

# GEOLOGIA



E



# METALURGIA

**CICLO DE PALESTRAS**

**1<sup>o</sup> SIMESTRE DE 75**

**Nº 37**

**1975**

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

2.1

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO  
ESCOLA POLITÉCNICA



**GEOLOGIA E METALURGIA**

---

PUBLICAÇÃO DO  
CENTRO MORAES REGO

---

**BOLETIM N.º 37**

**1975**

TIRAGEM 5.000 EXEMPLARES

---

**C. M. R.**

---

Cidade Universitária - Depto. Minas - S. Paulo

C. G. C. (M. F) 063.028.302

Entregamo-lhes o presente boletim que contém as conferências mensais realizadas no CENTRO MORAES REGO.

Acreditamos na grande importância deste boletim para o desenvolvimento do setor mineiro-metalúrgico e concentramos nossos esforços para que o nome do Centro Moraes Rego continue em evidência.

Finalizando, agradecemos as seguintes firmas que contribuíram financeiramente para a presente publicação como, também para dar continuidade às atividades deste Centro.

AÇOS BOEHLER DO BRASIL LTDA.  
AÇOS IPIRANGA – Indústria e Comércio S/A.  
BAYER DO BRASIL S/A.  
BANCO NACIONAL DO DESENVOLVIMENTO ECONÔMICO – BNDE  
BRASIMET – Comércio e Indústria S/A.  
CATERPILLAR DO BRASIL S/A.  
CINIMAR,  
CIA. ADMINISTRADORA MORRO VERMELHO  
CIA. BRASILEIRA DE METALURGIA E MINERAÇÃO  
CIA. DE CIMENTO PORTLAND MARINGÁ  
CIA. DE ESTANHOS SÃO JOÃO DEL REY  
CIA. FABRICADORA DE PEÇAS – COFAP  
CIA. MORRISON KNUDSEN DE ENGENHARIA  
CIA. DE PESQUISAS DE RECURSOS MINERAIS – CPRM  
CIA. RIOGRANDENSE DE MINERAÇÃO  
CIA. SIDERÚRGICA BARRA MANSÁ S/A.  
CIA. SIDERÚRGICA MANNESMANN  
CIA. SIDERÚRGICA PAULISTA – COSIPA  
CIA. SIDERÚRGICA PAINS  
CIA. T. JANER – Comércio e Indústria  
COMBUSTOL – Indústria e Comércio Ltda.  
COPEBRÁS – Cia. Petroquímica Brasileira  
CONSTRUTORA E COMÉRCIO CAMARGO CORRÊA S/A.  
DU PONT DO BRASIL  
ELETROMETAL – Aços Finos S/A.  
FERTECO – Mineração S/A.  
FUNDAÇÃO TUPY S/A.  
GARDNER – DENVER DO BRASIL S/A.  
INALSA  
ICOMI – Indústria e Comércio de Minérios  
INDÚSTRIA METALÚRGICA NOSSA SENHORA APARECIDA S/A.

METALEVE – Indústria e Comércio S/A.  
METAGO – Metais de Goiás S/A.  
MINERAÇÃO ABEL S/A. – MASA  
MINERAÇÃO BOQUIRA S/A.  
MINERAÇÃO TABOCA (Grupo Paranapanema)  
PAULO ABIB ANDERY ASSOCIADOS  
PLUMBUM S/A. – Indústria Brasileira de Mineração  
PROMETAL  
RIO DOCE GEOLOGIA E MINERAÇÃO  
SAMA S/A. – Mineração de Amianto  
SERRANA S/A. de Mineração  
SIBRA – Eletro Siderúrgica da Bahia  
SIDERÚRGICA J.L. ALIPERTI S/A.  
USIMINAS  
USINA SIDERÚRGICA DA BAHIA – USIBA

## ÍNDICE

	Pag
Resumo .....	VII
Aplicação da Computação em Sistemas Mineiros	
✓ <i>Dr. Carlos Diniz da Gama</i> .....	1
Pesquisa do Minério Fosfático de Ipanema	
✓ <i>Eng<sup>o</sup> Vladimir Aps</i> .....	25
Mineralurgia do Níquel	
✓ <i>Eng<sup>o</sup> Silvio Benedito Alvarinho</i> .....	37
Anexos .....	75

## **APLICAÇÃO DA COMPUTAÇÃO EM SISTEMAS MINEIROS**

*Carlos Diniz da Gama*  
Pesquis. Coord. II  
DMGA — IPT (S. Paulo)

### **RESUMO**

Considerando o sistema mineiro como um conjunto integrado de objetos e seus atributos, relacionados com a produção e a informação (ou controle) nos trabalhos de mineração, salientam-se as suas principais características, quer nas explorações subterrâneas, quer a céu aberto.

A utilização de computadores na análise desses sistemas é naturalmente procurada em face da complexidade e dimensão dos modelos que simulam os seus comportamentos, sendo estendida aos campos do planejamento e da otimização das operações unitárias envolvidas. Por intermédio do tratamento de um exemplo concreto, é feita a aplicação de métodos computacionais à pesquisa da combinação ótima entre as especificações das operações tecnológicas integrantes do fluxo de produção de uma mina, dentro de um critério de otimização apropriado.

# **APLICAÇÃO DA COMPUTAÇÃO EM SISTEMAS MINEIROS**

*Dr. Carlos Diniz da Gama*  
IPT – Instituto de Pesquisas Tecnológicas

**Coordenador:**  
*Engº Hélio Camargo Mendes*  
Escola Politécnica – USP

*O SR. COORDENADOR: O conferencista desta tarde é o Dr. Carlos Diniz da Gama, pesquisador-coordenador da Divisão de Minas e Geologia Aplicada do I.P.T., e professor colaborador do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, que vem militando há bastante tempo no campo da computação aplicada aos problemas mineiros.*

*Hoje ele proferirá palestra sobre o tema "Aplicação da Computação em Sistemas Mineiros".*

*Está, pois, com a palavra o prof. Dr. Carlos Diniz da Gama.*

### **O SR. CARLOS DINIZ DA GAMA**

Meus senhores, creio que este é um assunto que, evidentemente, não se pode desenvolver numa única aula, muito menos numa palestra, no tom apressado como me proponho a apresentá-lo.

O assunto é bastante interessante, quer sob o ponto de vista científico, quer sob o ponto de vista da aplicação aos trabalhos da Engenharia.

Já de si, o tema que me convidaram para apresentar poderia ter, com certeza, a possibilidade de ser abordado em uma dúzia ou mais de palestras — naturalmente não proferidas por mim, mas por pessoas bem mais credenciadas do que eu.

Ora bem, a aplicação da computação em sistemas mineiros, para começar, acho que exige uma definição de conceitos.

Hoje em dia existem na bibliografia da especialidade, um certo número de termos cujos significados se confundem. Em particular, no que diz respeito a este assunto, nós nos habituamos a ler Análise de Sistemas; numa publicação, se usa a designação de Engenharia de Sistemas; em outras, ainda, se fala da Pesquisa Operacional, também com idêntico sentido.

A verdade é que cada um desses conceitos tem o seu próprio significado que convém, desde já, definí-lo.

De uma maneira geral, podemos dizer que Análise de Sistemas seria a aplicação de métodos científicos, para resolução de problemas relacionados com a procura de soluções ótimas no comportamento de determinados sistemas, baseando-se em avaliações objetivas e quantitativas de todas as alternativas de ação. Por exemplo, em Sistemas Mineiros, poderíamos, então, falar em Sistema do Tipo de Produção e Sistema de Tipo de Informação.

São os dois grandes grupos de sistemas, que, aliás, não só de Engenharia de Minas, mas podem ser estendidos a qualquer outro ramo de Engenharia. No que se refere à designação Engenharia de Sistemas, é associada ao planejamento, à concepção e ao projeto de sistemas, com vistas a procurar as suas condições de funcionamento ótimas. Como vêem, está além do conceito de análise de sistemas, pois é mais uma aplicação com vistas aos trabalhos de Engenharia geralmente precedendo o início da atividade dos sistemas.



Em qualquer desses dois casos, de uma maneira geral, não consideramos que se torna indispensável criar modelos matemáticos que representem o funcionamento de sistemas, ou que simulem o comportamento de sistemas.

No que diz respeito à Pesquisa Operacional, já é fundamental a criação de modelos matemáticos, porque a Pesquisa Operacional é constituída por um conjunto de técnicas ou de métodos bem definidos que se aplicam aos sistemas, desde que eles sejam previamente estabelecidos, e com o objetivo de os otimizar.

Então, para nós aplicarmos, quer técnicas de filas de espera, quer de gestão de estoques, quer redes PERT e CPM, quer de programação linear, todas essas técnicas de pesquisa operacional, exigem que previamente se faça ou se crie o modelo matemático do sistema que se quer estudar.

Por outro lado, a Análise de Sistemas e a Engenharia de Sistemas dispensam, muitas vezes, a criação do modelo matemático, quando ele é impossível de ser definido, porque há muitos problemas dentro da Engenharia (particularmente na Engenharia de Minas) que são difíceis de se definir, matematicamente, mas, nem por isso, deixam de ser sistemas que se podem estudar quantitativamente.

Depois destas definições, vamos abordar o tema aplicação dos computadores ao estudo de Engenharia de Sistemas de Mineração. E para tornar a apresentação um pouco mais prática e conseqüentemente menos abstrata, vamos fazer uso, a partir de determinado ponto, de um exemplo concreto da aplicação de computação para resolução de um problema de mineração, com vistas à otimização desse estudo.

De uma maneira geral, os problemas de mineração são caracterizados por um elevado número de dados. Além disso, são problemas que apresentam, muitas vezes, cálculos complexos, envolvendo variáveis aleatórias, variáveis determinísticas, outras vezes requerem cálculo repetitivo, bastante extenso.

E, todas essas circunstâncias justificam que se faça uso dos computadores, para análise desses problemas. Mas, não só por esse motivo.

A aplicação dos computadores, hoje em dia, se justifica também pelo baixo custo, em especial os computadores modernos, que são, como sabem, muito rápidos e que podem fazer o cálculo a um custo inferior a outros processos quaisquer.

Na indústria de mineração justifica-se ainda mais a ampliação dos computadores porque, após uns 10 ou 15 anos de experiência a administração dessas empresas compreendeu (ou virá a compreender, cada vez mais) que se torna necessário utilizar métodos computacionais para que se consigam aplicar convenientemente os seus critérios de decisão. Só uma análise exaustiva dos dados, tanto quanto possível encarando todas as alternativas, permite a tomada de decisões bem fundamentadas e que tenham probabilidades de sucesso, ao serem aplicadas na prática. Hoje, um número crescente de empresas mineiras baseia suas estratégias de produção e seus tratamentos de informação, no emprego generalizado de métodos computacionais.

A tendência mais recente na evolução destes trabalhos indica que já não há tanta preocupação de aplicar novos métodos de pesquisa operacional aos problemas de mineração. Por quê? Porque esses métodos podem considerar-se já bem estabelecidos, bem definidos e são confiáveis. Não há mais que se fazer investigação sobre esses métodos. O que é fundamental e que está sendo, cada vez mais procurada, é a definição correta dos problemas e a forma de quantificar a incidência econômica que as várias

soluções possíveis acarretam. Quer dizer, a passagem da descrição qualitativa do problema para uma apreciação quantitativa desse mesmo problema, incluindo os objetivos que vão presidir a análise, é que está cada vez mais enfatizada. Porque, não há dúvida que todo mundo sabe, hoje, utilizar a teoria das filas de espera ou da programação linear. Isto, hoje em dia, faz parte dos enlatados dos computadores.

O que é difícil, em especial, nos problemas de mineração, dadas as suas características, é definir corretamente esses problemas, caracterizar as suas variáveis, os seus parâmetros, os objetivos da análise e os critérios de otimização para depois, introduzir esses dados todos nos métodos de computação. Hoje, talvez, a ênfase esteja mais virada para o problema da simulação dos problemas concretos, a fim de os tornar possíveis de serem tratados matematicamente.

Para isso, vamos ver, esquematicamente, em que consiste a metodologia de simulação em geral (Fig. 1).

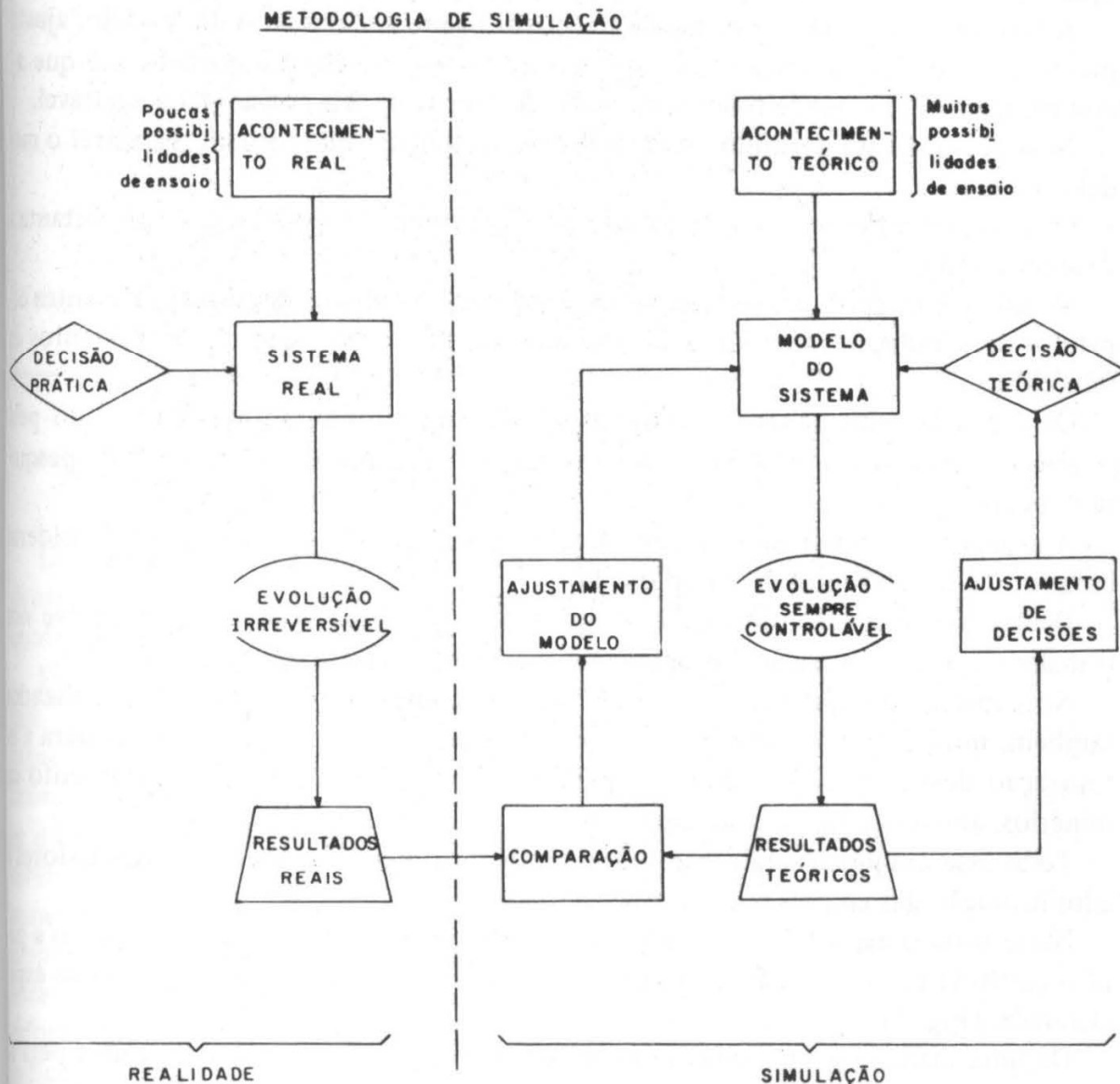


Fig. 1

## 4 Geologia e Metalurgia

A maneira clássica de resolver os problemas reais consistia em estabelecer decisões práticas desses mesmos problemas, os quais, atuando sobre o problema real em estudo, dariam origem a um resultado real, através de uma evolução irreversível. Só havia mesmo essa possibilidade de evolução do problema. Como é lógico, este tipo de decisão tinha muito poucas possibilidades de ensaio, isto é, as alternativas de viabilidade eram em número muito reduzido.

Através da simulação, teremos possibilidade de, paralelamente ao acontecimento real ou ao sistema real, definir o sistema teórico ou o acontecimento teórico, o qual representa muitas possibilidades de ensaio. Isso é feito através da criação de um modelo de sistema, que pode ser submetido a um conjunto de decisões teóricas, aplicadas a esse modelo.

Para cada grupo de parâmetros que se introduzem, o modelo é testado, através de uma evolução sempre controlável, visto que é teoricamente ou, através de computadores, que se fazem todos estes testes, conduzindo a um conjunto de resultados teóricos que, depois, são comparados com os resultados reais, através de uma fase de avaliação.

A fase de comparação, normalmente, justifica um ajustamento do modelo, ajustamento esse que é novamente testado e introduzindo novos parâmetros, até que a comparação entre o modelo teórico e os resultados reais seja considerada aceitável.

Nesse caso, ficará definido um conjunto de condições que tornam realizável o modelo, na prática.

Ora, os computadores, em todo esse processo, têm um papel muito importante a desempenhar.

Não que diz respeito aos problemas de mineração, podemos distinguir diferentes capítulos de simulação, quer em geologia, quer em mineração, quer em tratamentos de minérios.

Os aspectos mais salientes dessa aplicação dos computadores, começando pela geologia, situam-se nos problemas da prospecção, da avaliação das jazidas e da pesquisa mineral.

A avaliação, normalmente, inclui cálculo de reservas e, hoje, já se pode considerar uma rotina dos trabalhos de computação.

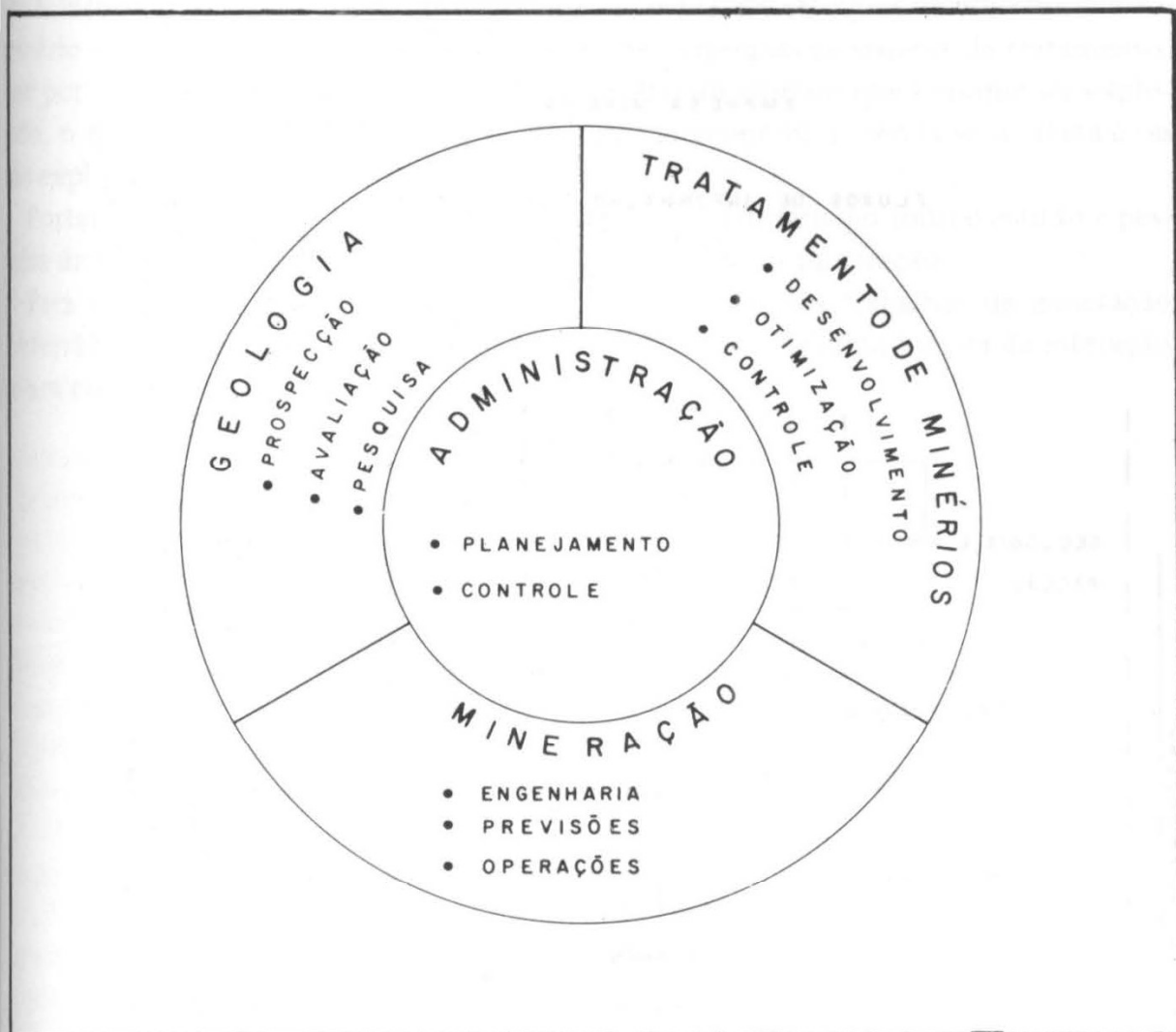
Dentro do setor de mineração, a aplicação dos computadores se desenvolve nos trabalhos e na programação das operações tecnológicas que a mineração envolve.

No capítulo do tratamento de minérios, os computadores, são muito utilizados também, quer para o desenvolvimento dos processos de concentração, quer para a otimização desses processos, quer até para o controle dos circuitos de tratamento de minérios, através de ligações do tipo "on-line".

Todo esse conjunto será centralizado também com aplicações dos computadores à administração das empresas desta especialidade.

Neste último aspecto, os computadores são muito úteis para o planejamento e para o controle de toda a administração e dos circuitos técnicos nas empresas de especialidade. (Fig. 2)

De uma maneira geral, todas as empresas de mineração são caracterizadas pela existência de uma série de departamentos que executam serviços bem definidos, e que poderemos representar esquematicamente da forma indicada na Fig. 3.

