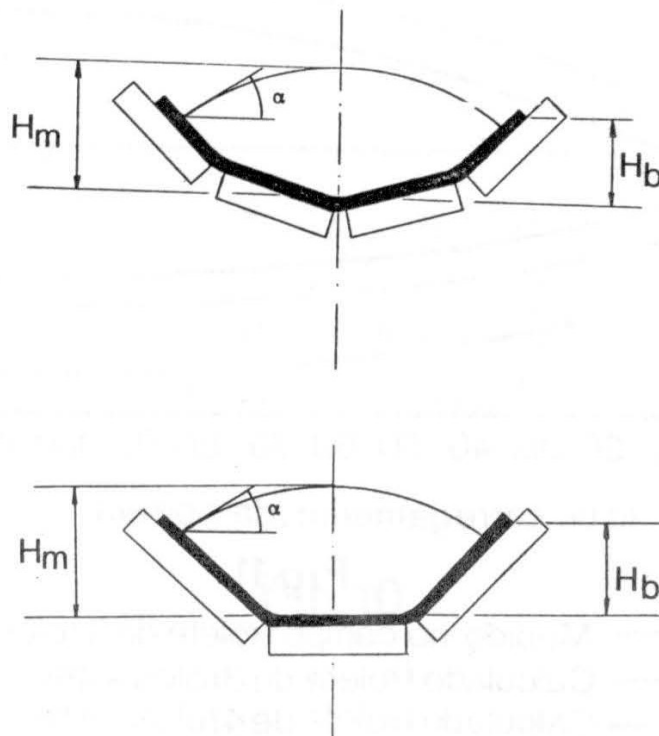


Fig.13

Geometria típica da correia e material sobre roletes de 4 e 3 rolos

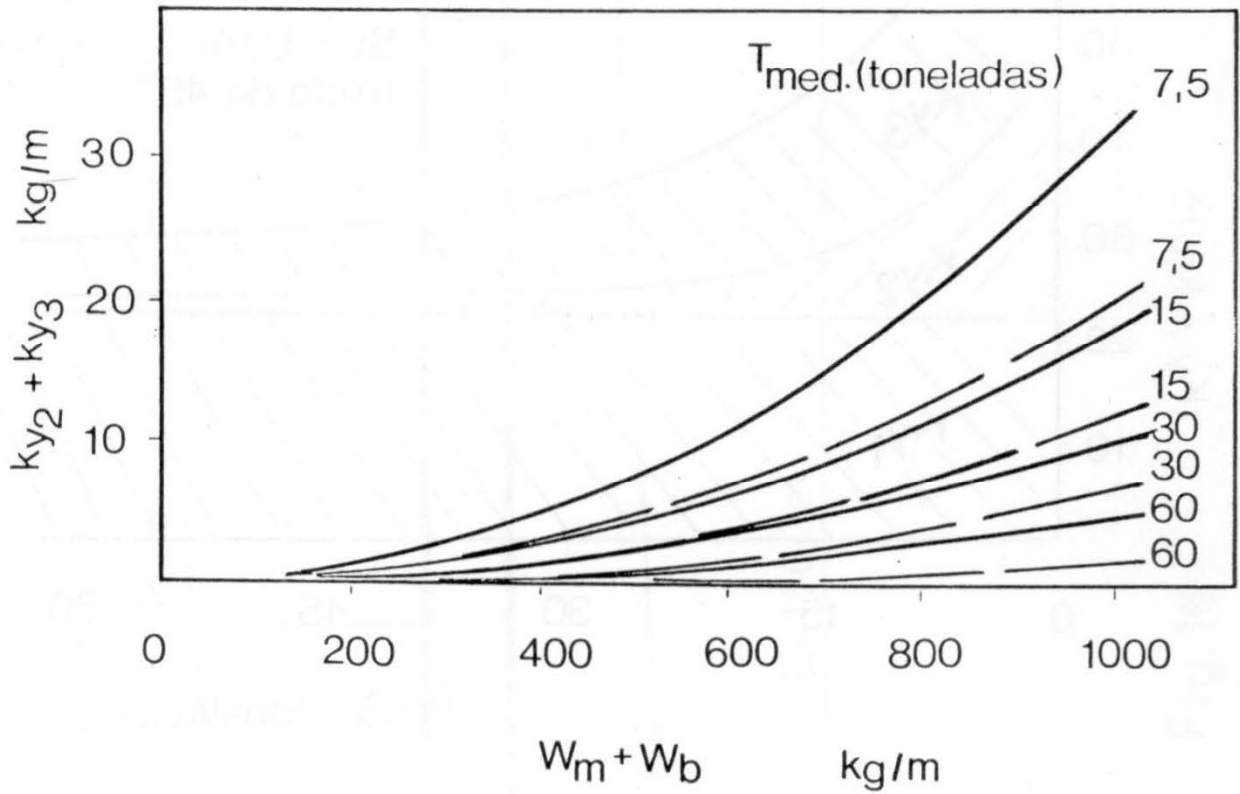


Fig. 14

- Roletes de 3 rolos - 45°
- - - Roletes de 3 rolos - 30°