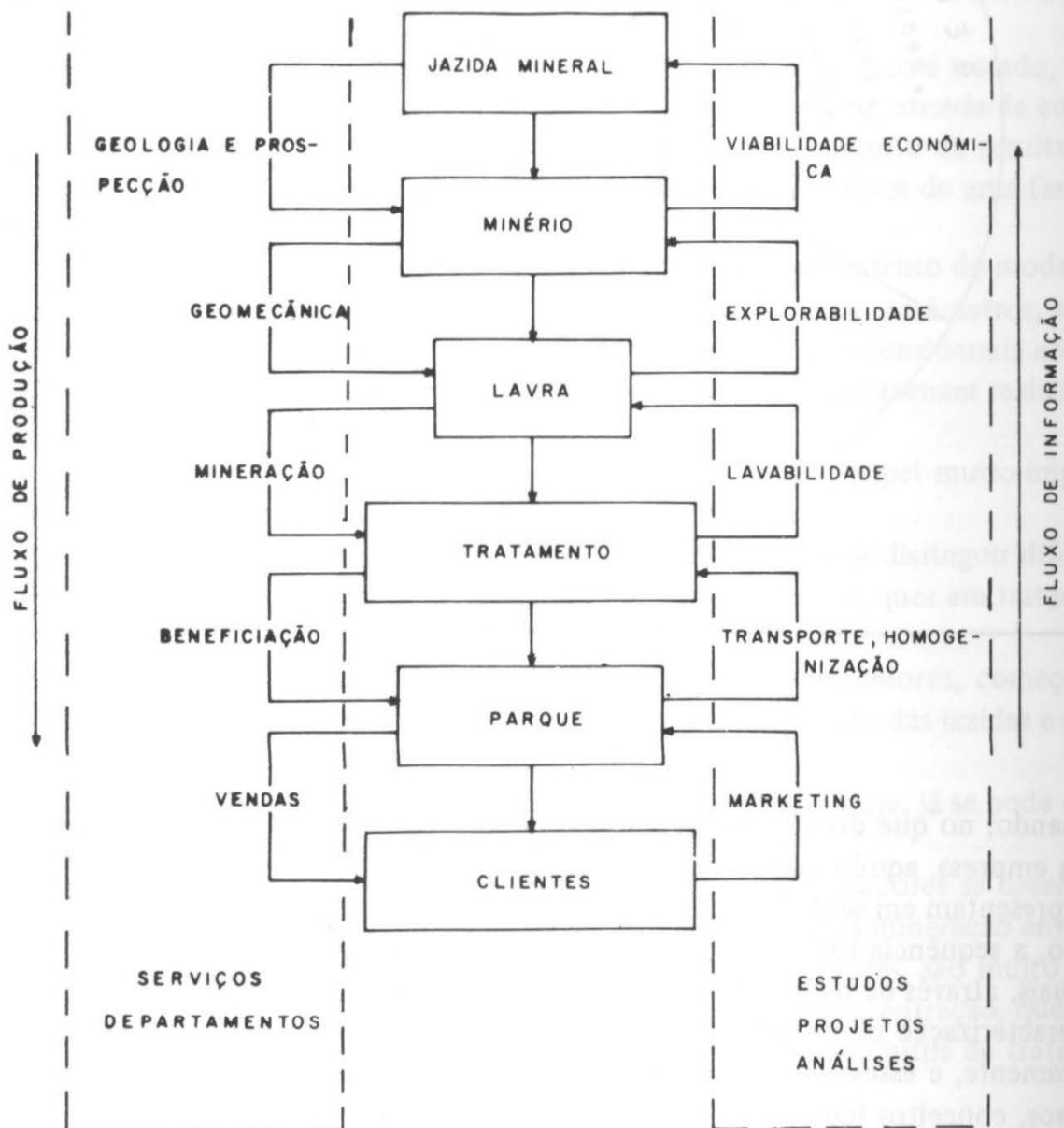


Detalhando, no que diz respeito à empresa de mineração, nós podemos distinguir, dentro da empresa, aquilo que se chama fluxo da produção e fluxo da informação, os quais se apresentam em sentidos opostos.

De fato, a sequência lógica dos trabalhos tem início na avaliação de jazidas mineiras, as quais, através de realização de trabalhos de Geologia e prospecção, podem dar lugar à caracterização de determinado volume de minério suscetível de ser explorado economicamente, e esses estudos, através de planos de lavra envolvem, na maior parte dos casos, conceitos lógicos de geomecânica. Na hipótese de as jazidas serem possíveis de explorar economicamente, através, portanto, do setor lavra, seguem-se as operações de tratamento de minérios, que por sua vez dão lugar à fase de estocagem ou empacamento geralmente sob a forma de pilhas, de onde o minério é trazido ao cliente através dos fluxos de vendas. Em sentido contrário, funciona todo o circuito de informação. Essa informação tem origem no mercado — são os consumidores que dão indicações sobre os preços de venda, sobre as quantidades economicamente transacionais, sobre os teores admissíveis no mercado, etc., e é baseado nessas informações que todo o circuito tem que ser estabelecido.

EMPRESA MINEIRA

FLUXOS DE INFORMAÇÃO E DE PRODUÇÃO



A informação dos clientes, normalmente, é levada aos estoques de minério, onde o minério concentrado é retomado, e daí fazem-se exigências ao sistema de tratamento, que por sua vez impõe restrições à lavra e ao tipo do minério que tem que ser explorado, o qual, através de um estudo de viabilidade econômica, revela se a jazida é ou não explorável.

Portanto, são esses dois fluxos que, no caso geral, determinam todo o estudo e pesquisa de Engenharia de Sistemas principais que existem na mineração.

Para concretizar, citamos um exemplo de aplicação aos trabalhos de mineração subterrânea, em que a simulação do sistema mineiro é conseguida à custa da interação de um conjunto de sub-sistemas associados.

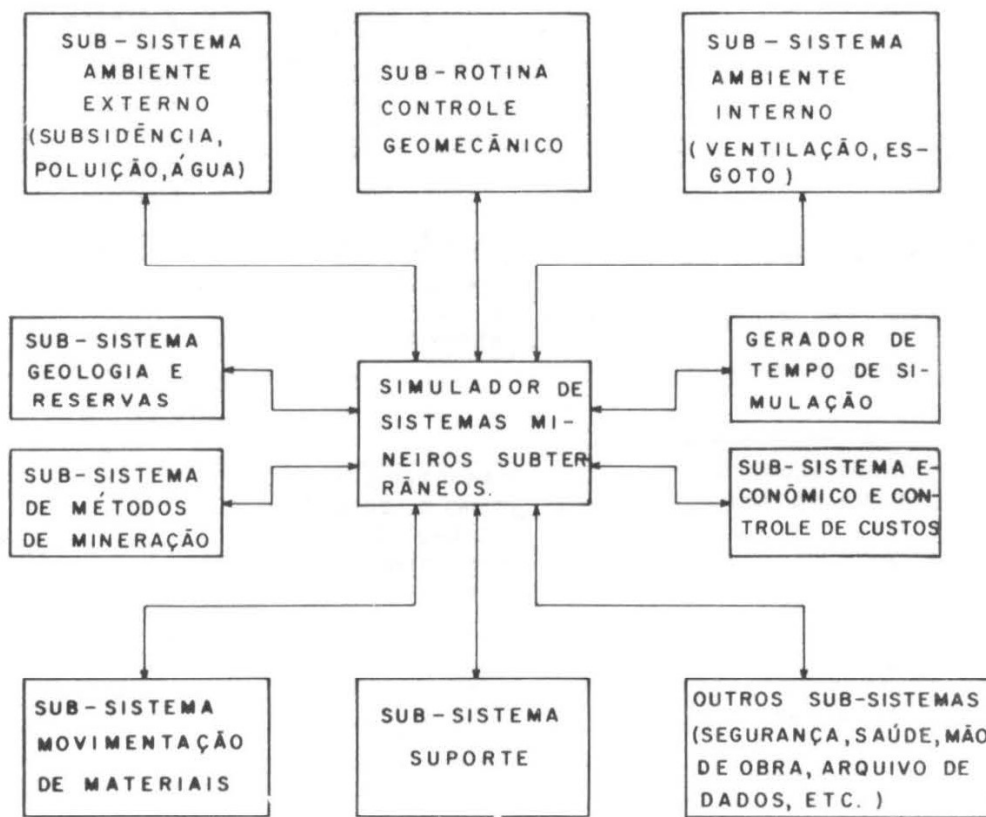


Fig 4

Este parece ser o sistema mais avançado que existe na simulação dos trabalhos de mineração. É um modelo que foi apresentado em 1974 pelo grupo da Universidade de Pensilvânia, o qual formulou uma linguagem de computação própria para esse sistema, em que se encontram interrelacionados todos os sub-sistemas que tem influência na mineração. Como é um sistema para minas de carvão subterrâneas, tem especial atenção aos problemas do ambiente interno – ventilação, esgoto; e tem também a preocupação com os problemas do ambiente externo – subsidência, poluição e água – e envolve também aquele conjunto de fases que já citamos: controle geomecânico dos trabalhos, o sub-sistema de Geologia e reservas; o sub-sistema de métodos de mineração; sub-sistema de movimentação de materiais; sub-sistema de suporte; sub-sistema econômico e controle de custos, e, finalmente, o conjunto de todos os outros sub-sistemas (segurança, saúde, mão-de-obra, arquivo de dados, etc.).

## 8 Geologia e Metalurgia

Todos esses sistemas funcionam através de um gerador de tempo de simulação que vai incrementando, sucessivamente, o tempo final no qual é feita a computação de todos esses sub-sistemas, os quais, como é lógico, inter-agem para diferentes incrementos de tempo.

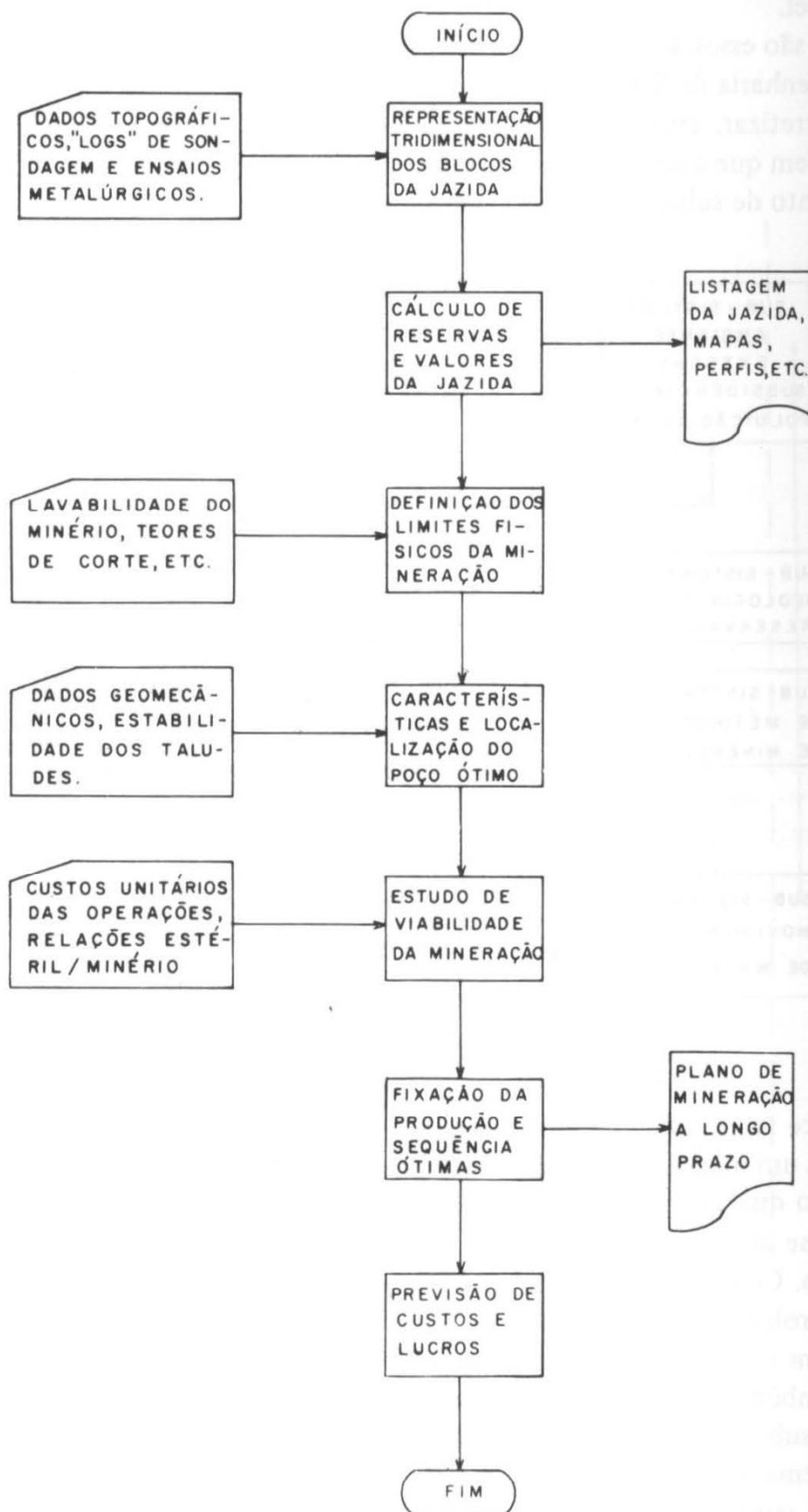


Fig. 5

Para o caso de mineração a céu aberto, a sequência não é muito diferente. Parte também, dos dados topográficos e geológicos que nos permitem fazer uma representação tridimensional da jazida; esta, por sua vez, possibilita o cálculo das reservas e a saída de dados numéricos descrevendo a jazida, com indicação dos seus teores, incluindo a apresentação de mapas desenhados automaticamente por computador, etc.

Na sequência, desde que sejam introduzidos dados sobre a lavabilidade do minério, teores de corte, e as características do processo de concentração, é possível definir os limites físicos da mineração. Daí, pode-se localizar a posição dos trabalhos de mineração que envolvem extração de minério dentro de um critério de otimização que, no caso geral, coincide com a minimização dos custos. Para isso é necessário introduzir-se, na fixação dessa localização, dados geomecânicos, indicações sobre a estabilidade dos taludes, mineração, etc.

Seguidamente é possível realizar estudos da viabilidade econômica da mineração, a partir da obtenção de informação sobre custos unitários, relação de mineração (ou relações estéril/minério) que permitem quantificar, em termos econômicos, aquela localização proposta para a exploração a céu aberto. Se é considerada viável essa exploração, então, segue-se a fase da fixação de produção e sequência ótima; e se não é considerada viável, a simulação termina e não há razão para continuar a computação.

Desde que fixadas a produção e a sequência ótimas, é possível estabelecerem-se planos de mineração a longo prazo, em que se dá uma idéia dos lucros previsíveis para a exploração, sob determinadas condições de mercado.

Esta previsão de custos e lucros encerra o trabalho de simulação, visto que, se não conseguirmos exprimir em termos econômicos a viabilidade de uma exploração, ninguém vai investir dinheiro para levar a mina a produzir. Então, é necessário fazer uma previsão de custos e lucros, depois de toda a programação, para poder atrair as pessoas ou os capitais. Nisso também o computador tem uma função extremamente útil.

Seguidamente, passaremos a fazer uma aplicação a um problema concreto de mineração a céu aberto, onde foi usada a simulação por computadores, para indicar as características mais importantes das operações envolvidas na lavra a céu aberto.

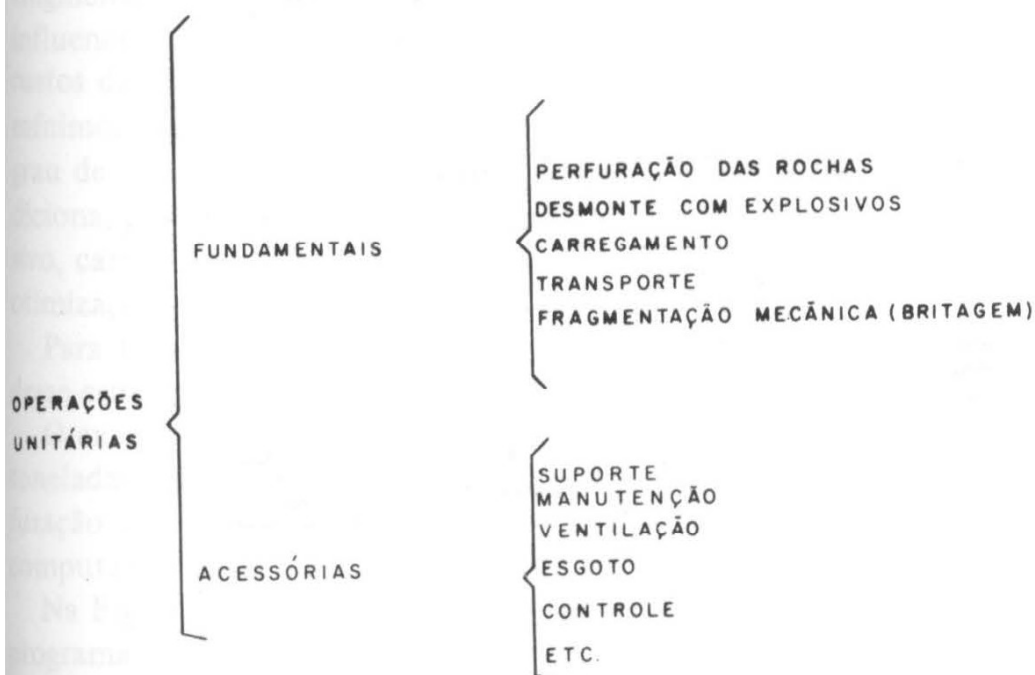


Fig. 6



Para isso, dividimos, como é clássico, as operações unitárias de mineração em dois grupos: as fundamentais e as acessórias, conforme está esquematizado na Fig. 6.

As operações fundamentais de mineração podem esquematizar-se em cinco, que são: perfuração da rocha, desmonte com explosivo, carregamento, transporte e a fragmentação mecânica ou britagem do minério.

As operações unitárias acessórias dependendo ou não se a lavra é a céu aberto ou subterrânea, envolvem os trabalhos de suporte, manutenção, ventilação, esgoto, controle e outras mais.

Ora, é com o objetivo de criar um conceito de otimização dessas operações que se utiliza a computação.

A sequência normal dessas operações, na exploração a céu aberto varia pouco. Há apenas que considerar duas alternativas principais: A. com perfuração, desmonte por explosivos, carregamento, transporte e, depois, britagem, na lavaria trituração, moagem e produto final (ver Fig. 7).

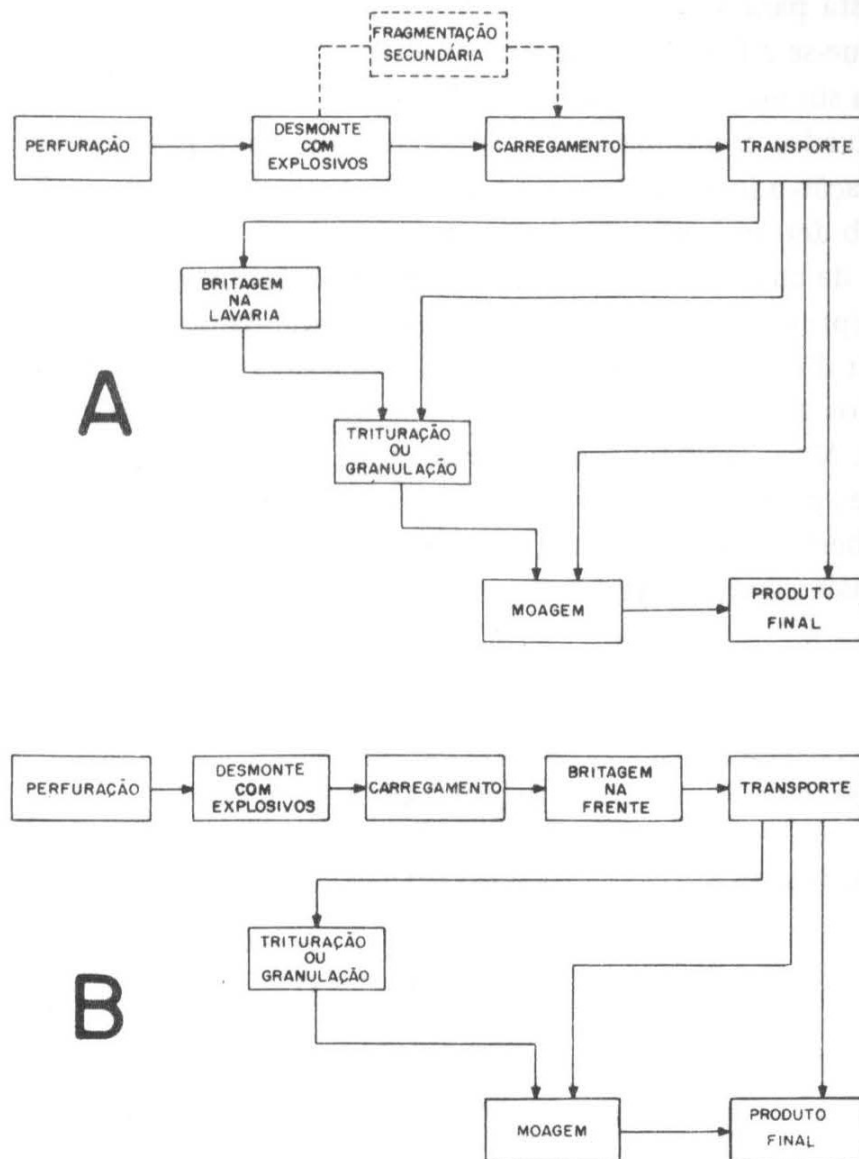


Fig. 7

Ultimamente, foram introduzidos, em muitos circuitos de produção de minas a céu aberto, os britadores, junto à frente de trabalho. Então, a sequência é ligeiramente diferente: B. perfuração, desmonte por explosivos, carregamento, britagem e depois o transporte. No transporte, o produto já tem uma dimensão menor e vai passar a granulagem e moagem, normalmente situadas nas lavarias.

Para otimizar toda essa sequência de operações teremos que procurar a combinação de operações que minimiza os custos de produção por tonelada, tal como se indica na Fig. 8.

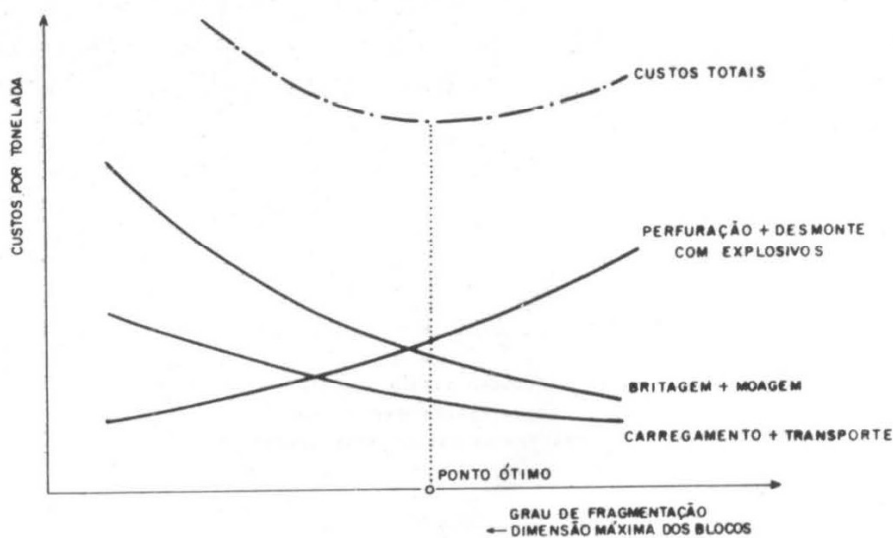


Fig. 8

Neste diagrama temos custos por tonelada em função do grau de fragmentação do minério, ou do tamanho máximo dos blocos resultantes do desmonte. Esse grau de fragmentação de minério resulta dos trabalhos de desmonte por explosivos, mas vai influenciar o custo das operações de carregamento mais transporte, assim como os custos da britagem e permite obter uma curva de custos totais, a qual apresenta um mínimo, que corresponde ao ponto de funcionamento ótimo de todo esse sistema. O grau de fragmentação ou dimensão máxima dos blocos terá um valor ótimo que condiciona, posteriormente, o projeto das operações de perfuração, desmonte com explosivo, carregamento, transporte e britagem, de forma a satisfazer ao critério global de otimização.

Para tornar o problema menos abstrato, apresentaremos em seguida a aplicação desse critério à resolução de um caso concreto.

O exemplo é o de uma mina de ferro a céu aberto, que produzia dois milhões de toneladas/ano e que estava planejando toda uma remodelação no seu sistema de perfuração e desmonte por explosivo. Então, foi solicitada uma aplicação de métodos computacionais para resolver esse problema.

Na Fig. 9 está indicado o tipo de simulação que foi feito, conhecido os *input* do programa.

A produção diária desejada neste caso, eram 6 mil toneladas/dia, tendo sido determinadas as propriedades da rocha: era uma hematita, separada por massas de itabirito. E, as características do equipamento de carregamento, transporte e britagem são também conhecidas.

Com esses dados, foi possível introduzir na simulação dois tipos de explosivos: um explosivo ANFO e outro explosivo SLURRY associados a uma combinação de diferentes fatores: turnos de trabalho (um turno por dia ou dois turnos por dia), vários diâmetros dos furos (3, 4, 5, 6, 7, 8 e até 9 polegadas) e diversos esquemas de fogo (cinco tipos diferentes, de forma a poderem adaptar-se à variação das condições geológicas das bancadas).

Este programa permite obter, como resultado, 140 alternativas, algumas das quais são eliminadas, imediatamente, pelo próprio programa. Os resultados indicam as especificações do "shovel" e das bancadas, as características dos esquemas básicos de fogo; informação sobre as cargas explosivas; o dimensionamento do desmonte e o cálculo de custos de produção.

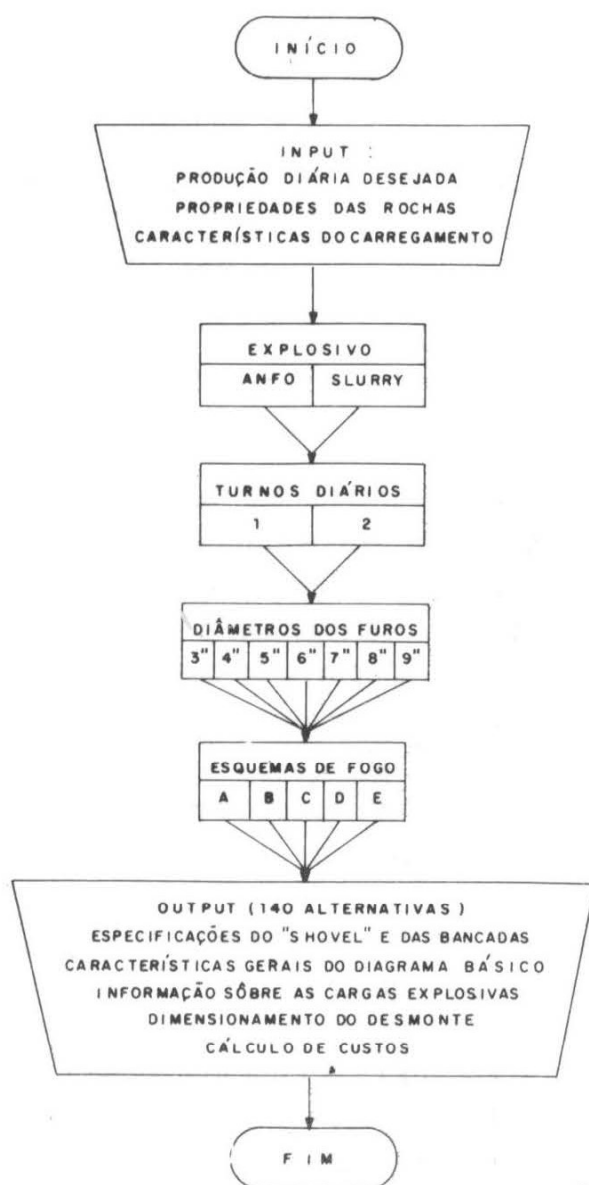
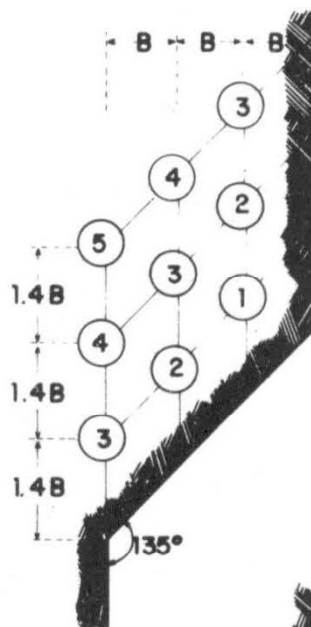
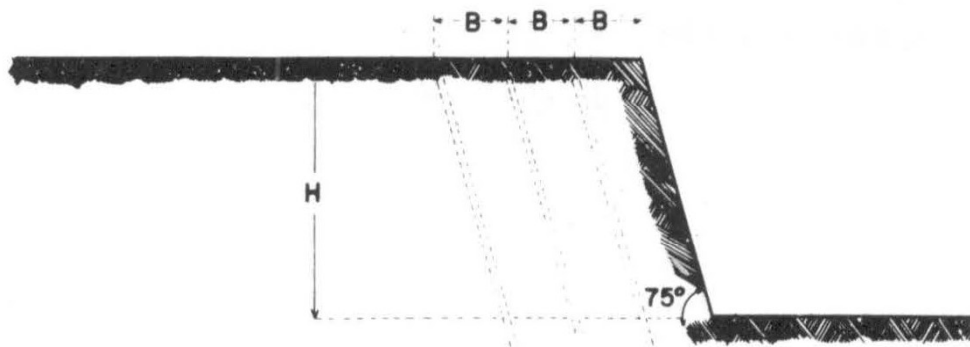
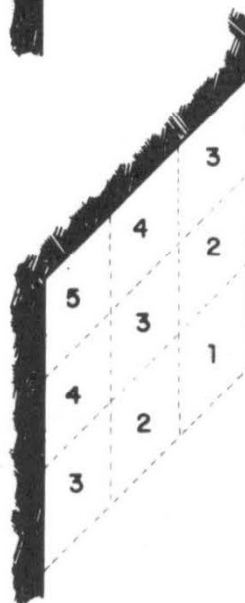


Fig. 9

Foi usando este programa que se estudou o problema a que já me referi, da mina de ferro a céu aberto, partindo de um certo número de constrangimentos operacionais (Fig. 10).



PLANTA



DEPOIS DO DESMONTE

Fig. 10

A produção diária desejada neste caso, eram 6 mil toneladas/dia, tendo sido determinadas as propriedades da rocha: era uma hematita, separada por massas de itabirito. E, as características do equipamento de carregamento, transporte e britagem são também conhecidas.

Com esses dados, foi possível introduzir na simulação dois tipos de explosivos: um explosivo ANFO e outro explosivo SLURRY associados a uma combinação de diferentes fatores: turnos de trabalho (um turno por dia ou dois turnos por dia), vários diâmetros dos furos (3, 4, 5, 6, 7, 8 e até 9 polegadas) e diversos esquemas de fogo (cinco tipos diferentes, de forma a poderem adaptar-se à variação das condições geológicas das bancadas).

Este programa permite obter, como resultado, 140 alternativas, algumas das quais são eliminadas, imediatamente, pelo próprio programa. Os resultados indicam as especificações do "shovel" e das bancadas, as características dos esquemas básicos de fogo; informação sobre as cargas explosivas; o dimensionamento do desmonte e o cálculo de custos de produção.

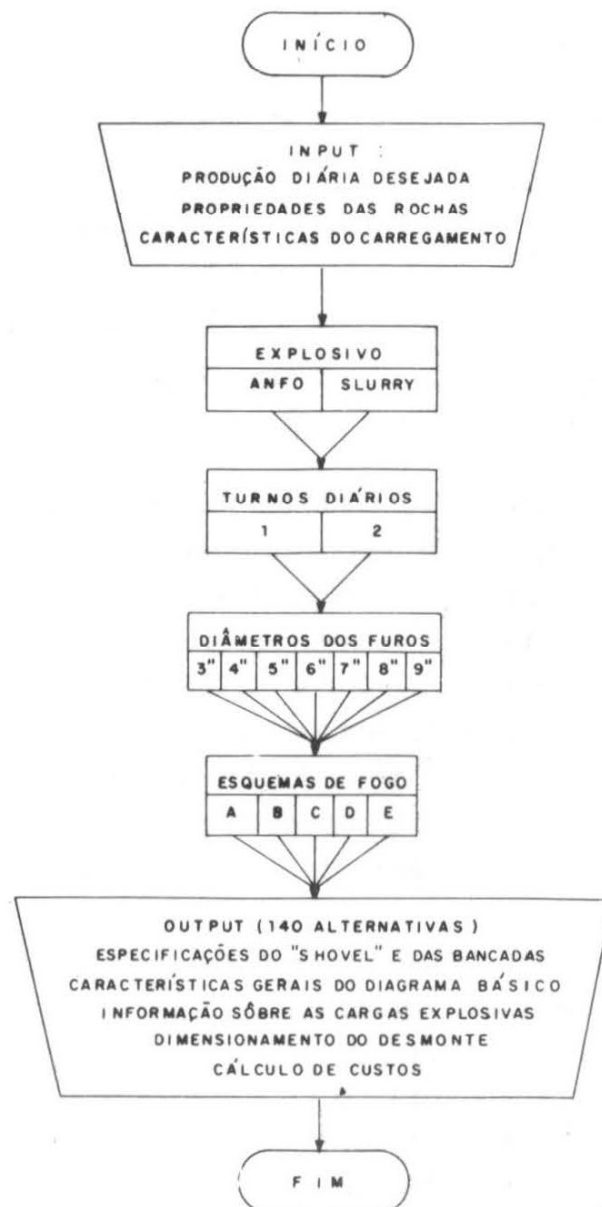


Fig. 9

Esta Figura indica o tipo de esquema de fogo mais usado nesta mineração que é com bancadas inclinadas a  $75^{\circ}$ , por questão de estabilidade, e a ordem do disparo das cargas explosivas está indicada nos números 1, 2, 3, nesses furos. Portanto, após o desmonte pode-se prever que as zonas desmontadas estão indicadas pelos números, aumentando sucessivamente até atingir a dimensão pretendida para o desmonte.

Este foi o esquema básico utilizado para a simulação, embora se usasse, também, mais quatro esquemas diferentes.

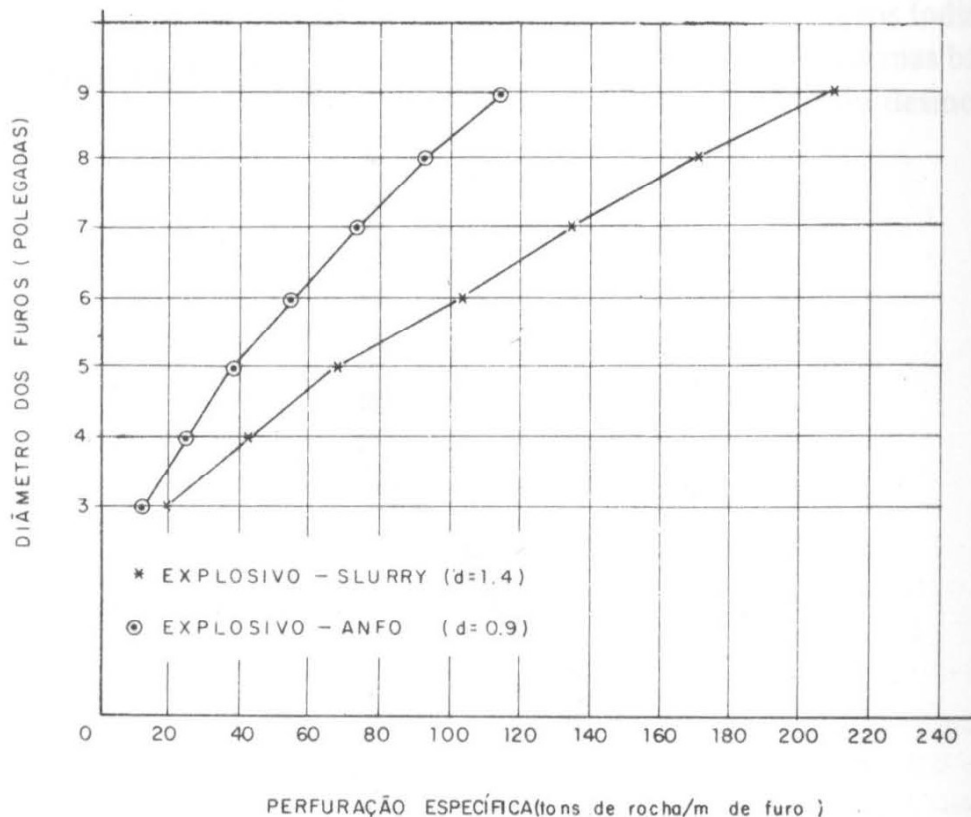


Fig. 11

Foi possível determinar, nesse esquema básico e para um turno de trabalho por dia, quais eram as perfurações específicas. Entendemos por perfurações específicas o número de toneladas de rocha desmontada por metro de furo. E esta representação é feita em função do diâmetro de furos, variando de 3 a 9 polegadas, onde é fácil verificar que o explosivo ANFO ( $d = 0.9$ ) proporciona menores rendimentos que o explosivo SLURRY ( $d = 1.4$ ) especialmente à medida que os diâmetros vão aumentando.

Além dessa conclusão, tirada dos resultados do computador obtém-se também a figura seguinte.

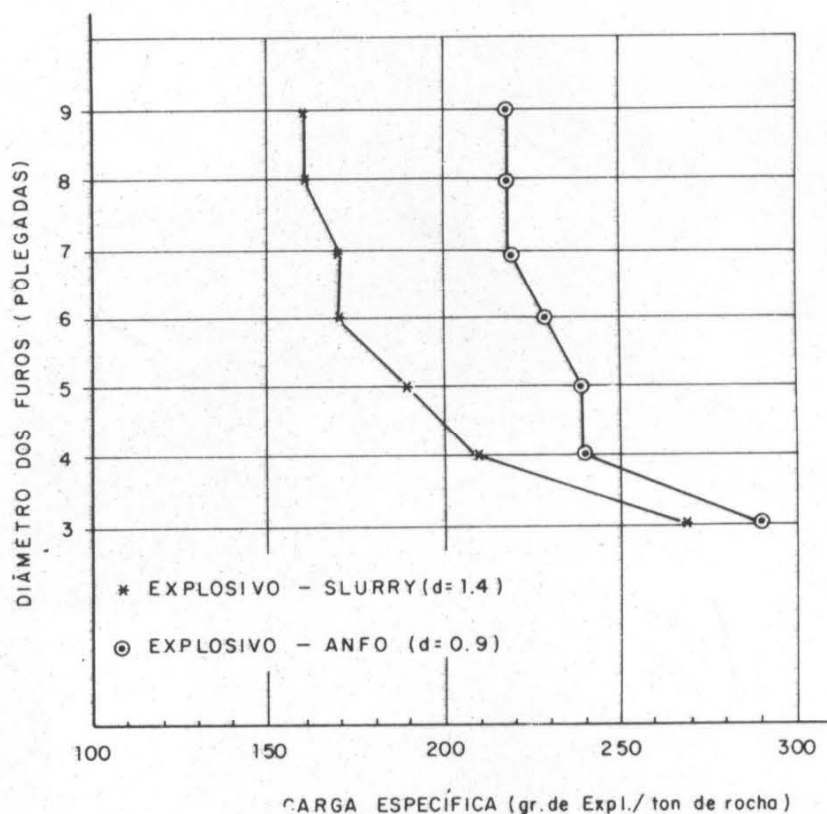


Fig. 12

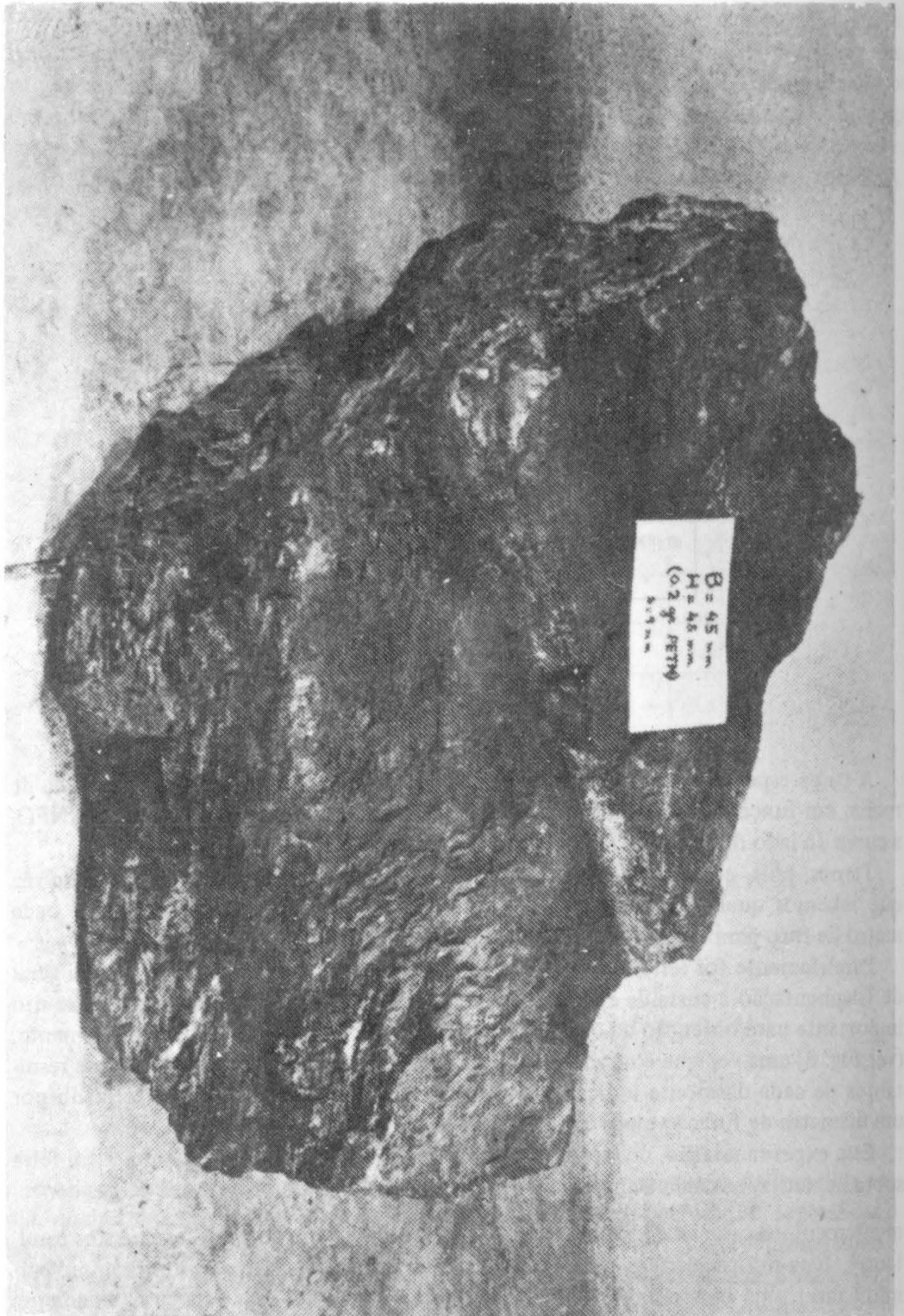
A carga específica do explosivo expressa em gramas, de explosivo, por tonelada de rocha, em função dos mesmos diâmetros dá origem a duas curvas, uma para o ANFO, a curva do lado direito, outra para o SLURRY, a curva do lado esquerdo.

Temos, pois, possibilidade de calcular os custos destes mesmos trabalhos uma vez que sabemos qual é o preço do quilo de cada explosivo e também o custo de cada metro de furo para diferentes diâmetros de furação.

Paralelamente foi feita uma experimentação que nos permitiu testar uma lei geral de fragmentação à custa de ensaios na mina e ensaios em laboratório. Essa lei é muito importante para obtenção da curva da otimização que já apresentamos anteriormente, (ver Fig. 8) uma vez que é necessário estabelecer a dimensão máxima dos blocos resultantes de cada desmonte indicado nesse gráfico (cada desmonte é caracterizado por um diâmetro de furação e por um tipo de explosivo).

Essa experimentação, de que se apresenta na Figura seguinte um exemplo, foi feita sobre hematita, na mina e em laboratório, para vários afastamentos das cargas convenientemente escalonadas, foi determinada a dimensão máxima dos fragmentos resultantes. Essa informação, ajustada com a informação resultante da própria mina, permitiu fazer uma previsão da dimensão máxima dos blocos, para este caso, é dada por:

$$12500 \frac{B}{W^{2,05}}$$





onde B é o afastamento das cargas e W é a energia libertada na explosão, expressa em quilo-calorias por tonelada de rocha. Como nós sabemos a energia libertada pelo ANFO, em cada situação do desmonte na mina, pode-se prever através desta relação aproximada, qual é a dimensão máxima dos blocos resultantes de cada esquema de fogo, verificando-se acordo satisfatório com os valores obtidos na lavra.

Então foi possível traçar o diagrama da figura seguinte:

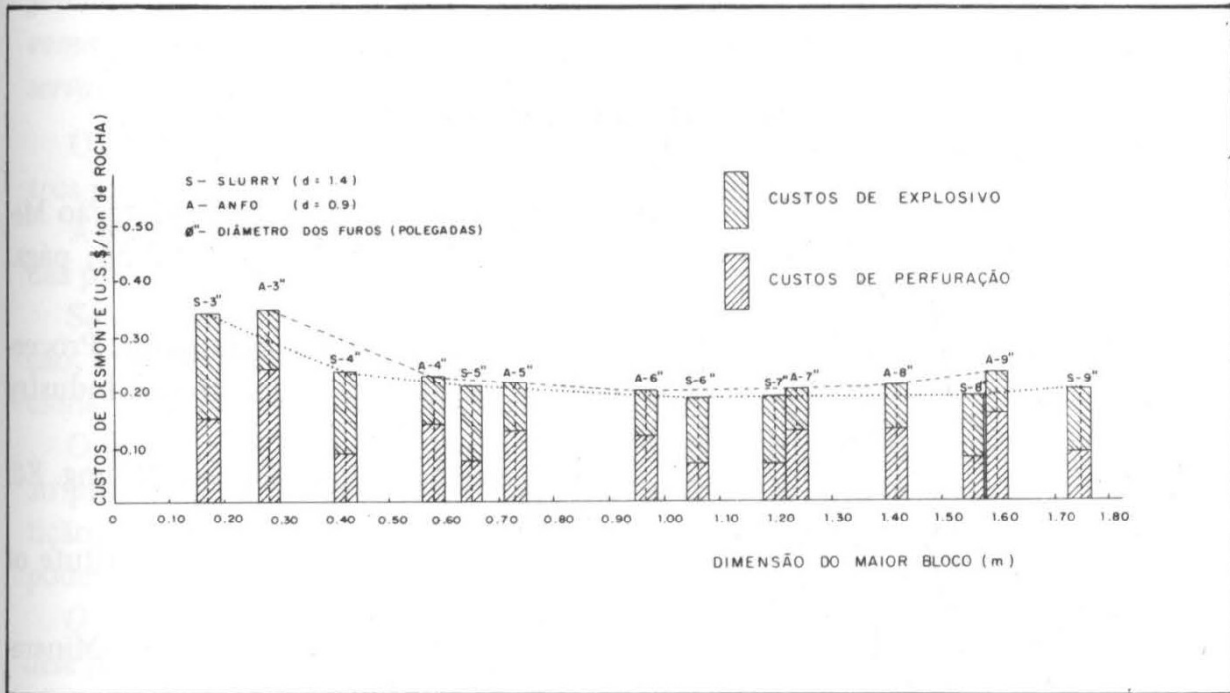


Fig. 14

Em ordenadas temos os custos do desmonte em dólares por tonelada de rocha, em abcissas a dimensão do maior bloco, em metros, variando entre 0,10 a 1,80.