Influência do peso e da tensão na resistência ao movimento devido à flexão da correia e material

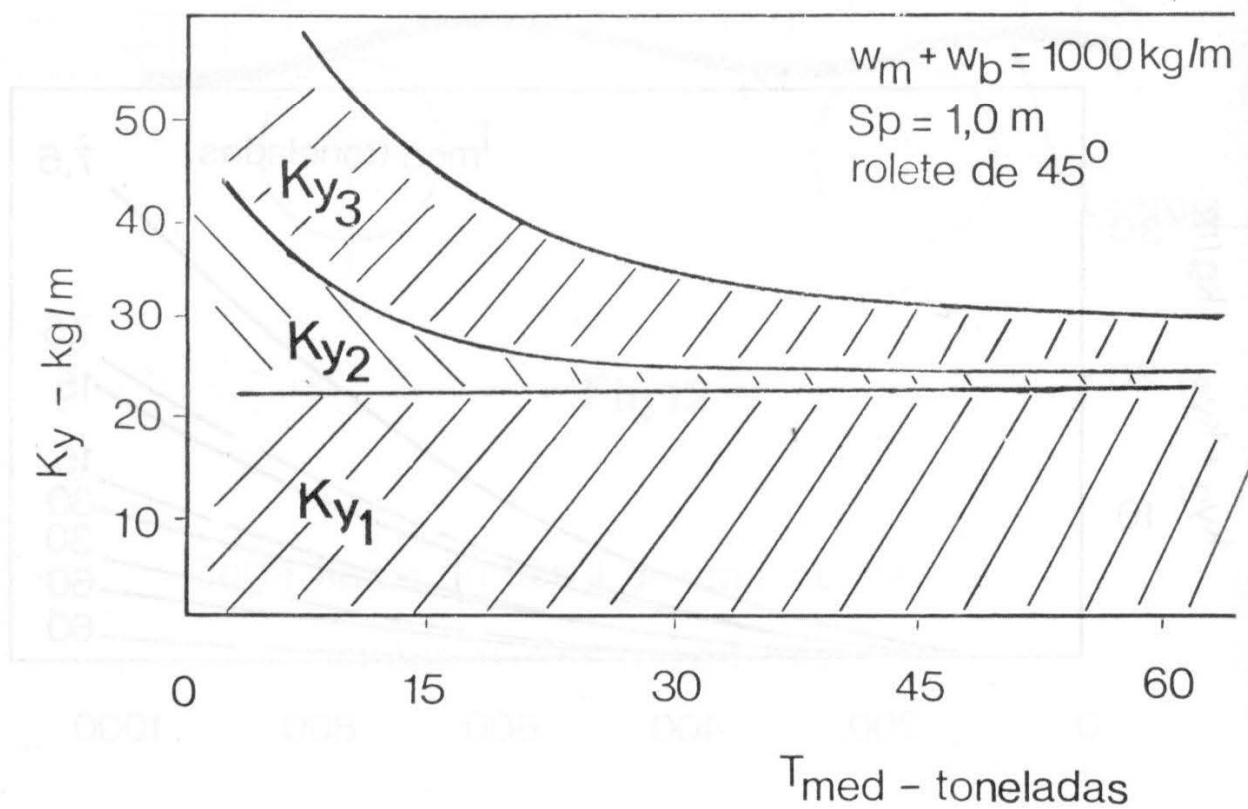


Fig. 15

- Ky_1 = Resistência à impressão
- Ky_2 = Resistência à flexão da correia
- Ky_3 = Resistência à flexão do material