Portanto, a partir dos dois diagramas anteriores — um da perfuração e outro do consumo de explosivo — foi possível alcançar o custo unitário de cada uma das operações, visto que na parte inferior da coluna, estão os custos da perfuração; e na parte superior, temos os custos do explosivo, nas variedades SLURRY e ANFO.

É possível, à custa da observação dessa curva, detectar qual é o custo mínimo para esse problema concreto: era a utilização de explosivo SLURRY carregado em furos de seis polegadas.

O que é curioso verificar é que a curva do explosivo SLURRY está sempre situada por baixo da curva do explosivo ANFO, muito embora os custos, em cada quilo de SLURRY sejam o dobro dos custos em cada quilo de ANFO (valores utilizados US\$ 0,70 e US\$ 0,35, respectivamente).

Sendo assim, neste caso concreto, foi aconselhado que a mineração passasse a ser realizada com furos de seis polegadas de diâmetro e utilizando-se explosivo SLURRY.

Este é, pois, um exemplo em que utilizamos a metodologia da engenharia de sistemas, para tratar este problema concreto.

Fizemos, como é evidente, uso de computadores, quer na fase inicial de planejamento da mineração, quer na fase seguinte de análise dos resultados.

### REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- DINIZ DA GAMA, C. (1974) – Modelo Computacional de uma Exploração Mineira. IV Simpósio de Mineração. Revista Geologia e Metalurgia, nº 35, págs. 389/324. São Paulo.
- MANULA, C.B. and RIVELL, R. (1974) – A Master Design Simulator. Proceedings 12 th Symposium on the Application of Computers in the Mineral Industry Colorado School of Mines. Golden, Colo.
- FALKIE, T.V. (1968) – Production Systems Engineering. In Surface Mining. Ed. E.P. Pfeider. AIME. New York (págs. 184/208)
- KAAS, L.M. (1968) – Computers in Mining Industry. The Canadian Institute of Mining and Metallurgy. Special volume 9. Montreal.
- DINIZ GAMA, G. (1975) – Aplicações dos Computadores à Geologia e à Mineração. Publicação interna D.M.G.A. – IPT – São Paulo (117 págs.).
- WEISS, A. (1969) – A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry. Ed. AIME. New York.
- DINIZ GAMA, C. (1975) – Optimização do Arranque de Rochas com Explosivos. Tese de Doutoramento. Universidade de Luanda, Angola (220 págs.).
- ASH, R.L. (1968) – The Design of Blasting Rounds. In Surface Mining. Ed. E.P. Pfeider. AIME. New York (págs. 373/397).
- SME Mining Engineering Handbook – Volume 2 – Section 30. Systems Engineering. Ed. AIME. New York (1973).

DEBATES

*O SR. COORDENADOR: Dando prosseguimento a nosso trabalho declaro aberto os debates. A título de complementação, gostaria de considerar que o uso rotineiro de técnicas computacionais no Brasil, poderá tornar-se realidade em tempo relativamente curto, como percebe-se pelo interesse despertado pelo tema. Neste panorama as Universidades, devido à sua estrutura terão um papel importante, no desenvolvimento e divulgação de "know-how", trabalhando em sintonia com problemas concretos da indústria mineral brasileira. Sentindo este problema, no Departamento de Engenharia de Minas, temos realizado trabalhos neste campo, especificamente desenvolvemos sistemas de planejamento de lavra por simulação e sistemas de avaliação de reservas usando métodos geo-estatísticos.*

*O Dr. Carlos Diniz da Gama: Não há dúvida que, pelo menos a experiência de outros países tem mostrado que os primeiros passos são dados nas universidades.*

A aplicação de computadores é um problema, digamos, de educação, de formação das pessoas.

Se o indivíduo, enquanto está na escola, é posto perante a realidade da computação, é muito mais fácil a este indivíduo, uma vez trabalhando na empresa, por a funcionar os sistemas de computação.

O que se verifica cada vez mais, é que a administração das empresas está receptiva ao problema da computação. Compreendeu que, no mundo atual, com tanta competição e com tanta necessidade de otimizar as operações, necessitam de ferramentas poderosas de cálculo que só os computadores podem oferecer.

*O sr. Weber Alves Coelho: Esses furos de seis polegadas, SLURRY, a profundidade dele não influi também? Porque, o SLURRY é bem mais caro que o ANFO.*

*O dr. Carlos Diniz da Gama: A altura do furo era diferente no ANFO e no SLURRY, porque dentro do programa de computação está relacionado o afastamento das cargas, com a sua profundidade.*

Concretamente: existe uma relação de proporcionalidade direta entre o afastamento das cargas e a altura das cargas, que está relacionada também com o diâmetro do furo.

O diâmetro dos furos, o afastamento e a altura, são três grandezas interrelacionadas, em qualquer sistema de fogo, e o programa de computação introduz precisamente essas relações, as quais variam com o tipo de explosivo.

*O dr. Antonio Stellin Júnior – EPUSP: Eu gostaria que o professor Diniz nos falasse um pouco mais detalhadamente sobre aquelas experiências feitas em laboratório. Eu não entendi bem se aquela fórmula foi feita para aquelas experiências ou para a parte prática das observações feitas, de desmonte.*

**O Dr. Carlos Diniz da Gama:** Esta fórmula concreta resulta de ambas as informações: do laboratório e da mina. Mas, foi baseada numa lei geral de fragmentação, que é a seguinte: a porcentagem em peso das partículas que passam (portanto, aquilo que nos permite fazer uma curva granulométrica dos produtos resultantes do desmonte por explosivo) pode ser expressa na seguinte relação:

$$P_s = aW^b \left(\frac{S}{B}\right)^c$$

W representa a energia liberta na explosão por unidade de peso da rocha.

S representa a dimensão das partículas.

B representa o afastamento das cargas.

O *a*, o *b* e o *c* são constantes para cada caso concreto, para cada combinação, tipo de rocha e o tipo de explosivo.

Ora, para obter a dimensão máxima, o  $P_s$  máximo, a porcentagem de produtos que passam por uma malha de abertura  $S_{\max}$  é  $P_s = 1$ .

Então, tirando aqui o valor de *S*, temos:

$$P_s = \frac{B}{a^{1/c} W^{b/c}}$$

Para determinar esta constante que, no nosso caso é de  $1/12.500$  e  $b/c = 2.05$ , nós realizamos um conjunto de experiências em laboratório e na mina. O que é fácil verificar é que esses quocientes são adimensionais. Na escala dos centímetros e na escala dos metros representam iguais valores. Na escala dos centímetros, dentro do laboratório. Na escala dos metros, dentro da mina.

Tanto a energia libertada na explosão por unidade de peso da rocha, como o quociente *S/B* apresentam a mesma ordem de grandeza, e portanto, não tivemos mais que determinar as constantes. Nós não temos a pretensão de que seja esta uma lei rigorosa; é uma lei empírica mas que permite obter resultados que, até certo ponto, são confirmados na prática, onde é observado que o tamanho do maior fragmento diminui com o afastamento das cargas — coisa que todos nós conhecemos — e para o mesmo afastamento este tamanho diminui conforme o explosivo se torna mais potente.

*O Dr. Antonio Stellan Júnior — EPUSP: Gostaria de fazer mais duas perguntas: essa lei geral é derivada da lei de Bond? Pelo que percebi da sua exposição, na mina foram utilizados dois tipos de explosivos: ANFO e SLURRY, e no laboratório foi o P.E.T.N. Qual a influência que os vários tipos de explosivo têm nos resultados?*

*O Dr. Carlos Diniz da Gama:* A lei da cominuição de Bond aplicada aos desmontes com explosivos parte da energia consumida e de um parâmetro característico da rocha (chamado “work index”) determinando  $P_s$  chamada dimensão a 80%. Esta relação deve igualar-se com a nossa em determinado ponto, e nós verificamos que a aproximadamente elas coincidem para  $P_s = 0.8$ . Então temos também *W*, energia por unidade de peso, e o fator característico do material está contido nas nossas constantes.

Para verificar esta expressão nós usamos um trabalho de Bond, sobre desmonte em mina subterrânea onde se fez experiências para estabelecer qual é a lei de fragmentação da rocha. Nós introduzimos essa relação e chegamos a valores próximos daquele que Bond previu.

*Segunda resposta:* É evidente que, para diferentes tipos de explosivo resultou diferentes graus de fragmentação visto que as energias libertadas variam. O que nós introduzimos no laboratório foi o P.E.T.N., cuja energia de detonação é da ordem de 1400 calorias por quilo, ao passo que o ANFO possui menos de mil calorias por quilo. Então, a nossa correlação entre os ensaios de laboratórios e os da mina foi, precisamente, utilizar a mesma rocha com diferentes tipos de explosivos, obtendo fragmentos e usando afastamentos de diferentes grandezas e tamanhos. E infelizmente só usamos um

ANFO para a mina e um P.E.T.N. no laboratório; não usamos SLURRY, nas experiências em escala natural.

Aliás, qualquer mineração, de maneira geral, tem esta lei presente, senão sob a forma explícita, pelo menos no sub-consciente.

*O Sr. José Jaime Sznelwar: O senhor por gentileza, poderia nos dar maiores esclarecimentos sobre essas experiências de laboratório?*

*O Dr. Carlos Diniz da Gama:* Existe uma teoria que é a teoria da similitude que permite o escalonamento de dimensões entre a experiência de laboratório e o ensaio à escala natural. Então, todas as grandezas e todas as variáveis que influenciam o fenômeno, têm que ser devidamente escalonadas entre o laboratório e a mina. Há grandezas lineares, há grandezas cinemáticas e há grandezas dinâmicas.

A teoria da semelhança diz que o fenômeno é simulado em laboratório se nós mantivermos constante um grupo de parâmetros adimensionais (chamados parâmetros  $\pi$ ) que é obtido, cada um deles, a partir de combinação das variáveis que influenciam o fenômeno. Então no nosso caso concreto, para simular o fenômeno da fragmentação de rochas por explosivos partimos das equações hidrodinâmicas que regulam a propagação de ondas através de materiais sólidos, e extraímos dessas expressões as variáveis fundamentais: distância, velocidade e aceleração, módulo de elasticidade, energia libertada, etc. e procuramos, diante do fator escala adequada, simular qual é o tamanho  $S$  obtido na mina através da dimensão dos fragmentos obtidos no laboratório. Para isso ser possível, é necessário escalonar um conjunto bastante complexo de variáveis, que vão desde a velocidade de detonação de explosivo, da velocidade da propagação, módulos de elasticidade, etc.

Nós publicamos no Congresso de Belgrado um trabalho onde fazemos esse estudo da teoria da semelhança aplicada nos ensaios de laboratório de desmonte com explosivos.

Foi baseado nessa análise que tornou-se possível a nós, em laboratório, fazermos a experiência de semelhança do que se passava na mina, utilizando bancadas, e previndo os tamanhos dos maiores blocos resultantes de cada situação de desmonte com explosivos.

*O Sr. Coordenador: Em nome do Centro Moraes Rego, apresento ao prof. Dr. Carlos Diniz da Gama, os nossos agradecimentos como aos participantes desta palestra, e declaro encerrada esta reunião.*

# **PESQUISA DO MINÉRIO FOSFÁTICO DE IPANEMA**

For - An. (198)  
SO (Sr) - For

*Eng. Vladimir Aps.*  
*Geólogo Helmut Born*  
Escola Politécnica - USP

**Coordenador:**  
*Dr. Jesuino Felicíssimo Jr.*  
Instituto Geográfico e Geológico

Inicialmente, gostaríamos de agradecer ao Centro Moraes Rego a oportunidade oferecida para podermos voltar à Escola Politécnica, no convívio dos colegas da Engenharia de Minas, e mostrar alguns aspectos de nossa atividade profissional. Se a apresentação deste trabalho for de alguma valia no desenvolvimento do vasto campo da pesquisa mineral, dar-nos-emos por satisfeitos.

Esta comunicação resume os trabalhos de pesquisa realizados em área da Fazenda Ipanema, pela Serrana S/A de Mineração, detentora de alvará de pesquisa de apatita na região supra citada.

A Fazenda Ipanema, de propriedade da União, constitui-se, no presente, num núcleo de ensino e desenvolvimento de atividades rurais, ligado ao Ministério da Agricultura. A Fazenda Ipanema teve rico passado histórico e, ainda hoje, encontramos várias construções que, preservadas ou reconstruídas pelo Patrimônio Histórico Nacional, compunham a Fábrica Ferro Ipanema, pioneira no Brasil.

Ipanema situa-se no município de Iperó, entre as cidades de Sorocaba, Araçoiaba da Serra e a própria Iperó. A sede da fazenda dista de Sorocaba cerca de 20 quilômetros, enquanto que a área de pesquisa fica a 4 quilômetros da sede, perfazendo 24 quilômetros por estrada trafegável durante todo o ano. Sorocaba, por sua vez, dista de São Paulo cerca de 100 quilômetros, tendo ligação pelas Rodovias Raposo Tavares e Castelo Branco (Figura 1).

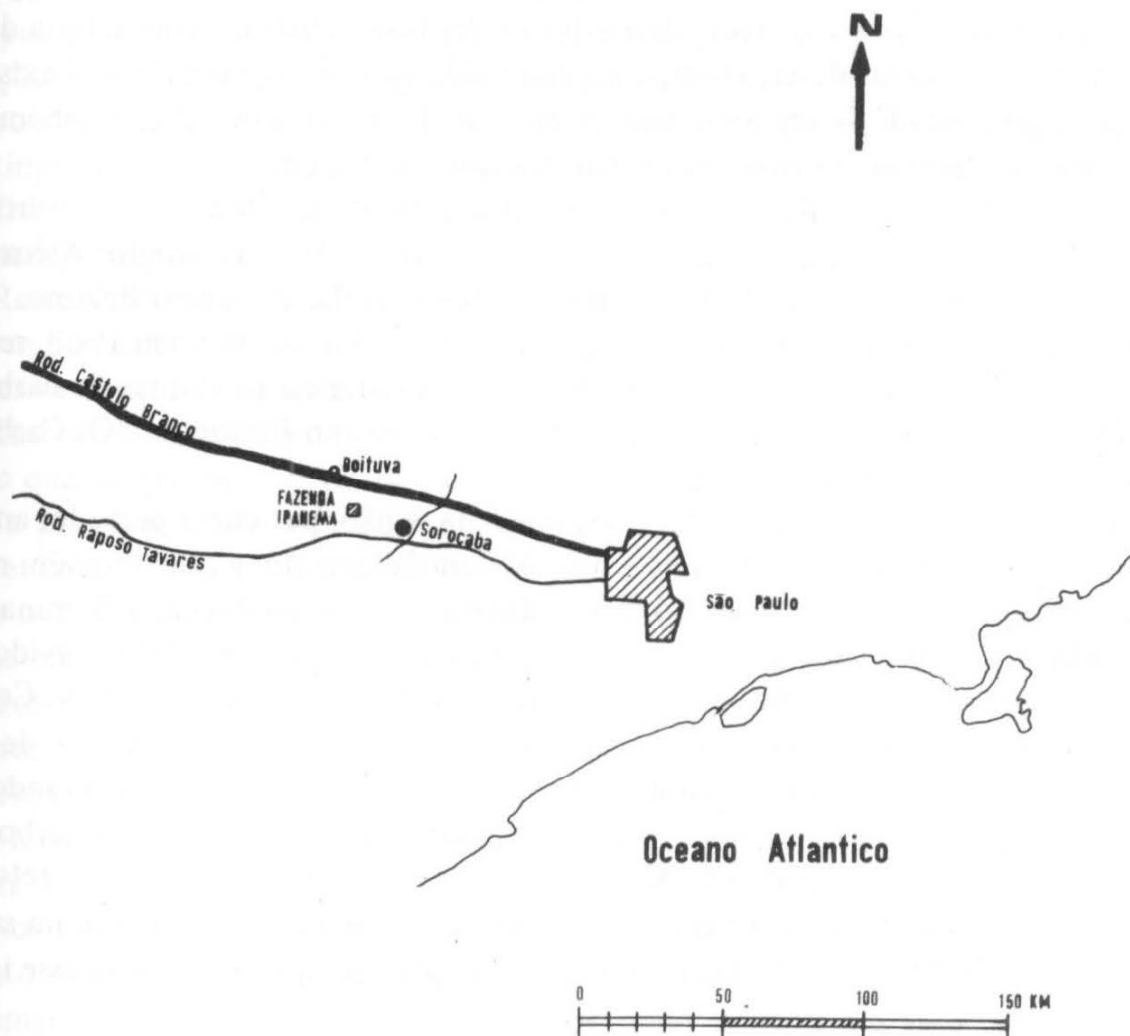


Fig 1

PLANTA DE SITUAÇÃO DA FAZENDA IPANEMA

A Serra de Araçoiaba, onde se localiza a área de pesquisa, apresenta altitudes máximas de cerca de 900 metros, enquanto que a altitude regional é de cerca de 600 metros. Pelo fato da Serra de Araçoiaba dominar toda a área, foi escolhida pela Embraetel para localização da Estação Transmissora Regional, e, no mesmo local, a Telesp está se instalando agora.

A vegetação é escassa nos flancos da Serra, entremeando os blocos de arenito expostos, enquanto que no interior desta encontramos mata de difícil penetração em alguns locais.

Ipanema, por uma série de características, chamou a atenção de diversos estudiosos, desde há muito tempo. Apesar do Eng<sup>o</sup> Felicíssimo Jr., já haver discutido a importância histórica de Ipanema, em trabalho recente, será efetuado um breve retrospecto.

As primeiras descrições geológicas de Ipanema foram feitas por Derby mais ou menos em 1890. A seguir, surgiram os trabalhos de Knecht, Moraes Rego, Jacques de Moraes, Araújo e Leinz, entre 1930 e 1940. Esses autores, além de adicionarem dados geológicos sobre a região, descreveram alguns testes de aproveitamento dos minérios fosfáticos. Nesse período, nenhuma tentativa teve êxito, no sentido de possibilitar o aproveitamento do minério, de forma econômica e contínua. Esse insucesso em parte foi devido à inexistência, na época, do processo de beneficiamento por flotação, do minério de baixo teor, desenvolvido há pouco. Além disso, a falta de concentrações de minério de alto teor, em quantidade apreciável, bem como a existência de grande quantidade de argilo-minerais e minerais hidratados de ferro, também influíram para que esses empreendimentos não tivessem tido sucesso.

Davino, em 1965, realizou estudos geofísicos na região, tendo, entre outros aspectos, concluído pela existência de manto de intemperismo profundo. Além disso, esse autor elaborou mapa geológico da região circunvizinha ao núcleo alcalino.

O Instituto Geográfico e Geológico de São Paulo, por sua vez, em 1968, realizou algumas sondagens na região, tendo constatado a existência de diques de carbonatitos. Esses trabalhos foram descritos pelo Eng<sup>o</sup> Felicíssimo Júnior em "Os Carbonatitos do Estado de São Paulo" (1968).

Em 1942, a própria Serrana esteve operando na região, por curto período, antes de ir para Jacupiranga, e montou uma usina de beneficiamento, a qual também não teve sucesso técnico e comercial. Convém salientar que, nessa época, a Serrana ainda não dispunha do processo atual de beneficiamento, por flotação, desenvolvido especialmente para o carbonatito de Jacupiranga, pelo Dr. Paulo Abib Andery. Com a existência desse processo, na atual conjuntura de mercado, o aproveitamento de minérios fosfáticos de baixo teor passou a apresentar novos atrativos. Considerando essas novas condições, depois de desenvolver e ampliar os conhecimentos do carbonatito de Jacupiranga, o Dr. Geraldo C. Melcher passou a incentivar a Serrana a retomar a pesquisa nessa região, uma vez que os dados que se tinha de Ipanema faziam supor a possibilidade de uma concentração mineral de expressão, que justificasse esse investimento.

Na fase preliminar dos trabalhos de pesquisa, foi feito um levantamento geológico da área, obtendo-se como resultado, o mapa da Serra de Araçoiaba e arredores (Figura 2). Conforme pode ser observado, a Serra de Araçoiaba apresenta a forma de um



anel incompleto, com uma depressão central, onde se localiza a intrusão alcalina, drenada pelo Ribeirão de Ferro.

A Serra de Araçoiaba, em si, é constituída principalmente por rochas de embasamento que foram soerguidas quando da intrusão alcalina. As rochas sedimentares do Grupo Tubarão que recobriam o embasamento também foram levantadas e, posteriormente, a erosão desnudou a parte superior da serra, expondo as rochas alcalinas e as rochas do embasamento. Conforme se pode verificar no mapa geológico, as rochas do Grupo Tubarão que, regionalmente, têm inclinação de poucos graus, próximo à Serra de Araçoiaba, apresentam mergulhos bastante acentuados e irregulares.

O maciço alcalino de Ipanema é constituído, basicamente, por um núcleo de rocha glimerítica, apresentando em torno uma área de rochas metassomatizadas, designadas genericamente de fenito. As rochas do embasamento são constituídas por granitos, filitos e anfibolitos, com quartzitos e calcáreos subordinados. Finalmente as rochas do grupo Tubarão são formadas principalmente por arenitos e siltitos.

As rochas do embasamento, em torno da intrusão, sofreram um metassomatismo de contato, caracterizado pela formação de egrina-augita, hastingsita e feldspato alcalino. Embora nas proximidades do glimerito existam, localmente, fenitos de composição sienítica, a intensidade do metassomatismo decresce lateralmente e sua presença pode ser identificada em toda a área assinalada no mapa. O corpo alcalino, designado por glimerito, apresenta biotita como constituinte essencial, existindo inclusive porções praticamente uniminerálicas. Na sua maior parte, no entanto, o material micáceo encontra-se intensivamente recortado por veios portadores de aegirina-augita, hastingsita e apatita, além de feldspato alcalino, de distribuição mais restrita.

Próximo à intrusão alcalina, o fenito se apresenta fraturado e penetrado por veios contendo proporções variáveis de mica, apatita e magnetita.

Resumindo, podem ser identificadas três áreas distintas: externamente o fenito não mineralizado, depois uma zona de fenito cortado por veios micáceos, com quantidades variáveis de apatita e, no centro, o corpo glimerítico, também mineralizado.

Embora a existência de mica tivesse sido notada no início dos trabalhos de pesquisa, o quadro geológico geral, acima resumido, foi delineado à medida que se desenvolveu a pesquisa, tendo sido de fundamental importância, as sondagens executadas na parte final. Durante sua execução, também foram localizados, no glimerito, venulações e diques de carbonatito. O próprio I.G.G. quando de suas sondagens, também já havia encontrado diques de carbonatito, possivelmente mais espessos dos que os localizados nesta pesquisa. Até agora foram identificados diques de carbonatito de até 2 metros de espessura, porém, normalmente centimétricos e quase isentos de apatita.

Uma outra rocha associada à intrusão são os diques de shonkinito, que, entre outros locais, ocorrem na estrada de acesso à área de pesquisa. Trata-se também de uma rocha alcalina, mas praticamente isenta de apatita.

Nos trabalhos de pesquisa em Ipanema, a mineralização de apatita foi estudada no manto intemperizado que recobre essas rochas, tanto o fenito com venulações, como o glimerito. Esse manto de material intemperizado dificulta e praticamente impossibilita a distinção de variedades litológicas em superfície, além de apresentar variações muito acentuadas no conteúdo de apatita, como será visto a seguir.

A pesquisa do minério de Ipanema foi planejada em função do que se conhecia de



jazidas apatíticas residuais, relacionadas a intrusões alcalinas, como Jacupiranga, Araxá, Morro do Serrote e outras, formadas por concentração de apatita, no manto de intemperismo. Supunha-se que, em Ipanema, o processo de enriquecimento residual tivesse atuado analogamente às jazidas acima citadas e a existência de teores elevados de  $P_2O_5$  nas antigas "minas", constituía forte indicador dessa premissa.

As "minas", existentes na área de pesquisa, são escavações pouco profundas executadas no passado, quando das tentativas feitas para aproveitamento do minério de Ipanema. Essas minas, após limpeza e levantamento topográfico à prancheta, foram reamostradas por meio de canais verticais e horizontais de 15 x 5 cm, a fim de verificar os teores em  $P_2O_5$  citados em publicações anteriores, bem como fornecer amostras representativas para os primeiros estudos mineralógicos e ensaios de beneficiamento.

Em seguida, passou a ser executado um programa sistemático de furos de trado, método através do qual normalmente se atingem profundidades, em material intemperizado, de 20 a 25 metros. Para isso, foram feitas picadas de 100 em 100 metros, em dois sistemas ortogonais, sendo os furos de trado executados nos cruzamentos destas picadas. Como a área de pesquisa era grande, 2.200 por 2.250 metros, inicialmente foram feitos os furos de trado localizados nas duas picadas centrais, que subdividiam a área total em quatro partes iguais. Essa medida teve por finalidade tentar identificar, já nestes furos iniciais, os quadrantes preferenciais para detalhamento.

Os primeiros furos de trado indicaram que o detalhamento, com malha regular de 100 metros, deveria ser efetuado inicialmente na metade sul da concessão. Já nesta fase, no entanto, pode-se notar que a ordem de grandeza dos teores nos furos era menor do que os valores encontrados nas minas, sendo normalmente inferiores a 10% de  $P_2O_5$ .

Durante a execução dos primeiros furos de trado, encontraram-se obstáculos, que impediam atingir profundidades sistemáticas de 20 metros ou mais. Esses obstáculos, representados por blocos de calcedônia e crostas duras no manto de intemperismo, bem como nível freático pouco profundo em diversas áreas, levaram a reduzir a profundidade prevista dos furos para 15 metros.

A amostragem e análise dos furos de trado foram feitas inicialmente de metro em metro, passando-se depois a analisar amostras compostas de dois em dois metros, quando se verificou que dessa forma diminuir-se-ia o número de amostras a serem analisadas, sem mascarar as acentuadas variações dos teores com a profundidade. Tomando como teor mínimo o valor de 4% de  $P_2O_5$ , com base em diversas considerações técnicas e econômicas, foi efetuada a delimitação das áreas onde os furos de trado haviam localizado intervalos mineralizados com espessuras superiores a 2 metros (Fig. 3).

Este procedimento permitiu visualizar uma área mineralizada principal e contínua, onde se justificou a execução prioritária de um programa de maior detalhamento. Esse detalhamento foi feito através de poços de pesquisa, que possibilitam a amostragem mesmo em materiais mais duros e não apresentam problemas de recuperação de amostras.

Os poços de pesquisa, em Ipanema, foram abertos com forma circular e 1,3 metros de diâmetro, permitindo atingir profundidades de até 15 metros. A amostragem, para fins de análises químicas, foi feita por meio de dois canais, de dimensões 15 x 5 cm, diametralmente opostos. Os poços também permitiram, além da observação vi-



sual da mineralização, verificar a precisão dos resultados obtidos através de furos de trado, bem como a obtenção de amostras significativas para ensaios de beneficiamento. Nesta fase da pesquisa, esses ensaios passaram a abranger também a caracterização de material micáceo com propriedades expansivas, localizado através dos furos de trado anteriores.

Esses poços de pesquisa, em número superior a 100, foram abertos no centro da malha inicial dos furos de trado e em alguns locais onde o trado não havia conseguido penetrar o material, na zona mineralizada. Alguns poços tiveram que ser deslocados da posição prevista, ou não puderam ser abertos, por atingirem o nível do lençol freático a pequena profundidade. Com a abertura de poços no centro da malha de 100 metros, o espaçamento passou a 70 metros, numa disposição ainda quadrática, mas diagonal à malha inicial.

Posteriormente, com a análise das amostras de poços, verificou-se que a média dos teores de  $P_2O_5$  era bastante semelhante à média encontrada nos furos de trado, confirmando assim a confiabilidade dos dois tipos de trabalhos de pesquisa. Por este motivo, tanto os resultados obtidos em poços, como em furos de trado, puderam ser utilizados para o cálculo das reservas, indiscriminadamente.

Terminada a abertura dos furos de trado e de poços, verificou-se que cerca de 70% dos trabalhos de pesquisa continuava em minério, não se notando enriquecimento em profundidade, apesar da grande variação dos teores entre pontos de pesquisa próximos. Por questão de segurança, relacionada à presença de muita mica no minério, os poços de pesquisa atingiram no máximo 15 metros de profundidade. Para verificar o comportamento do material a profundidades maiores do que 20 metros, valor atingido em alguns casos, nos quais foi possível aprofundar os poços por meio de furos de trado, foram locados alguns furos de sonda, convenientemente distribuídos na área mineralizada. Essas sondagens, num total de 16 furos, em vários casos atingiram rocha fresca, a profundidades entre 17 e 56 metros. Além de possibilitarem a determinação da espessura total do material intemperizado e seus respectivos teores, permitiram obter as primeiras amostras inalteradas do glimerito mineralizado. Essas amostras, por meio de trabalhos petrográficos e análises químicas, permitiram a interpretação da origem do depósito. Verificou-se que ele é derivado da alteração intempérica do glimerito mineralizado, inexistindo o enriquecimento residual inicialmente suposto, pois o glimerito e o manto de intemperismo apresentam teores similares de  $P_2O_5$ .

Executou-se, nesse período, um programa de determinações sistemáticas das densidades "in situ" dos materiais encontrados nas "minas" e poços de pesquisa. O método consistiu na abertura de cavidades de 50 x 50 x 40 cm e posterior secagem e pesagem do material extraído. Encontrou-se, para a área detalhada, a densidade média seca de 1,8 ton/m<sup>3</sup>.

Todas as amostras coletadas em Ipanema, durante o desenvolvimento da pesquisa, após preparação envolvendo secagem, redução granulométrica e quarteação, eram enviadas a Jacupiranga para análise, por meio de espectrômetro de fluorescência de raios X.

As dosagens de amostras de Ipanema foram efetuadas por comparação com curvas de calibração elaboradas pelo método dos óxidos puros. Resumidamente, o processo consiste em determinar o teor de amostras normais do material mineralizado, pulveri-

zadas e fundidas, por comparação com curvas obtidas a partir de pastilhas de óxidos puros fundidos. Conhecendo-se, então, o teor dessas amostras representativas e mineralogicamente comparáveis ao material da área em estudo, são preparadas novas curvas de calibração com pastilhas apenas prensadas dessas mesmas amostras.

No início da pesquisa, foram efetuadas análises para 8 óxidos em numerosas amostras, provenientes dos mais diversos locais da área de pesquisa. Essas análises mais completas tiveram por finalidade determinar a presença de qualquer outro elemento conhecidamente associado a rochas alcalinas, em teores eventualmente aproveitáveis. Verificou-se, então, que nióbio, bário, titânio e terras raras ocorriam apenas em teores extremamente baixos, desprovidos de qualquer interesse. Por esse motivo, passou-se a analisar apenas CaO, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> nas outras amostras. No total foram analisadas cerca de 500 amostras para 8 óxidos, e mais de 3000 para 4 óxidos.

Para fins de cubagem do minério, foi considerado espaçamento homogêneo de 70 m, entre os trabalhos de pesquisa na área mineralizada, pois apenas em casos raros houve deslocamento dos trabalhos da posição prevista.

A utilização de métodos de cubagem de reserva baseados em suposições de continuidade geológica, como por exemplo o método dos perfis, não era indicada, pela inexistência de correlação entre horizontes mineralizados de trabalhos vizinhos, aliado ao fato de a distância (70 m) entre os pontos de amostragem ser bastante superior à profundidade média dos trabalhos (12 m).

Na determinação das reservas, seguiu-se o critério de distinguir diferentes categorias de materiais, em função dos teores, em cada ponto da amostragem. A seguir, determinou-se o teor médio de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, ponderado pela espessura das porções mineralizadas, para toda a área. Observou-se, que eventualmente o minério ocorre intercalado, entre camadas com conteúdo em P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> abaixo do teor de corte determinado. Em função dessas considerações, os materiais nos trabalhos de pesquisa puderam ser classificados em 5 categorias:

- 1 – Capeamento superficial estéril, a ser removido.
- 2 – Material situado acima do minério com teor entre 3 e 4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.
- 3 – Minério propriamente dito, com teor médio superior a 4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.
- 4 – Material situado abaixo do minério, com teor entre 3 e 4% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.
- 5 – Estéril com menos de 3%, de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> na parte inferior dos trabalhos.

Nos trabalhos de pesquisa, frequentemente, esta sequência se apresentava incompleta, pela ausência de uma ou outra categoria.

Durante a lavra, poderá ocorrer a mistura de parte do material com teor entre 3 e 4% ao minério, razão pela qual foi diferenciado do estéril propriamente dito.

A área mineralizada é de cerca de 700.000 m<sup>2</sup> e a densidade média de 1,8 t/m<sup>3</sup>. O quadro abaixo mostra a cubagem das categorias:

CATEGORIA	ESPESSURA MÉDIA (m)	VOLUME (m <sup>3</sup> )	TONELAGEM (t)
1	2,3	1.771.000	3.188.000
2	1,3	1.001.000	1.802.000
3	7,7	5.929.000	10.672.000
4	0,4	308.000	554.440
5	0,7	539.000	702.000

A reserva medida é, portanto, de 10.672.000 t com teor médio de 6,8% de  $P_2O_5$ .

Observou-se que cerca de 70% dos trabalhos continua em minério, admitindo-se que haja continuidade da mineralização por mais metade da espessura média calculada de minério, ou seja, 3,8 m, totalizando 5.270.000 t. Considerou-se como reserva indicada o total acima, acrescido da reserva de áreas mineralizadas, porém não detalhadas suficientemente (1.710.000 t), fornecendo o valor total de 6.980.000 t.

Foi considerada reserva inferida toda a porção adicional do manto de intemperismo, não incluída nas reservas anteriores. Pelas sondagens efetuadas na área mineralizada, essa espessura é de 23,8 m, totalizando 32.987.000 t de reserva inferida.

Para as reservas indicada e inferida, admite-se teor médio em  $P_2O_5$  da mesma ordem que na reserva provada.

Em síntese, a reserva total estimada de minério, no manto de intemperismo, foi de 50.639.000 t.

A rocha mineralizada foi considerada como reserva potencial.

Com a abertura dos poços de pesquisa, confirmou-se a presença de mica expansiva, nas áreas de glimerito alterado. Efetuaram-se ensaios de expansão em materiais micáceos obtidos de uma dezena de poços, distribuídos por toda a área de ocorrência, observando-se um teor médio de 20% de mica expansiva. Os resultados densimétricos dos ensaios de expansão, porém, não foram satisfatórios, obtendo-se sistematicamente, nas mais diversas condições de ensaio, densidades superiores às aceitas pelo mercado consumidor.

A área de ocorrência de mica expansiva é de 350.000  $m^2$ , tendo-se atingido uma espessura média de 7,5 m, em 28 poços de pesquisa, distribuídos de maneira bastante homogênea. Com densidade 1,8  $t/m^3$ , obtém-se a reserva de 4.725.000 t de material com 20% de mica expansiva.

A observação de testemunhos de sondagens na área micácea permitiu indicar reservas adicionais de 4.725.000 t, considerando espessura adicional de mais 7,5 m.

Ainda com base nas sondagens, considerou-se possível aumento de 10 a 20 m na profundidade do material micáceo em cerca de metade da área, como reserva inferida.

Do ponto de vista da concentração, o minério de Ipanema pode ser subdividido em 3 tipos, em função do diferente grau de alteração dos minerais presentes no glimerito e fenito venulado inalterados.

No primeiro deles, que ocorre em cerca de 60% da área mineralizada, denominado tipo A, ocorreu alteração incipiente dos minerais constituintes, ou seja, a fração argila não é abundante, perfazendo de 5 a 20% do material. A apatita encontra-se liberada nas frações finas; a biotita por hidratação resultou em vermiculita verde; o feldspato granular apresenta início de caulnização e os piroxênios e anfibólios estão pouco alterados. Nesse material, localizado logo acima da rocha fresca, foram obtidos bons resultados de concentração.

O material denominado tipo C, que ocupa 10% da área total mineralizada, constitui exemplo extremo de alteração do minério, apresentando resultados insatisfatórios nos ensaios de concentração por flotação. Nesse material, os constituintes silicatados, em sua maioria, foram transformados em argilo-minerais e óxidos de ferro secundários. A mica, quando existente, não mais exhibe propriedades expansivas. A apatita, quando não se apresenta totalmente transformada em fosfatos secundários, está reco-

berta por óxidos de ferro hidratados, que inibem a flotação.

O minério denominado tipo B, que ocorre nos 30% restantes da área, constitui um estágio de alteração intermediário entre A e C. A alteração dos minerais silicatados presentes é mais acentuada do que no tipo A, principalmente feldspatos, piroxênios e anfibólios; a fração argila atinge de 20 a 50% do total; a apatita em parte apresenta películas de óxidos de ferro secundários e alteração incipiente em fosfatos secundários. Os ensaios de flotação, de maneira geral, foram satisfatórios, exceto nos materiais onde a apatita apresenta película de óxidos de ferro bem desenvolvida.

Nas sondagens iniciadas em material do tipo C, verificou-se passagem bastante abrupta para o tipo B e limites graduais, mal definidos, entre B e A. Embora esta diferenciação em diversos tipos reflita estágios de alteração mais pronunciada, o perfil completo, C-B-A-rocha fresca, é encontrado apenas em áreas restritas, devido à erosão superficial.

Agradecemos a atenção dos senhores e colocamo-nos à disposição do sr. Coordenador e dos presentes para os esclarecimentos que se fizerem necessários.



**MINERALURGIA DO NIQUEL  
CONJUNTURA ATUAL  
E PERSPECTIVA FUTURA**

*Engº Silvio Benedito Alvarinho*  
Ministério da Fazenda / I.P.T.

**Coordenador:**  
*Dr. Tharcísio D. de Souza Santos*  
E.P.U.S.P. / I.E.A.

## INTRODUÇÃO

Este trabalho é mais um da série sobre os não ferrosos onde já foram abordados o Alumínio, o Cobre, o Chumbo e o Zinco.

Como os anteriores, não têm a pretensão de esgotar o assunto, tendo como objetivo principal reunir em um só documento uma série de informações disponíveis sobre o níquel e procurar, ao final, sugerir algumas linhas gerais para o estabelecimento de diretrizes a serem seguidas num possível posicionamento sobre uma política para o metal.

O consumo de níquel no Brasil vem crescendo num ritmo acelerado, correlacionado que está com a demanda do aço.

Tal procura do metal só é atendida em parte pelas duas empresas aqui estabelecidas que o produzem sob a forma de ferro-níquel, exportando a parcela não absorvida pelo mercado interno. O metal puro, isto é, o níquel eletrolítico continua ainda sendo importado tendo, no ano passado, atingido o valor de 22 milhões de dólares.

As perspectivas futuras porém, são boas pois o país possui reservas abundantes de minérios oxidados podendo ainda contar com seu imenso potencial de energia hidroeétrica, insumo importante na obtenção do metal.

Diante de um mercado internacional francamente consumidor, o Brasil apresenta-se pois como um exportador em potencial de níquel. Para consolidar sua posição neste mercado serão necessários, no entanto, investimentos de porte elevado, acompanhados de intensa pesquisa objetivando criar tecnologia nacional para o tratamento dos minérios oxidados.

### 1 – ASPECTOS GERAIS

#### 1.1 – PROPRIEDADES

O níquel é um metal branco prateado, possuindo boa resistência mecânica, sendo ao mesmo tempo dúctil. É ferromagnético e seu peso específico é  $8,9 \text{ g/cm}^3$ . Funde a  $1455^\circ\text{C}$  e entra em ebulição a  $3075^\circ\text{C}$ . É adequado para formar ligas binárias e ternárias com outros metais fazendo dele um importante constituinte de mais de 3000 ligas, usadas principalmente para resistir ao calor e à corrosão.

Quimicamente o níquel é similar ao ferro e ao cobalto, pertencendo os três ao mesmo grupo da Tabela Periódica. O níquel dissolve-se em ácido liberando hidrogênio, mas não reage com álcalis.

Os aços-liga (a base de níquel) são dúcteis e maleáveis. A adição de cromo torna-os adequados para alicações estruturais, possuindo, os aços de alta liga, notável resistência à corrosão, aos ácidos e ao calor.

A maior parte do níquel produzido é utilizado na confecção de aços-ligas e uma variedade de ligas de ferro-níquel especialmente ligas magnéticas de alta permeabilidade magnética, força coercitiva e indução. É importante também o uso em ligas de níquel-ferro-cromo resistentes ao calor, utilizadas em resistência elétrica e termopares.

Outro importante grupo de ligas de níquel são as de cobre-níquel e cobre-zinco.

O níquel puro é utilizado na confecção de instrumentos, tubos de vácuo, baterias, etc. O sulfato de níquel é utilizado em revestimentos por eletrodeposição, baterias e como catalizador.

## 1.2 - HISTÓRICO

O níquel, juntamente com o cobre e o ferro, tem contribuído de forma significativa para o desenvolvimento de nossa civilização. Usado muito antes de ser conhecido como metal, o níquel já aparece em épocas bastante remotas como componentes de armas de superior qualidade. Moedas chinesas de 800 anos A.C. já continham níquel.

O níquel foi isolado pela primeira vez por Axel Frederik Cronstedt em 1751 e confirmado por Tobern Bergman em 1775.

O níquel era minerado em pequenos depósitos do Canadá, China, Alemanha, Grécia, Itália, Noruega.

Em 1872 foi formada a "Société Le Ferro - Nickel" que em 1875 começou a explorar os grandes depósitos de Nova Caledônia.

A confecção do aço ligado com níquel foi iniciada no final do século XIX. Entre 1835 e 1845 foi desenvolvida por Golding Bird, Joseph Shore e outros a técnica de deposição eletrolítica do níquel.

Em 1890 começa a produção, no Canadá, de níquel a partir de minérios sulfetados.

Em 1889 Ludwing Mond descobriu o processo Níquel Carbonil.

## 1.3 - USOS

O níquel é usado principalmente sob a forma metálica, notadamente em ligas (acima de 90% da produção é usada sob essa forma). A propriedade mais importante do níquel é sua habilidade para resistir à corrosão e transmitir essa característica às ligas, bem como resistência a altas temperaturas.

A distribuição do consumo em 1968 para os Estados Unidos é dada no quadro a seguir.

QUADRO I - NÍQUEL - USOS

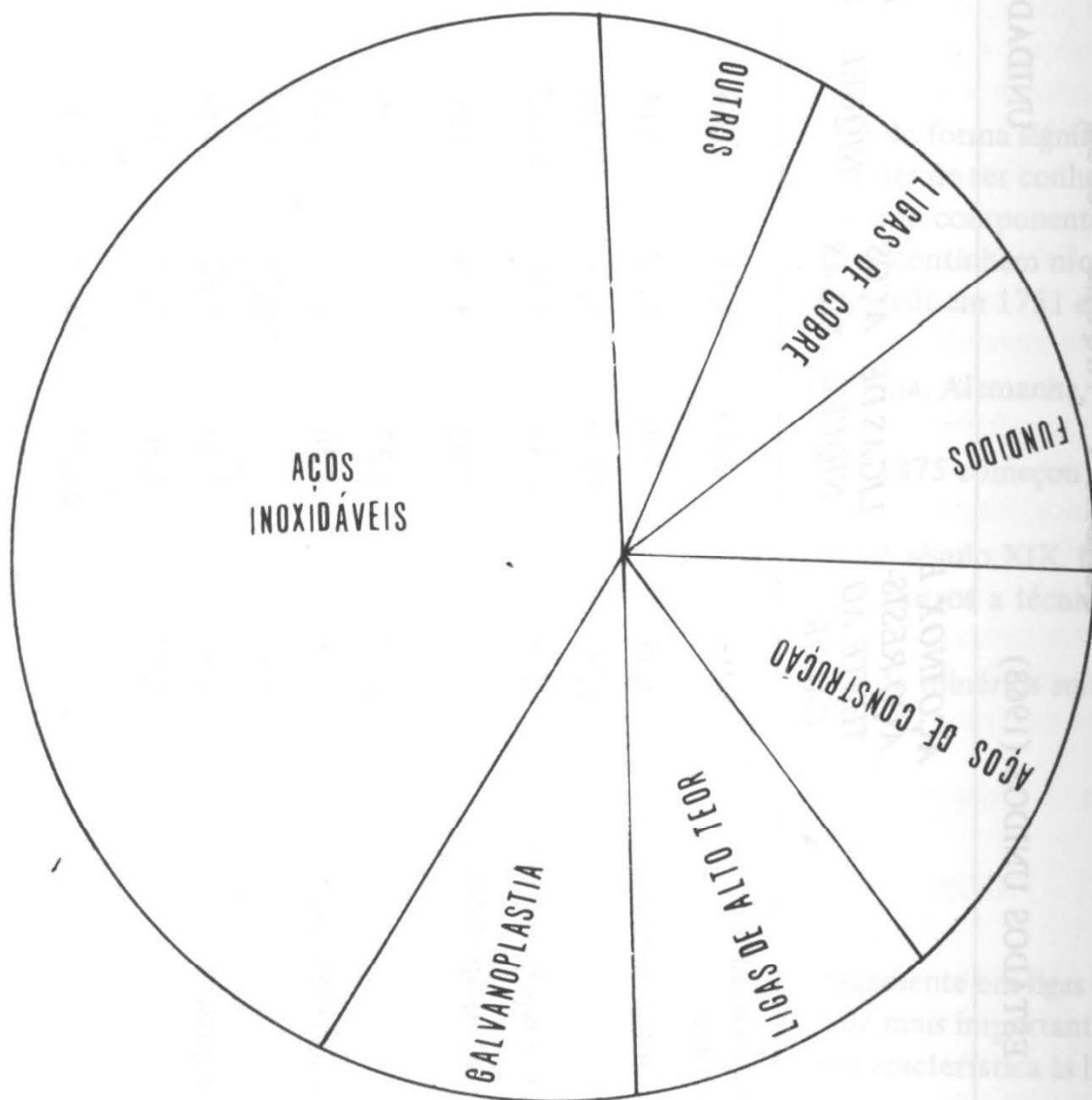
ESTADOS UNIDOS (1968)

UNIDADE: MIL TONELADAS

	AÇO INOX. E AÇO RESIS- TENTE AO CALOR	LIGAS DE AÇOS NÍQUEL LIGAS	NÍQUEL	LIGAS A BASE DE COBRE	OUTROS	TOTAL	%	
Química e produtos aliados e refinação de petróleo	9,91	8,45	4,77	0,68	1,64	5,27	30,72	18,07
Produção de produtos metálicos	10,05	5,91	4,64	0,14	0,14	1,41	22,27	13,10
Aviação	5,09	12,36	1,91	0,86	-	1,82	22,05	12,97
Veículos a motor e equipamentos	2,68	0,36	1,36	13,32	0,82	1,45	20,0	22,76
Máquinas elétricas, equipamentos e suprimentos	2,64	7,00	3,00	1,59	1,68	2,45	18,36	10,80
Uso doméstico	6,73	1,32	-	4,59	-	3,86	16,50	9,70
Máquinas (excluídas elétricas)	1,18	4,36	4,82	0,18	0,09	0,77	11,41	6,71
Construção civil	6,36	-	0,73	1,00	-	1,27	9,36	5,50
Indústria naval e reparos	1,36	3,68	1,32	0,14	0,86	0,91	8,27	4,86
Outros usos	1,82	1,36	1,77	0,91	0,09	5,14	11,09	6,52
TOTAL	47,82	44,82	24,32	23,41	5,32	24,36	170,05	100,0
%	28,12	26,36	14,30	13,77	3,13	14,33	100,0	

A distribuição do consumo de níquel no Brasil em 1971 foi:

Aços inoxidáveis .....	41%
Galvanoplastia .....	16%
Ligas com alto teor de Níquel .....	12%
Aços para construção .....	10%
Fundidos de ferro e aço .....	9%
Ligas de cobre .....	3%
Outros .....	9%



## 1.4 – GEOLOGIA

Os depósitos de níquel podem basicamente ser classificados em duas categorias, sendo a primeira delas formada por minérios sulfetados e a segunda por minérios oxidados.