Curva típica da variação da resistência ao movimento por atrito (ky) em função da tensão média na correia

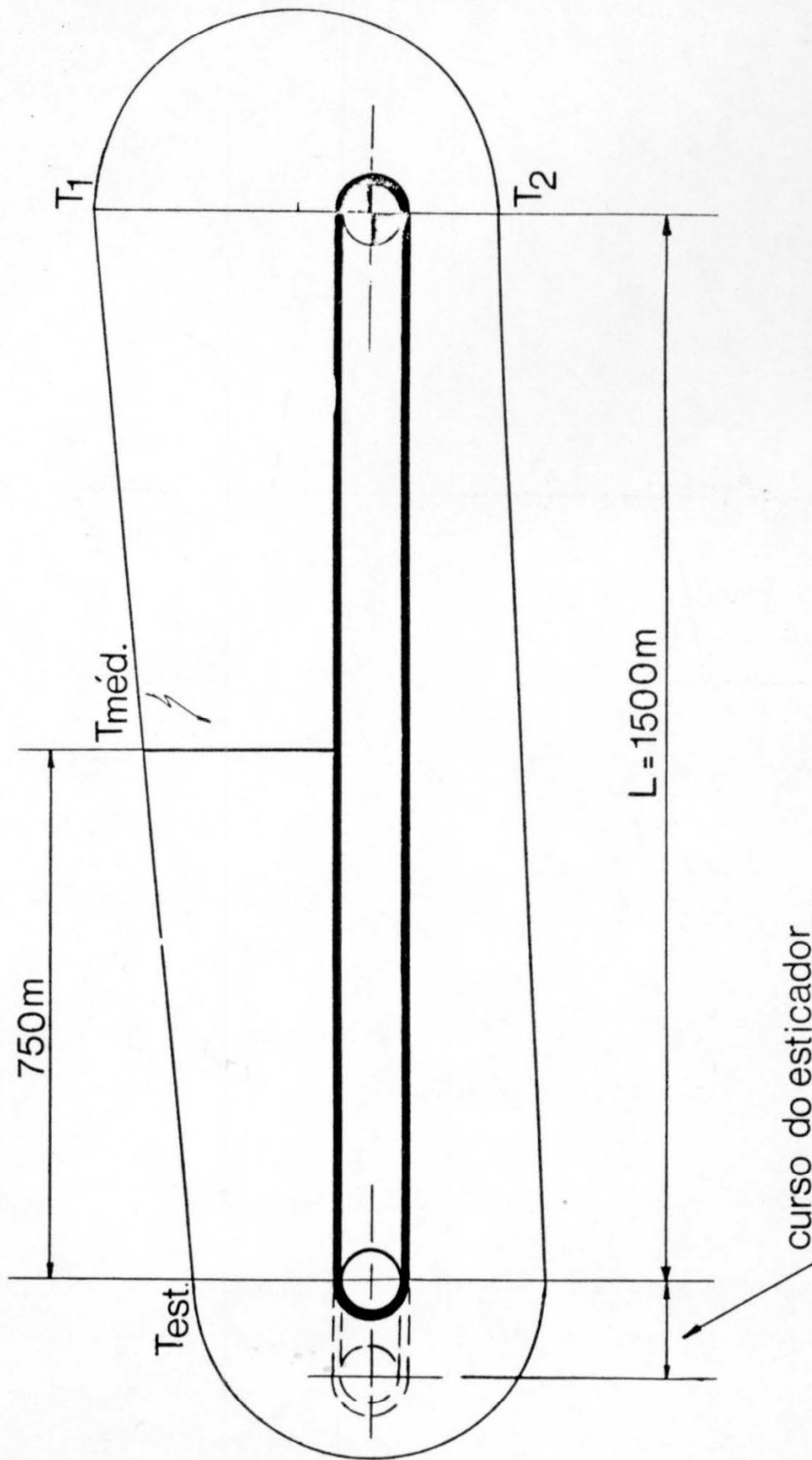


Fig.16