As jazidas de minérios sulfetados são formadas por segregação magmática e os minerais de níquel encontram-se disseminados em corpos maciços ou concentrados em veios, fissuras, falhas, etc. O mineral mais importante é a pentlandita ( $\text{FeNiS}$ ), podendo aparecer associada à calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) e pirrotita ( $\text{FeS}_x$ ).

As jazidas de minérios oxidados são formadas por meio de lixiviação de rochas ultra básicas ígneas, das quais é retirado parte da sílica, ferro e magnésio e o níquel sofre uma concentração residual. Os corpos de minérios oxidados se localizam em regiões tropicais e subtropicais ou em locais de elevado índice de precipitação pluviométrica. O processo de lixiviação é facilitado muitas vezes por metamorfismo da rocha matriz para serpentina. Nesses depósitos uma parte do níquel se apresenta como garnierita, um silicato de níquel magnésio, que tem sido descrito como uma variedade de crisotila serpentina, na qual o níquel substitui parte do magnésio. Outros consideram que o modo de ocorrência do níquel em minérios oxidados é obscura.

Pode-se dividir os minérios oxidados de níquel em dois tipos, de acordo com a predominância de silicatos ou predominância de ferro e magnésio.

## 1.5 – MINERAÇÃO

Os depósitos de sulfeto são normalmente minerados por lavra subterrânea, sendo empregados vários métodos dependendo das características da ocorrência.

Os depósitos de minerais oxidados são minerados por lavra a céu aberto.

## 1.6 – METALURGIA

### 1.6.1 – MINÉRIOS SULFETADOS

Os minérios sulfetados são concentrados por métodos tradicionais de tratamento de minérios. Normalmente o minério sofre uma cominuição até a liberação dos minerais úteis que são em seguida flotadas. No tratamento de minérios mistos podem ser obtidos os seguintes tipos de concentrados.

- a) Concentrado de Níquel (ex. pentlandita)
- b) Concentrado de Cobre (ex. calcopirita)
- c) Concentrado de Ferro (ex. pirita, pirrotita)
- d) Concentrado misto de níquel e cobre.

O concentrado de níquel pode ser tratado de vários modos. Se o concentrado é suficientemente puro ele é calcinado para formar óxido de níquel. O óxido é fundido em fornos de revérbero com coque de petróleo e o metal resultante é moldado em anodos para posterior refino eletrolítico.

O concentrado de cobre misto é fundido para obtenção de mate de níquel, cobre,

ferro. O mate é soprado num conversor com sílica para eliminação de ferro e parte do enxofre. O mate é resfriado vagarosamente para facilitar o crescimento de cristais de sulfeto de níquel e sulfeto de cobre. Obtém-se também uma liga cobre-níquel. A massa de cristais é pulverizada e separam-se por flotação o sulfeto de níquel e sulfeto de cobre; a liga cobre-níquel é separada magneticamente. O sulfeto de níquel e sulfeto de cobre são tratados independentemente como descrito anteriormente e a liga é tratada por eletrólise.

### 1.6.2 – MINÉRIOS OXIDADOS

As técnicas desenvolvidas para tratamento de minérios oxidados podem ser agrupadas em quatro itens:

- Pirometalurgia
- Hidrometalurgia
- Vapormetalurgia
- Outras

#### a – Pirometalurgia

Os processos pirometalúrgicos correntes são o da produção de ferro-níquel e produção de mate níquel-ferro.

#### a.1 – Processos de produção de ferro-níquel

Em todos os processos são envolvidas as seguintes etapas:

- 1 – Secagem do minério, visando a eliminação da água e pré-aquecimento.
- 2 – Redução do níquel, cobalto e parte do ferro para o estado metálico.
- 3 – Fusão do minério e separação de uma fase metálica e uma escória.
- 4 – Purificação e modificação da liga.

Um resumo dos processos em uso bem como do equipamento utilizado é dado na tabela abaixo:

<i>Processo</i>	<i>Procedimento</i>
Le Nickel	a) Secagem e pré-redução em forno rotativo aquecido por óleo (800°C). b) Fusão em forno elétrico (1500–1600°C) c) Refino em conversor capacidade de produção: 64.500 t de níquel contido por ano
Sumitomo	a) Secagem e aglomeração por sinterização b) Fusão em forno elétrico c) Refino em segundo forno elétrico capacidade de produção 1970 – 15.000 t/ano
Taiheiyo	a) Secagem e pré-redução em forno rotativo aquecido com gás natural

- b) Fusão em forno elétrico.  
 c) Refino em conversor  
 capacidade de produção em 1965 – 4.000 t/ano
- Simura Kako a) Secagem e aglomeração por sinterização  
 b) Fusão em forno elétrico.  
 c) Refino em L.D.  
 capacidade de produção em 1970 – 6.000 t/ano
- Nippon Mining a) Secagem em forno rotativo  
 b) Briquetagem do minério seco  
 c) Fusão em alto forno  
 d) Refino em conversor  
 capacidade de produção em 1970 – 11.000 t/ano
- Morro do Níquel a) Secagem e pré-redução em forno rotativo aquecido por óleo  
 b) Fusão em forno elétrico  
 c) Refino em segundo forno elétrico e L.D.
- Nippon Yakin (Krupp Renn) a) Preparação do minério pela mistura com agentes de redução e fluxantes  
 b) Briquetagem  
 c) Redução e parcial fusão em forno rotativo  
 d) Separação física do ferro-níquel e escória  
 e) Refino em forno elétrico  
 capacidade de produção em 1970 – 11.000 t/ano
- Falconbridge a) Preparação do minério por mistura, homogeneização e briquetagem  
 b) Secagem e redução em forno vertical  
 c) Fusão em forno elétrico  
 d) Refino em segundo forno elétrico  
 capacidade de produção em 1973 – 28.000 t/ano
- Hanna a) Secagem e redução do ferro para óxido ferroso em forno rotativo.  
 b) Fusão dos óxidos em forno elétrico  
 c) Redução dos óxidos líquidos no forno elétrico por adição de ferro silício  
 d) Refino em segundo forno elétrico  
 capacidade de produção – 12.000 t/ano
- Larco a) Secagem e pré-redução em forno rotativo  
 b) Fusão em forno elétrico  
 c) Refino em L.D.



## 44 - Geologia e Metalurgia

A análise do ferro-níquel obtido pelos processos descritos é dada no quadro abaixo.

	1	2	3	4	6	7	8	8	9
Níquel . . . . .	20,0-30,0	23,0-28,0	25,0	18,0-23,0	18,0-28,0	250-40,0	25,0	48,5	23,0-28,0
Cobalto . . . . .	0,6	0,6		0,5	0,6	N.A.	0,6	0,5	1,25
Enxôfre . . . . .	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,03	0,005	0,07	
Fósforo . . . . .	0,02	N.A.	0,01	N.A.	N.A.	0,03	0,03	0,01	N.A.
Carbono . . . . .	0,03	0,2	0,02	0,02	0,02	0,03	0,15	0,02	0,01
Silício . . . . .	0,02	N.A.	N.A.	N.A.	N.A.	0,03	0,01	0,9	N.A.
Ferro . . . . .	restante	restante	restante	restante	restante	restante	restante	restante	restante
Cobre . . . . .	-	-	-	-	-	-	0,1	0,1	

- 1 - Le Nickel
- 2 - Sumitomo
- 3 - Taiheiyo
- 4 - Shimura Kako
- 5 - Nippon Mining
- 6 - Morro do Níquel
- 7 - Nippon Yakin
- 8 - Hanna
- 9 - Larco

\* contém 0,25% de arsênico

a.2 – Processos de produção de mate

Todos os processos de produção de mate têm em comum as seguintes etapas:

- 1 – Preparação do material para o forno por britagem, classificação, aglomeração dos finos e pré-aquecimento.
- 2 – O minério preparado é misturado com redutor e uma fonte de enxofre, e fundido.
- 3 – O mate resultante é tratado num conversor para eliminar impurezas e controlar sua composição.

As características principais dos processos em atividade são dadas no quadro abaixo:

<i>Processo</i>	<i>Procedimento</i>
Le Nickel	a) Preparação do minério por sinterização e pelletização b) A Fonte de enxofre é a gipsita c) Fusão em alto forno d) Refino em conversor capacidade de produção – 18.000 t/ano de níquel contido
Sumitomo	a) Preparação do minério por mistura e briquetagem b) Fonte de enxofre – Sulfeto de níquel c) Fusão em alto forno d) Refino em conversor e) Mate ustulado para produzir óxido f) Óxido reduzido em forno elétrico em presença de coque g) Níquel refinado eletroliticamente capacidade de produção em 1970 – 7.000 t/ano
Inco	a) Pré-redução e sulfidização em forno rotativo b) Fonte de enxofre não conhecida c) Fusão em forno elétrico d) Refino em conversor Kaldor – Conversor rotativo com oxigênio capacidade de produção em 1976 – 14.000 t/ano

b – Métodos hidrometalúrgicos

Entre a piro e a hidrometalurgia, existe uma diferença econômica fundamental. O preço de obtenção do metal para a primeira é proporcional à quantidade de mineral tratado para obter-se uma unidade de metal, enquanto que o preço de obtenção da segunda se prende à quantidade de metal extraído; de sorte que a hidrometalurgia se apresenta mais atraente para tratamento de minérios de baixo teor.

Os procedimentos hidrometalúrgicos de maior interesse são o amoniacal, sulfúrico,

**b.1 – Processo amoniacal**

A dissolução do níquel se efetua por meio de lixiviação com solução de amoníaco carbonato de amônio.

O tratamento do minério cru não é possível, e ele deve preliminarmente sofrer uma redução seletiva a 700 – 900°C para colocar o níquel sob a forma metálica.

A solução de lixiviação dissolve o níquel e o cobalto que permanece em solução sob uma forma complexa. A seguir separa-se a ganga e a solução carregada de níquel é levada a ebulição para recuperação do amoníaco e CO<sub>2</sub> e precipitar um carbonato de níquel e cobalto. Pode-se também separar o cobalto da solução amoniacal por meio de H<sub>2</sub>S.

Algumas modificações sobre a lixiviação amoniacal, permitem classificar atualmente dois procedimentos. O processo Caron Nicaro e o processo Sherrit Gordon, cujos procedimentos básicos são dados no quadro abaixo:

<i>Processo</i>	<i>Procedimento</i>
Nicaró	<ul style="list-style-type: none"> <li>a) Redução antes da lixiviação</li> <li>b) Agente lixiviante amoníaco carbonato de amônio</li> <li>c) Lixiviação e pressão atmosférica</li> <li>d) Recuperação do níquel da solução de lixiviação como hidróxido de níquel</li> <li>e) O produto final é óxido de níquel sinterizado.</li> </ul>
Sherrit Gordon	<ul style="list-style-type: none"> <li>a) Calcinação redutora antes da lixiviação</li> <li>b) Agente lixiviante amoníaco carbonato de amônio com oxigênio livre</li> <li>c) Lixiviação a pressão atmosférica a temperatura moderada.</li> <li>d) Recuperação do níquel da solução de lixiviação sob a forma de               <ul style="list-style-type: none"> <li>1 – sulfetos de níquel e cobalto</li> <li>2 – carbonato de níquel</li> </ul> </li> <li>e) O produto final é níquel em pó ou briquetes mas pode ser níquel eletrolítico.</li> </ul>

**b.2 – Processo sulfúrico**

Em todas as variantes do processo sulfúrico a reação básica é a de solubilizar o níquel sob a forma de sulfato. O que se pretende nos processos de sulfatação é ajustar as condições de ataque do ácido sulfúrico de modo que haja um máximo de extração do níquel e uma extração mínima de ferro e magnésio.

No processo utilizado em Moa Bay, Cuba, pela Bay Mining Company, o minério é atacado por ácido sulfúrico em autoclaves a uma temperatura de 230 – 260°C conseguindo-se com isso grande seletividade de ataque, não dissolvendo praticamente o ferro. Esse processo se aplica bem aos minérios do tipo limonítico.

Um outro processo desenvolvido pela Sherrit Gordon compreende como etapas básicas a preparação do minério, sua ativação, mistura do minério seco com ácido sul-

fúrico e calcinação sob atmosfera controlada, lixiviação em água e precipitação do níquel pela ação do  $H_2S$ .

No segundo processo desenvolvido pela Sherrit Gordon o minério é pré-reduzido para levar o níquel a forma metálica. O minério quente forma uma pasta com água e é tratado com  $SO_2$  e oxigênio para formar sulfato de níquel e cobalto.

O resumo dos procedimentos dos processos sulfúricos são dados no quadro abaixo:

<i>Processo</i>	<i>Procedimento</i>
Moa Bay	a) Preparação do minério por moagem a úmido e classificação b) Agente lixiviante — ácido sulfúrico c) Lixiviação sob pressão a temperatura média d) Recuperação do níquel e do cobalto da solução como sulfetos. e) Produto final níquel em pó.
Sherrit Gordon	a) Minério, com adição de ácido sulfúrico b) Pelotização c) Pelotas são calcinadas d) Lixiviação em água e) Recuperação do níquel da solução por $H_2S$ .

### c — Vapor metalurgia

Dois processos básicos de vapor metalurgia são apresentados para tratamento do níquel: a cloretação volatilizante e o processo carbonila.

O primeiro deve operar entre  $950 - 1000^\circ C$  que é a temperatura de volatilização do cloreto de níquel. Sobre lateritas a volatilização pode ser feita em condições oxidantes e desse modo se consegue alguma seletividade com relação ao ferro. Nas garrineritas o níquel está ligado de uma maneira mais enérgica e isso faz necessário condições redutoras, perdendo-se assim seletividade de ataque com relação ao ferro.

O segundo processo, o de carbonila, é bastante antigo, tendo sido descoberto em 1889 por Langer e Mond. Presentemente o grupo da INCO tem intensificado esforços no sentido de utilizar o processo. As etapas básicas são:

- a) Preparação do minério por secagem, britagem, classificação e calcinação redutora.
- b) Gaseificação do níquel por monóxido de carbono sob pressão moderada.
- c) Liquefação da carbonila gasosa.
- d) Separação do níquel carbonil do ferro carbonil.
- e) Decomposição do níquel carbonil para a forma de pelotas de níquel puro.

### d — Outros métodos

O processo que pode ser considerado seriamente para aplicação comercial dentro de um futuro próximo é o de segregação. As principais características do processo de segregação são dadas abaixo.

- a) Preparação do minério por cominuição, classificação e mistura com agentes geradores de cloro e com carvão.
- b) Aquecimento até 1000°C onde se dá a segregação.
- c) Separação do níquel segregado por flotação ou separação magnética.
- d) Refino do concentrado de níquel por várias maneiras.

## 2 – PANORAMA MUNDIAL

### 2.1 – RESERVAS

A estimativa de reservas mundiais de minério de níquel, considerada pessimista, indicava em 1970 um total de 66 milhões de toneladas (em termos de metal contido), assim distribuídas:

<i>PAÍS</i>	<i>10<sup>6</sup>t</i>
Austrália	0,9
Canadá	9,0
Cuba	16,2
Rep. Dominicana	0,7
Guatemala	0,9
Indonésia	7,2
N. Caledônia	14,8
Filipinas	4,0
Rússia	9,0
Estados Unidos	0,2
Outros	3,1

Fonte: Mineral Facts and Problems

Estas reservas, aos níveis de consumo da época, seriam suficientes para atender a demanda durante cento e cinquenta anos. Admitindo-se taxas de crescimento anual em torno de 3,4% este prazo seria reduzido para 31 anos. Se as reservas quintuplicassem e o consumo crescesse à mesma taxa, haveria minério suficiente para 55 anos. (Fonte: Massachusetts Institute of Technology – Clube de Roma)

Estes números estão sendo, porém, substancialmente alterados pela crescente significação econômica dos minérios lateríticos abundantes nas áreas subtropicais e tropicais do mundo. Eles são classificados como reservas em Cuba, Guatemala, República Dominicana, Porto Rico, Filipinas, Indonésia, Nova Caledônia e, também, no Brasil.

Em adição a estas reservas existem dezenas de bilhões de toneladas de material com baixo teor, nestes e em outros países, que constituem minérios em potencial.

Ultimamente vem crescendo de importância a descoberta de nódulos metálicos que ocorrem em pontos das plataformas continentais. Contudo, a extensão destes

nódulos ainda não está suficientemente delineada para considerá-los uma fonte potencial.

## 2.2 – PRODUÇÃO MINERAL

Apenas três países, o Canadá, Nova Caledônia e Rússia são responsáveis por mais de 70% da produção mundial de minério de níquel que, em 1973, atingiu 666,4 mil toneladas de metal contido.

Juntamente com Austrália, Cuba e R. Dominicana esta percentagem vai a 86,2% da produção total (Quadro III e Anexo I).

As minas de Ontario e Manitoba, Canadá, produzem mais de 70% do níquel primário do mundo livre. As minas da Nova Caledônia são responsáveis por quase 20% e as minas da República Dominicana, Finlândia, Indonésia, Rodésia do Sul, África do Sul e Austrália, produzem a maior parte do restante.

A Rússia é o maior produtor entre os países comunistas, com quase 80% do total e as minas de lateritas de Cuba produzem quase todo o restante.

Quadro III – Maiores Produtores Mundiais de Minério (1973)

PAÍS	PRODUÇÃO (10 <sup>3</sup> t)*	% DA PRODUÇÃO TOTAL
Canadá	241,2	36,2
N. Caledônia	115,9	17,4
URSS	115,0	17,3
Austrália	40,1	juntos 15,3
Cuba	32,0	
R. Dominicana	30,1	

(\*) Níquel contido

Fonte: World Metal Statistics

## 2.3 – PRODUÇÃO METALÚRGICA

Ao contrário da produção mineral, a produção de níquel na forma metálica, pura ou em ligas, está dispersa por um número maior de países. Ainda assim, cabe ao Canadá, URSS e Japão apenas, cerca de 58% da produção total. Outras quatro nações conjuntamente, são responsáveis por mais 23% (Quadro IV e Anexo I).

**Quadro IV – Maiores Produtores Mundiais de Níquel Metálico (1973)**

<i>PAÍS</i>	<i>PRODUÇÃO (10<sup>3</sup>t)</i>	<i>% DA PRODUÇÃO TOTAL</i>
Canadá	150,2	23,7
URSS	129,0	20,4
Japão	87,7	13,9
Noruega	42,7	
R. Unido	36,8	
N. Caledônia	35,8	juntos 23,0
R. Dominicana	30,1	

Fonte: World Metal Statistics

As principais companhias produtoras no mundo livre são “The International Nickel Co. of Canada Ltda.”, “Falconbridge Nickel Mines Ltda. e Sherritt Gordon Mines Ltda. of Canada”, e “Société le Nickel” da França.

Contudo, a “Hanna Mining Co.” dos Estados Unidos, “Western Mining Corp.” da Austrália, “Sulawesi Nickel Develop. Cooperative” do Japão, e produtores independentes no Canadá, Brasil, Finlândia e África do Sul, alcançam também alguma expressão na obtenção do metal primário.

As maiores companhias produtoras são verticalmente integradas, isto é, extraem o minério e o transformam em um produto comercial de níquel.

O níquel importado pelos Estados Unidos provém principalmente do Canadá e N. Caledônia, e, eventualmente, de refinarias da Inglaterra, Noruega e França. Os países europeus obtêm o metal do Canadá, N. Caledônia, Rodésia do Sul e África do Sul. Os japoneses obtêm minério de N. Caledônia e Indonésia, processando-o no país.

#### 2.4 – CONSUMO

Praticamente todo o níquel produzido no mundo é consumido nos países industrializados: 92% em apenas oito nações.

Estados Unidos, Rússia e Japão consomem 66,6% da produção mundial (Quadro V e Anexo II)

Quadro V – Maiores Consumidores Mundiais de Níquel (1973)

PAÍS	CONSUMO (10 <sup>3</sup> t)	% DO CONSUMO TOTAL
USA	179,4	27,4
URSS	145,2	22,2
Japão	111,2	17,0
Alemanha	54,8	
R. Unido	31,5	
França	29,6	25,4
Suécia	26,8	
Itália	23,2	

Fonte: World Metal Statistics

O níquel é consumido principalmente na forma do metal refinado, como ferro-níquel e como óxido. Nos Estados Unidos, em 1973 o consumo estava assim distribuído:

Níquel Refinado	57,1%
Ferro-Níquel	17,8%
Óxido de Níquel	15,4%
Sais de Níquel	1,8%
Outros	7,9%

## 2.5 – PREÇOS

Os produtores canadenses exercem tal hegemonia sobre o mercado mundial de níquel que o preço deles é praticamente imposto a todos. E como a cotação é feita em cents por libra peso, o preço do metal nos demais países está sujeito às contínuas desvalorizações do dólar como tem ocorrido nos últimos anos.

Assim, algumas das altas que ocorreram na LME – London Metal Exchange –, foram devidas unicamente ao reajuste da paridade da libra esterlina (fevereiro e março de 73, por exemplo).

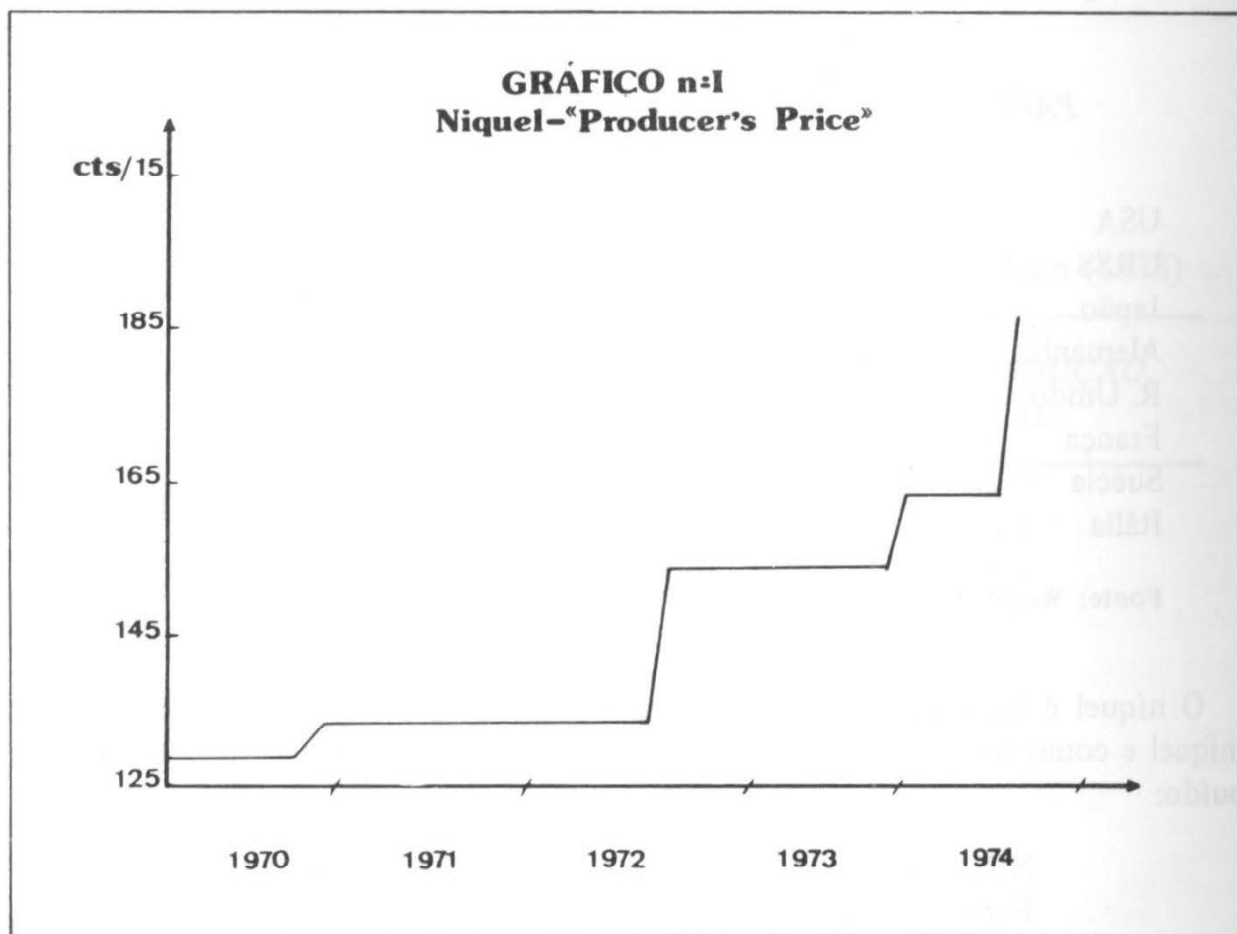
Mas as cotações internacionais do níquel têm como principal referência o mercado americano (CASH NEW YORK) ao contrário de alguns outros metais (Cu, Zn, Pb), para os quais a LME é o mais importante centro de comercialização.

O “producer’s price” era de 128 cts/lb (US\$ 2.816/ton) em janeiro de 1970 e atingiu 185 cts/lb (US\$ 4.070/ton) em julho de 1974, tendo sido reajustado apenas quatro vezes neste período (Gráfico nº I).

A cotação do dia 10/01/75 indicava 201 cts/lb (US\$ 4.422/ton) para o níquel com 99,9% de pureza.

No Brasil, o custo de importação em novembro de 74 era de aproximadamente Cr\$ 32,00/Kg.





### 3 – PANORAMA NACIONAL

#### 3.1 – RESERVAS

As reservas brasileiras de níquel conhecidas, até o momento, são do tipo silicatado e estão em torno de 250 milhões de toneladas com cerca de 3 milhões de toneladas de níquel contido.

Podemos pois considerar que as nossas reservas deste tipo são abundantes e, em consequência, a pesquisa geológica deve visar sobretudo a descoberta de jazidas sulfetadas. Há notícias de que a METAGO estaria estudando uma ocorrência de sulfetos de cobre e níquel em Goiás, porém, os dados até o momento conhecidos não permitem uma definição quanto ao seu aproveitamento econômico.

No quadro a seguir estão relacionadas as principais jazidas do país segundo um levantamento efetuado pela Rio Doce Geologia e Mineração – DOCEGO. Nota-se a concentração das ocorrências em Minas e Goiás (ver mapa de localização das jazidas no anexo III).

Quadro VI – Reservas Brasileiras de Níquel Silicatado (DOCEGEO)

TIPO	UF	MEDIDO (10 <sup>6</sup> t)	% Ni	Ni cont. (10 <sup>3</sup> t)	ESTIMADO (10 <sup>6</sup> t)	% Ni	Ni cont. (10 <sup>3</sup> t)	Ni contido Total (10 <sup>3</sup> t)
<b>BÁSICO-ULTRABÁSICO</b>								
Barro Alto	GO	42	1.9	733	25	1.4	350	1148
Niquelândia-CNT	GO	4	3.2	128	20	1.5	300	428
Niquelândia-CODEMIN	GO	18	1.4	252				252
S. J. do Piauí	PI	17	1.6	272	3	1.3	39	311
<b>ULTRABÁSICO</b>								
Morro do Níquel	MG	3.5	1.7	59.5				59.5
Ipenara (Sta. Cruz)	MG				2.5	2.0	50	50
Ipanema (Sta. Maria)	MG				1.5	1.5	22.5	22.5
Liberdade	MG	0.5	1.74	8.7				8.7
<b>ALCALINO-ULTRABÁSICO</b>								
Morro do Engenho	GO	25	1.4	350	15	1.4	210	560
Água Branca	GO				30	1.4	420	420
Salobinha	GO				15	1.5	225	225
Santa Fé	GO				12	1.5	180	180
Jacupiranga	SP	2	1.53	30.6	4.5	1.5	87.5	88.1
Rio dos Bois	GO				5.5	1.6	88	88
<b>TOTAL</b>		<b>112</b>	<b>1.89</b>	<b>1888.8</b>	<b>134</b>	<b>1.45</b>	<b>1952.0</b>	<b>3858.3</b>

Fonte: DOCEGEO – Panorama do Níquel no Brasil – 1974)

Os números oficiais, isto é, reservas aprovadas pelo DNPM são, no entanto, bem mais modestos como pode ser visto pelo quadro VII, reproduzido do Anuário Estatístico Mineral de 1973.

Quadro VII – Reservas Brasileiras de Níquel (DNPM)

Unidade da Federação	Medida		Medida		Medida		Teor Médio
	Minério	Contido	Minério	Contido	Minério	Contido	
Goiás	17.377.163	267.285	1.340.000	22.900			1,55% Ni
Minas Gerais	9.225.012	158.482	9.483.551	138.234	12.774.990	170.213	1,47% Ni
Rio de Janeiro	150.000	3.750	380.000	9.500			2,50% Ni
São Paulo	591.725	8.284			1.000.000	14.000	1,39% Ni
<b>TOTAL</b>	<b>27.443.900</b>	<b>437.901</b>	<b>11.203.551</b>	<b>170.634</b>	<b>13.774.990</b>	<b>184.213</b>	

Fonte: DNPM – Anuário Mineral Brasileiro – 1973

Em 1973 foi aprovada mais uma jazida em Goiás, pertencente ao Grupo da FERTECO, com as seguintes reservas (toneladas de minério):

medida	—	44.684.000
indicada	—	16.635.000
inferida	—	8.436.000

### 3.2 – EMPRESAS PRODUTORAS DE FERRO-NÍQUEL

No Brasil, até o momento, o níquel só é obtido sob a forma de ferro-níquel. Duas empresas apenas, a Morro do Níquel S.A. e a Cia. Níquel do Brasil, são responsáveis por toda a produção, embora dois novos projetos estejam sendo estudados.

O primeiro trata-se de uma empresa denominada BAMINCO, resultante de associação da INCO com a METALLGE SELLSCHAT, concessionária da jazida de Barro Alto, e prevê a produção de 22.000 t/ano de níquel contido no ferro-níquel e um investimento de 200 milhões de dólares.

A DOCEGEO, subsidiária da Cia. Vale do Rio Doce, concessionária da jazida de S. João do Piauí, desenvolve também no momento, estudos tecnológicos visando o aproveitamento do minério. O maior problema encontrado é a ocorrência de cobre em teores elevados, pois, pelos processos usuais de obtenção da liga, este metal acompanha o níquel até o final do processo alcançando teores indesejáveis. Além disto, os investimentos deverão ser mais altos que os usuais, pois a região não dispõe de infra-estrutura.

A seguir é feita uma descrição sumária das duas empresas produtoras.

#### 3.2.1 – MORRO DO NÍQUEL S.A.

A empresa, instalada na Fazenda Morro do Níquel, em Pratápolis, MG, foi fundada em 1960 e iniciou a produção em 1962.

O seu capital social em 16/05/73 era de 27 milhões de cruzeiros sendo os dois maiores acionistas a Mineração Sertaneja S.A. com 22% e a Excibra com 14% das ações, ambas do Grupo BRASIMET-ROTHSCHILD.

A potência instalada em 1973 era de 18.400 KVA distribuídas em dois fornos com capacidade de produção total de 10.290 t/ano de Fe-Ni alto carbono. Destas 10.290 t/ano, um pouco mais de 70% é refinada pela própria empresa obtendo-se um Fe-Ni de baixo carbono.

O quadro VIII mostra a evolução da produção de 1963 a 1973.

Quadro VIII – Produção da MONIQUEL					Unid.: t
Ferro Ligas	1969	1970	1971	1972	1973
Fe Ni	5.072	8.520	10.072	10.504	9.676

Maiores detalhes sobre a empresa encontram-se nos anexos IV e V.

## 3.2.2 – Cia. Níquel do Brasil (CNB)

A empresa está localizada em Liberdade, MG, e foi fundada em 1932 tendo iniciado a sua produção em 1935.

O seu Capital Social era de 18 milhões de cruzeiros em 1973 e os maiores acionistas era a Sigla Holding S.A. com 60%, Cláudio Lins de Barros com 14% e Ricardo Alberto Lins de Barros com 5%.

A produção dos últimos cinco anos, está mostrada no quadro IX. A capacidade de produção em 1973 era de 340 t/ano de Fe-Ni: alto carbono e a potência instalada de 1720 KVA em um só forno.

Quadro IX – Produção da CNB Unid.: t

Ferro Liga	1969	1970	1971	1972	1973
Fe Ni AC	307	286	314	309	322

Os planos de expansão da CNB prevêem a instalação de mais um Forno de 10,5 MVA para produzir 3560 t/ano a partir de 1977. Para isto será implantada uma nova usina hidroelétrica de 9 MW em Airuoca – MG (outras informações nos anexos VI e VII).

## 3.3 – PREÇOS DE FERRO-NÍQUEL

Os preços de ferro-níquel no mercado interno são determinados pelo CIP apenas para a empresa Morro do Níquel S.A. que controla praticamente o mercado.

Para o FN-4 e FN-1 cujas análises estão no quadro X abaixo, os preços por quilo, já incluído o ICM de 12% são, no momento (janeiro de 75) os seguintes:

FN 4:	Cr\$ 27,33	(liga bruta)
FN 1:	Cr\$ 31,10	(liga refinada)

Quadro X – Análise dos Ferro-Liga da Morro do Níquel

Elemento	FN-4	FN-1
Ni	25 a 32%	25 a 35%
Si	2,2 min.	0,04 máx.
C	1,6 a 2,2	0,04 máx.
S	0,3 máx.	0,04 máx.
P	0,3 máx.	0,04 máx.

3.4 – *CONSUMO APARENTE DE FERRO NÍQUEL*

O consumo aparente de ferro níquel apresentou um crescimento bastante elevado entre 1962 e 1973. A taxa de crescimento médio entre 1964 a 1973 foi de 15% a.a.

Existem oscilações bastante acentuadas no consumo aparente, o que significa variação de estoque, que podem ser comprovadas através dos dados de vendas efetivas.

**Quadro XI** – Evolução do Consumo Aparente de Ferro Níquel 1962/1973

<i>Anos</i>	<i>Produção</i>	<i>Importação</i>	<i>Exportação</i>	<u>Unid.: t</u>
				<i>Consumo aparente</i>
1962	331	—	—	331
1963	238	—	43	195
1964	3.223	—	1.511	1.712
1965	3.582	—	1.810	1.772
1966	3.767	—	756	3.011
1967	3.823	—	2.678	1.145
1968	3.781	—	1.531	2.250
1969	5.379	—	2.129	3.250
1970	9.006	—	7.400	1.606
1971	10.386	—	5.572	4.814
1972	10.813	—	7.781	3.032
1973	9.998	—	4.058	5.940

**Quadro XII** – Vendas Internas

<i>Ano</i>	<i>Consumo Aparente</i> <i>t</i>	<i>Vendas Internas</i> <i>t</i>
1969	3.250	2.945
1970	1.606	2.337
1971	4.814	3.641
1972	3.032	4.152
1973	5.940	6.094

3.5 – *PROJETOS PARA A PRODUÇÃO DE NÍQUEL ELETROLÍTICO*

Conforme foi dito anteriormente o níquel consumido no país é todo importado. No entanto dois projetos visando a obtenção do níquel eletrolítico estão sendo anunciados sendo um pela Empresa de Desenvolvimento de Recursos Minerais “CODE-MIN” S/A e o outro pela Cia. Níquel Tocantins.

### 3.5.1 – Codemin

A empresa pertence ao grupo BRASIMET-ROTSCHILD. O projeto prevê um investimento total de US\$ 130 milhões e a produção de 10.600 t/ano de níquel eletrolítico, a partir de 1977. Existe a alternativa de produzir-se 5.000 t/ano com um investimento de US\$ 63 milhões.

O maior problema para a implantação do projeto tem sido o fornecimento de energia a preço razoável, de tal forma que o metal obtido possa ter competitividade no mercado internacional.

A energia elétrica é o principal insumo do processo consumindo-se cerca de 64.000 Kwh/t Ni, quatro vezes mais que para a obtenção de igual quantidade de alumínio.

A solução que parece ter sido acertada entre o Governo e a empresa foi a participação desta na construção da hidrelétrica de São Félix mediante aquisição de obrigações no valor de US\$ 42,7 milhões equivalentes a 100 Mw instalados, ao custo de US\$ 427/Kw. A energia custará à CODEMIN cerca de 10 mills/Kwh consumido.

De 1978 até 1982, quando São Félix entrará em operação, a energia será suprimida por FURNAS através da linha Brasília-Niquelândia, a um preço de 13 mills/Kwh.

A descrição do processo metalúrgico a ser empregado pela CODEMIN, transcrita a seguir foi retirada do “Estudo de Viabilidade” elaborado pela empresa:

“O minério extraído da mina, apresentando um teor médio de 1,45% Ni e umidade máxima de até 25%, é fornecido à Usina Pirometalúrgica contendo blocos de até 1.200 mm, de tamanho.

Após ser britado até menos de 300 mm o minério é armazenado, por cerca de 50 dias, em pilhas cobertas cuja finalidade é permitir uma secagem natural, com diminuição da umidade de cerca de 5%, tanto por efeito da evaporação como por drenagem da água. A armazenagem do minério grosso também visa obtenção de um efeito homogeneizador na composição química, devido ao fato do mesmo ser empilhado por meio de camadas horizontais e ser desempilhado por meio de cortes transversais.

Depois o minério grosso é britado até menos de 35 mm e a fração menor de que 5 mm (cerca de 40%) é separado por peneiração, briquetada e, tanto o minério britado quanto os briquetes são então armazenados, a coberto, com a finalidade de “curar” os briquetes e de permitir a regularização do processo posterior.

Os briquetes e o minério britado são misturados e a mistura resultante é calcinada em fornos rotativos a 800–900°C.

Ao minério calcinado quente adiciona-se coque e (ou) carvão vegetal e a mistura é fornecida a fornos elétricos de redução. A escória formada é vasada regularmente, sendo granulada e descartada.

O ferro níquel bruto (35% a 40% Ni) é vasado periodicamente e refinado em conversores a oxigênio tipo LD, onde são feitas adições a fim de regular a composição e temperatura. Impurezas tais como enxôfre, fósforo, carbono, silício e a maior parte do ferro são eliminadas, resultando como produto final um ferro níquel com 85% a 90% de Ni, que é a seguir granulado por água.

Em seguida o ferro níquel de alto teor granulado é transportado para a Refinaria

Eletrolítica onde é moído, a úmido, até 85% passando na malha 200 mesh.

O material moído é então lixiviado, em conjunto com operações de purificação de soluções, eliminando-se impurezas (cobre, cobalto) e o ferro restante. O Ni é obtido em forma de sulfato de níquel puro, em solução.

Da solução de sulfato de níquel, por eletrólise, obtém-se cátodos de níquel com 99,9% de pureza.

Como sub-produtos obtém-se hidróxido de cobalto, concentrado de cobre e sal de Glauber (sulfato de sódio decahidratado).

### 3.5.2 – *Cia. Níquel Tocantins*

A CNT, integrante do Grupo VOTORANTIN (Ermírio de Moraes), é concessionária de uma jazida situada em Niquelândia, Goiás, na mesma região da CODEMIN.

O processo a ser empregado por esta companhia parece ser uma modificação do Sherrit-Gordon, descrito na parte de Tecnologia.

A preparação do minério é seguida de uma redução seletiva e uma lixiviação amoniacal que dissolve a maior parte do níquel, cobalto e cobre, deixando quase todo o ferro do minério sob forma insolúvel, juntamente com a ganga. Os metais lixiviados entram em solução sob a forma de carbonatos. O cobre e o cobalto são então precipitados como sulfetos usando-se para isto o gás sulfídrico, e, o níquel, é então recuperado da solução sob a forma de hidróxido, o qual é solubilizado novamente em  $H_2SO_4$  e vai para a eletrólise.

O investimento previsto é da ordem de Cr\$ 200 milhões (US\$ 28 milhões) e as etapas de tratamento e lixiviação serão realizadas próximas à mineração enquanto a eletrólise será efetuada em São Paulo ao lado da Cia. Nitro Química Brasileira, do mesmo grupo.

## 3.6 – *IMPORTAÇÕES DE NÍQUEL ELETROLÍTICO*

O níquel, sob diversas formas (cátodos, chapas, barras e perfilados, fios, etc.) é importado por quase noventa empresas e provém principalmente dos Estados Unidos, França, Países Baixos e Alemanha Ocidental.

A importação de níquel e suas ligas entre 1961 e 1974, como é visto no quadro XIII sofreu oscilações acentuadas, significando variação de estoques nas mãos dos consumidores. Nota-se um aumento acentuado nas importações a partir de 1969.

Quadro XIII – Importações de Níquel

<i>Ano</i>	<i>Quantidade</i>	<i>Valor US\$ CIF</i>
1961	847,9	1.558.101
1962	1.192,0	2.540.800
1963	660,4	1.644.159
1964	682,5	1.575.380
1965	562,2	1.348.709
1966	878,8	2.070.742
1967	840,3	2.476.359
1968	1.242,2	3.889.211
1969	1.007,1	3.509.444
1970	1.422,3	6.121.567
1971	3.278,5	11.653.609
1972	2.581,6	8.654.752
1973	3.517,0	10.627.000
1974	5.512,0	22.636.000

Fonte: Anuário Mineral Brasileiro 1973  
M.F.

Comparando-se as quantidades importadas nos últimos três anos observa-se que houve um acréscimo de 36% entre 72 e 73 e de 57% entre 73 e 74.

Como não ocorreu nenhuma elevação brusca no consumo interno do metal durante 1974, conclui-se que foram efetuadas importações desnecessárias acarretando pois, níveis elevados de estoques ao final do ano. Esta suposição é tanto mais válida se se comparar a quantidade efetivamente importada com a prevista pelo CONSIDER que era apenas de 1.600 toneladas. Sabe-se ainda que o problema de estocagem elevada se verificou também com outros metais (Al, Pb, Cu).

### 3.7 – CONSUMO APARENTE DE NÍQUEL

O consumo aparente do níquel foi levantado, pela adição da quantidade de níquel contido no ferro-níquel consumido internamente à quantidade de níquel importada.

Não foi considerada a importação de níquel sob a forma de sais, e nem o níquel contido em produtos siderúrgicos importados (aços inoxidáveis etc.).



## Quadro XIV

## Consumo Aparente de Níquel

	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974
Produção	0,23	1,00	1,02	1,11	1,05	1,07	1,04	1,28	2,50	2,59	2,70	2,50	2,39
Importação	1,19	0,66	0,68	0,56	0,88	0,84	1,24	1,01	1,42	3,28	2,58	3,52	5,51
Exportação			0,48	0,56	0,21	0,75	0,41	0,49	2,07	1,40	1,95	1,01	
Consumo Aparente	1,42	1,66	1,22	1,11	1,72	1,19	1,87	1,80	1,85	4,47	3,33	5,01	
Taxa de Crescimento		17%	(27%)	(9%)	55%	(31%)	57%	4%	3%	142%	(26%)	50%	
													14%

## 3.8 – PROJEÇÃO

Foram efetuadas duas projeções de consumo aparente. O primeiro critério foi baseado na correlação do consumo aparente de níquel com a produção de aço e o segundo critério baseado nas necessidades de níquel na indústria siderúrgica e de fundição e admitindo que a distribuição setorial de consumo permaneça inalterada sendo o setor siderúrgico e de fundição responsável por 60% do consumo total.

## 3.8.1 – Correlação – Consumo Aparente de Ferro-Níquel com produção de Aço

A série de consumo aparente de níquel foi transformada, de modo que o consumo aparente de um ano determinado passa a ser a média aritmética do consumo do ano considerado, do ano antecedente e do ano subsequente.

## Quadro XV

Ano	Consumo Aparente de Níquel (t)	Produção de Aço em Lingotes (t)
1964	1,33	3.015.698
1965	1,35	2.982.994
1966	1,34	3.781.797
1967	1,59	3.733.700
1968	1,62	4.453.187
1969	1,84	4.924.532
1970	2,71	5.390.360
1971	3,22	6.010.998
1972	4,27	6.518.386

Foi realizada uma correlação linear e obtida a seguinte equação:

$$Y = 0,7296 X - 2.197$$

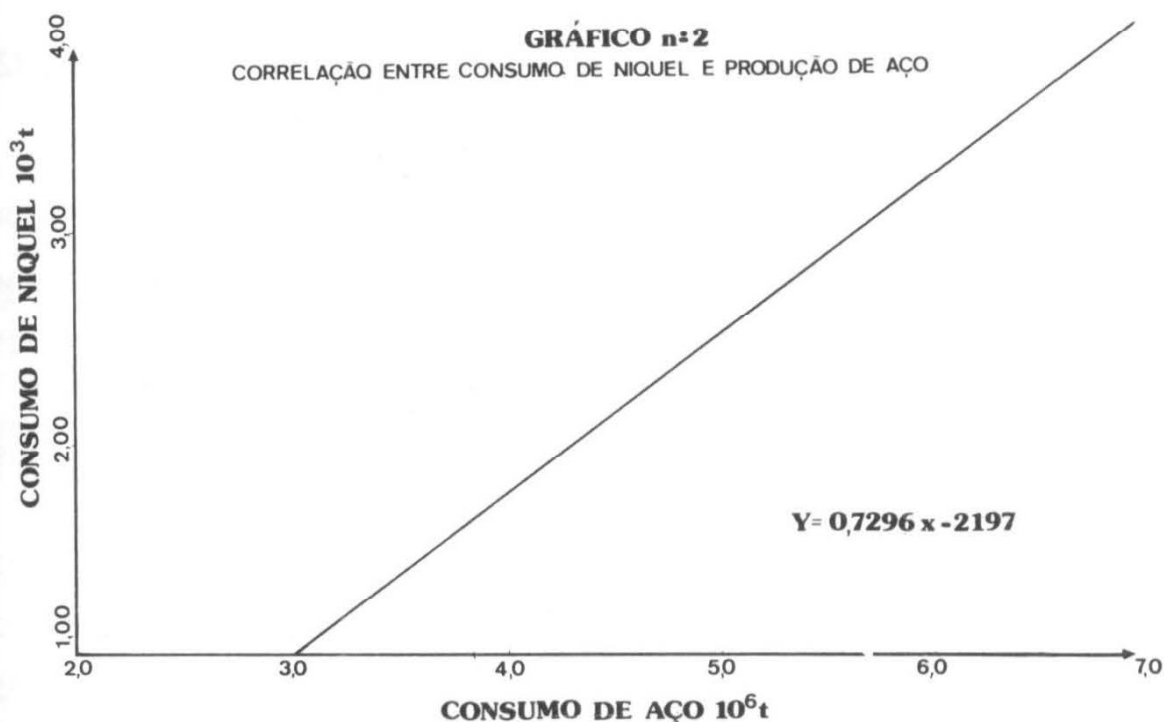
onde:

Y = consumo aparente de níquel em t

X = produção nacional de aço em lingotes em  $10^3$  t.

No Gráfico 2 é dada a representação gráfica da equação de regressão.

Os valores obtidos de consumo aparente de níquel para o período 1974 a 1982 são:



Quadro XVI

Ano	Produção de Aço $10^3$ t	Consumo Aparente de Níquel t
1974	8.677	4.134
1976	12.748	7.104
1978	19.013	11.675
1980	28.830	18.837
1982	38.650	26.000

A taxa de crescimento anual obtido é de 25,8% a.a.

### 3.8.2 – Projeção a partir da Previsão de Consumo de Níquel na Siderurgia e Fundição

As previsões de consumo de níquel no setor de siderurgia e de fundição foram realizadas pela Tecnometal no trabalho sobre ferro-ligas realizado a pedido da ABRAFE, BNDE, CONSIDER e IBS.

3.8.2.1 – *Previsão do Consumo de Níquel na Siderurgia*

No Quadro XVII é dada a previsão de produção de aço, por sub-setores e por processo de refino.

**Quadro XVII – Previsão da Produção de Aço**

<i>Setor</i>	<i>Processo</i>	unid.: 10 <sup>3</sup> t de lingotes				
		1974	1976	1978	1980	1982
1 – Planos Comuns	SM	654	636	80	–	–
	LD	2.544	4.828	7.565	9.951	12.304
	SUB-TOTAL	3.198	5.464	7.645	9.951	12.304
2 – Planos Especiais	LD	–	–	212	412	529
	EL	80	125	96	15	–
	SUB-TOTAL	80	125	308	427	529
3 – Planos Revestidos	SM	801	–	–	–	–
	LD	–	1.155	1.155	1.925	2.372
	SUB-TOTAL	801	1.155	1.555	1.925	2.372
4 – Não Planos Comuns	SM	1.448	1.575	1.762	1.552	1.352
	LD	540	637	2.116	3.391	5.591
	EL	1.469	2.229	2.644	3.514	3.684
	SUB-TOTAL	3.457	4.441	6.522	8.457	10.627
5 – Não Planos Especiais	SM	20	65	97	97	97
	LD	438	560	588	638	721
	EL	683	938	1.398	1.935	2.600
	SUB-TOTAL	1.141	1.563	2.083	2.670	3.418
6 – Semi-Acabados	LD	–	–	900	5.400	9.400
TOTAL	SM	2.923	2.276	1.939	1.649	1.449
	LD	3.522	7.180	12.936	21.717	30.917
	EL	2.232	3.292	4.138	5.464	6.284
TOTAL GERAL		8.677	12.748	19.013	28.830	38.650

Com os dados da tabela anterior e os dados de consumo unitário na siderurgia (Quadro XVIII) levanta-se o consumo de ferro-níquel na siderurgia.

Quadro XVIII – Consumo Unitário de ferro-níquel na siderurgia

	SETOR 1					SETOR 2					SETOR 3					SETOR 4					SETOR 5					SETOR 6																																							
	74	76	78	80	82	74	76	78	80	82	74	76	78	80	82	74	76	78	80	82	74	76	78	80	82	74	76	78	80	82																																			
SM	0,901														0,900						0,189					0,197					0,265					0,116																													
LD																					0,040					0,038					0,011					0,007																													
EL																																																																	
MED	0,184					0,550					14,944					23,331					23,330					23,331					0,900					0,084					6,931					7,488					9,462					10,830					11,413				

### 3.8.2.2. – Consumo de Ferro-Níquel na Fundição de Ferro e do Aço

O consumo de ferro-níquel na fundição de ferro e aço foi efetuado de maneira análoga ao do setor siderúrgico. Montou-se a matriz de produção futura e a matriz de consumo unitário e a partir desses dados o consumo de ferro níquel.

As fundições de ferro e aço foram divididas nos seguintes grupos:

#### Fundições de Ferro

- Grupo A Fundição cativa Ind. Automobilística
- Grupo B Fundição mercado para setor de transporte
- Grupo C Fabricantes de tubo centrifugado
- Grupo D Fundição de usinas siderúrgicas
- Grupo E Fundições especializadas
- Grupo F Fundições cativas indústrias mecânicas
- Grupo G Outras – ABIFFA
- Grupo H Outras

#### Fundições de Aço

- Grupo A Fundições cativa Ind. Siderúrgica
- Grupo B Fundição mercado para setor de transporte
- Grupo C Fundição de peças pesadas e desgaste
- Grupo D Fundição de aço ao carbono ( 2000 t)

64 *Geologia e Metalurgia*

Grupo E	Fundição de aço especial
Grupo F	Micro Fusão
Grupo G	Outras

Quadro XIX – Matriz de consumo unitário no setor fundição

Kg/t peças boas

<i>Grupo</i>	<i>Ano</i>	<i>Fundição de Ferro</i>	<i>Fundição de Aço</i>
A	74	0,015	0,63
	76	0,015	0,63
	78	0,016	0,63
	80	0,015	0,63
	82	0,016	0,63
B	74	0,401	
	76	0,459	
	78	0,396	
	80	0,398	
	82	0,394	
C	74		1,67
	76		1,67
	78		1,67
	80		1,67
	82		1,67
D	74	0,006	
	76	0,008	
	78	0,008	
	80	0,008	
	82	0,008	
E	74	0,034	
	76	0,028	
	78	0,025	
	80	0,028	
	82	0,028	
F	74		
	76		
	78		
	80		
	82		
G	74		
	76		
	78		
	80		
	82		
H	74		
	76		
	78		
	80 - 82		

3.8.2.3 – *Projeção de demanda*

A projeção de consumo de ferro-níquel foi realizada através da aplicação dos índices unitários de consumo nos setores consumidores à matriz de produção futura dos mesmos setores.

Com a finalidade de manter os níveis relativos de estoque das empresas é necessário complementar o fornecimento. Dessa forma foi definida a demanda futura de ferro níquel.

O nível de estoque médio admitido foi de 2 meses de produção. É possível expressar as necessidades adicionais de estoque em termos de porcentagem do consumo em um dado ano por meio da expressão:

$$N = \frac{U \times V}{1 + V}$$

onde N = necessidades de reposição de estoque em termos de porcentagem do consumo.

U = nível relativo de estoque dos consumidores 2/12 do consumo no ano.

V = Taxa anual de crescimento do consumo.

Os índices médios de consumo de ferro-níquel são dados no Quadro XX abaixo:

**Quadro XX** – Kg/t de lingotes ou peças boas

<i>Anos</i>	<i>Siderurgia</i>	<i>Fundição de Ferro</i>	<i>Fundição de Aço.</i>
1974	1,051	0,299	0,566
1976	1,137	0,280	0,549
1978	1,410	0,293	0,564
1980	1,357	0,284	0,570
1982			

O quadro seguinte apresenta o detalhamento do consumo para o período 1974/1982

Quadro XXI – Proteção do Consumo Interno de Feni

Setores		1974	1976	1978	1980	1982
<b>SIDERURGIA</b>						
Setor	1	550	572	72	—	—
	2	524	1.868	7.186	9.962	12.342
	3	721	—	—	—	—
	4	292	352	492	205	32
	5	6.995	11.703	19.064	28.970	39.215
	6	—	—	—	—	—
<b>TOTAL</b>		<b>9.121</b>	<b>14.495</b>	<b>26.814</b>	<b>39.137</b>	<b>51.590</b>
<b>FUNDIÇÃO DE FERRO</b>						
Setor	A	2	3	5	5	6
	B	91	149	220	241	304
	C	—	—	—	—	—
	D	1	2	2	2	3
	E	2	2	2	3	4
	F	—	—	—	—	—
	G	—	—	—	—	—
	H	227	275	348	408	556
<b>TOTAL</b>		<b>323</b>	<b>431</b>	<b>577</b>	<b>659</b>	<b>873</b>
<b>FUNDIÇÃO DE AÇO</b>						
Setor	A	5	7	9	11	14
	B	—	—	—	—	—
	C	57	71	90	115	146
	D	—	—	—	—	—
<b>TOTAL</b>		<b>62</b>	<b>78</b>	<b>99</b>	<b>126</b>	<b>160</b>
<b>TOTAL GERAL</b>		<b>9.506</b>	<b>15.004</b>	<b>27.490</b>	<b>39.922</b>	<b>52.623</b>

A taxa de crescimento do consumo entre 1974 a 1982 será de 23,85% a.a. com necessidades de reposição de estoque de 3,22%:

A demanda interna projetada é dada no quadro seguinte:

**Quadro XXII – Projeção de demanda interna de ferro-níquel**

<i>Ano</i>	<i>Demanda t</i>
1974	9.812
1976	15.487
1978	28.375
1980	41.207
1982	54.317

#### 3.8.2.4 – Demanda de Níquel

A partir da demanda de ferro-níquel, calcula-se a demanda de níquel através das seguintes hipóteses simplificadoras:

- 1 – Teor de níquel no ferro níquel: 25%
- 2 – A estrutura do consumo não se modificará nos próximos anos, ou seja, os outros setores consumidores de níquel terão sua demanda crescendo na mesma taxa que o setor de siderurgia e fundição.
- 3 – Os setores de siderurgia e fundição são responsáveis por 60% do consumo.

A partir dessas hipóteses a demanda de níquel é calculada e dada no Quadro abaixo:

**Quadro XXIII – Demanda de Níquel**

<i>Ano</i>	<i>Demanda (t)</i>
1974	4.086
1976	6.453
1978	11.823
1980	17.170
1982	22.631



A demanda futura projetada pelos dois critérios é dada no quadro XXIV abaixo.

Face as hipóteses simplificadoras assumidas, os números dados devem ser encarados dentro da validade de ditas hipóteses. As projeções de demanda aqui efetuadas, foram baseadas na produção de aço e portanto uma modificação na previsão de consumo de aço redundaria em modificação na demanda do níquel.

Quadro XXIV – Demanda projetada de níquel

<i>Ano</i>	<i>Demanda</i>	
	<i>Critério 1</i>	<i>Critério 2</i>
1974	4.134	4.086
1976	7.104	6.453
1978	11.675	11.823
1980	18.837	17.170
1982	26.000	22.631

Taxa de  
crescimento

25,8% a.a.

23,85% a.a.

### 3.9 – ÍNDICES COMPARATIVOS DE CONSUMO

#### 3.9.1 – Consumo per capita

A evolução do consumo per capita é mostrado no Quadro XXV admitindo o primeiro critério para projeção de demanda. No Quadro XXVI é dado o consumo per capita de alguns países.

Quadro XXV – Consumo per capita

	1974	1976	1978	1980	1982	<i>Taxa de crescimento</i>
Demanda (t)	4.134	7.104	11.675	18.837	26.000	25,8% a.a.
População (10 <sup>6</sup> hab)	104,1	110,0	116,3	122,9	129,6	—
Consumo per capita	0,040	0,065	0,100	0,163	0,200	22,5% a.a.

Kg/hab

## Quadro XXVI – NÍQUEL

## F.1.2 – CONSUMOS PER CAPITA MUNDIAIS

Unidade Kg/hab

	1968	1969	1970	1971	1972	Taxa de crescimento do período % a.a.
BRASIL	0,02	0,02	0,02	0,03	0,03	10,6
JAPÃO	0,59	0,66	0,95	0,86	0,91	16,2
AL. OCIDENTAL	0,59	0,61	0,67	0,67	0,53	(1,0)
AUSTRÁLIA	0,29	0,23	0,34	0,31	0,31	2,1
E. UNIDOS	0,73	0,63	0,69	0,56	0,70	(2,8)
FRANÇA	0,62	0,63	0,71	0,63	0,64	2,8
ITÁLIA	0,33	0,30	0,36	0,33	0,28	(1,9)
REINO UNIDO	0,60	0,45	0,62	0,52	0,50	(3,0)
ESPAÑA	0,06	0,09	0,09	0,09	0,10	7,2
MUNDO	0,14	0,14	0,16	0,14	0,15	1,6

Fontes: World Metal Statistic, Feb. 73  
 Statistical Yearbook 1972, United  
 ABA – Anuário Estatístico de 1972  
 MIC – STI

## 3.9.2 – Relação entre Demanda de Níquel e Produção de Aço

## Quadro XXVII

	74	76	78	80	82
Demanda de níquel	4.134	7.104	11.615	18.837	26.000
Produção de aço (10 <sup>3</sup> )	8.677	12.748	19.013	28.830	38.650
Relação níquel : aço	1:2099	1:1794	1:1628	1:1530	1:1486

No Quadro XXVII é mostrada a evolução da relação demanda de níquel : produção de aço.

No Quadro XXVIII é dada a relação entre consumo de níquel : consumo de aço de alguns países.

A evolução da relação níquel : aço é bastante significativa, mostrando um aumento efetivo no consumo de níquel em relação ao aço, e se considerarmos apenas a produção de aço para consumo interno, teríamos em 1982 um consumo de 28.345 x 10<sup>3</sup> t. e a relação consumo de níquel consumo de aço seria 1 : 1.092.

## Quadro XXVIII - NÍQUEL

— COMPARAÇÃO ENTRE AS TAXAS DE CRESCIMENTO DO CONSUMO NÍQUEL/AÇO

	CONSUMOS APARENTES										Relação entre Consumos Níquel:Aço		Relação entre Crescimento Níquel/Aço 1968-72
	NÍQUEL					AÇO					1968	1972	
	1968 10 <sup>3</sup> t	1972 10 <sup>3</sup> t	Taxa Cresc. 1968-72 % a.a.	1968 10 <sup>3</sup> t	1972 10 <sup>3</sup> t	Taxa Cresc. 1968-72 % a.a.	7	8					
1	2	3	4	5	6	7	8	9					
Brasil	1,0	2,9	13,8	4.766	8.644	17,9	1:2.648	1:2.981	0,77				
Japão	59,2	96,0	17,5	49.908	73.202	8,0	1: 843	1: 753	2,19				
Al. Ocidental	35,4	32,7	0	34.864	43.025	5,7	1: 985	1:1.316	0				
Austrália	3,4	4,0	4,0	5.884	6.000		1:1.731	1:1.500	2,35				
E. Unidos	144,5	145,6	(1,6)	137.751	135.633	3,9	1: 953	1: 932	(0,41)				
França	30,7	33,3	3,8	17.945	24.204	4,4	1: 585	1: 727	0,86				
Itália	17,4	15,2	(1,0)	17.153	21.708	5,1	1: 986	1:1.428	(0,20)				
Reino Unido	33,1	28,1	(2,4)	23.309	23.488	1,6	1: 704	1: 836	1,53				
Espanha	2,6	3,6	8,5	6.091	9.500	13,6	1:3.046	1:2.639	0,63				
Mundo	495,4	553,2	3,6	527.023	628.150	4,2	1:1.065	1:1.125	0,86				

OBSERVAÇÃO:

Coluna 9 = Coluna 3 ÷ Coluna 6

FONTES:

World Metal Statistics, Feb. 1973

The Steel Market in 1971, United

Nations IBS

MIC - STI

Da análise das tabelas anteriores, verifica-se que embora a nossa demanda possa crescer em taxa bastante alta, ainda assim não teremos posição de destaque como consumidores de níquel, ou antes teremos um consumo per capita e uma relação entre consumo de níquel: consumo de aço, bastante distante das nações mais desenvolvidas.

### 3.10 – OFERTA – DEMANDA

No quadro XXIX é feita a comparação entre a demanda projetada e a oferta futura, considerando tão somente a produção efetiva atual, projetos de ampliação e novas instalações.

Os valores negativos representam nossas necessidades de importação ou o campo para novas instalações dentro do mercado interno. Os valores positivos representam o nosso saldo exportável ou excesso de oferta no mercado interno.

Quadro XXIX

	1974	1976	1978	1978	1982
Demanda (t)	4.134	7.104	11.675	18.837	26.000
Oferta (t)	2.460	2.760	20.638	20.638	20.638
Diferença (t)	-1.674	-4.344	8.963	1.801	-5.362

O parque ofertante considerado foi o seguinte:

Quadro XXX

	1974	1976	1978	1980	1982
Níquel do Brasil	198	218	2.496	2.496	2.496
Morro do Níquel	2.262	2.542	2.542	2.542	2.542
Níquel Votorantim	—	—	5.000	5.000	5.000
CODEMIN	—	—	10.600	10.600	10.600
TOTAL	2.460	2.760	20.638	20.638	20.638

Obs.: teores de níquel considerado no ferro-níquel:

Níquel do Brasil	—	64,0%
Morro do Níquel	—	24,2%

## 4 – CONCLUSÕES E SUGESTÕES

### 4.1 – CONCLUSÕES

4.1.1. — As importações de níquel em 1974 atingiram 5.512 toneladas no valor de 22 milhões de dolares. O consumo aparente elevou-se para 7.800 toneladas superando em 4.600 toneladas a previsão para o mesmo ano.

A taxa de crescimento situa-se em torno de 25% a.a. levando-se a uma demanda de 18.000 toneladas em 1980. Teremos um “deficit” na produção interna até 1977 e em 1978 teremos um saldo de oferta que subsistirá apenas até 1980, se considerarmos os projetos de instalações e expansões até aqui enunciados.

4.1.2. — As reservas de minério de níquel, todas do tipo silicatado, atingem atualmente cerca de três milhões de toneladas de níquel contido e seriam suficientes para uma exploração durante 100 anos ao nível de 30 mil toneladas/ano e as possibilidades dessas reservas virem a ser aumentadas são razoáveis. O problema de obtenção do níquel se prende então à etapa de metalurgia extrativa e refino.

4.1.3. — O panorama tecnológico dentro da área de tratamento e metalurgia dos minérios oxidados não está totalmente definido, e os processos clássicos, até aqui empregados, não representam e nem se aproximam do que podemos chamar um processo ideal. O campo de pesquisas em busca de novos processos está aberto e esta busca deve ser incentivada.

4.1.4. — O processo mais adequado para o tratamento de minérios oxidados é o de produção de ferro-níquel, porquanto as alternativas existentes estão ainda em nível de pesquisa ou, quando muito, nos primeiros testes em escala piloto. Em termos de bom senso e confiabilidade deve-se pois expandir a produção de ferro-níquel até os níveis em que ela possa suprir cerca de 50% da nossa demanda, que é a porcentagem das nossas necessidades de níquel que pode ser absorvida sob esta forma.

Vê-se portanto que a produção de níquel eletrolítico é, sem dúvida indispensável, não existindo fatos conclusivos atualmente que tornem possível a eleição do processo mais adequado para a obtenção deste produto. Por outro lado, existem minérios com alto teor de cobre, tornando-os por esta razão impróprios para a fabricação de ferro-níquel, e, para os quais, o processo eletrolítico é a alternativa.

O refino de ferro-níquel com cobre está sendo pesquisado e se estas pesquisas forem bem sucedidas em volume apreciável de nossas reservas poderá, ser tratado, por processo de obtenção de ferro-níquel.

## 4.2 – SUGESTÕES

### 4.2 – SUGESTÕES

4.2.1 – A produção de ferro-níquel deverá ser estimulada visando não só atender o mercado consumidor interno mas também aproveitar as possibilidades de exportação, diminuído assim o “deficit” devido à importação de níquel eletrolítico que deverá permanecer até 1978, quando entrarão em operação as duas usinas anunciadas.

4.2.2 – Como o insumo que mais onera o custo de produção do níquel é a energia elétrica e devido também ao fato de que os minérios deste metal são de baixo teor sendo necessário pois manusear grandes quantidades de minério para posterior processamento nas usinas, a seleção de projetos para novas instalações que visem a obtenção do ferro-liga, deverá estar condicionada a estes dois fatores, entre outros, dando preferência à exploração das jazidas que se situem em regiões com disponibilidade de energia. Sabe-se que para a produção de uma tonelada de níquel contido no ferro-níquel são necessários cerca de 60 mil kwh e uma potência instalada de aproximadamente 6,8 kw por tonelada/ano de níquel.

4.2.3 – Uma atitude crítica deve ser assumida pelos órgãos governamentais encarregado da aprovação de projetos de novas instalações para que não seja corrido o risco de se ter usinas de produção com custos altos e não competitivas nos mercados nacional e internacional, principalmente neste último, onde os preços de produção são ditados por umas poucas empresas.

4.2.4 – Uma vez que o níquel eletrolítico pode perfeitamente substituir o ferro-níquel em todos os seus usos e tendo ainda uma gama adicional de utilizações, a instalação de produtoras de níquel eletrolítico deve ser preferencialmente estimulada desde que as condições tecnológicas de aproveitamento do minério e os fatores econômicos assim o indiquem.

4.2.5 – Motivar o desenvolvimento de plano de pesquisa visando a criação de tecnologia nacional para o tratamento de nossos minérios oxidados para a extração do níquel, através dos organismos existentes para tal fim (FINEP, STI, Fundação de Desenvolvimento Científico e Tecnológico, etc.).

## 5- ANEXOS

## ANEXO I - NÍQUEL - PRODUÇÃO MUNDIAL

	(milhares de toneladas)							
	1969	1970	1971	1972	1973	1973		1974
						Jul-Set.	Out-Dez	
<b>MINÉRIO</b>								
<b>EUROPA</b>								
Finlândia	3.6	5.0	3.6	5.2	5.3	1.4	1.3	1.4
Grécia	5.6	8.6	10.6	11.3	13.9	3.5	3.5	
<b>ÁFRICA</b>								
África do Sul	9.0	11.6	12.3	11.7	19.4	5.3	5.6	5.5
Rodésia	4.0	11.0	11.6	12.0	11.8	3.0	3.0	3.0
Marrocos	—	—	0.1	0.2	0.3	0.1	0.1	0.1
<b>ÁSIA</b>								
Indonésia	4.9	10.8	12.0	14.1	14.0	4.0	3.0	4.0
Burma	0.1	0.1	0.1	—	0.1	—	—	—
Filipinas	—	0.1	1.6	0.4	0.4	0.1	0.1	0.1
<b>AMÉRICA</b>								
Canadá	193.8	277.5	267.0	234.9	241.2	49.7	62.8	67.8
U.S.A.	15.5	14.5	15.5	15.3	15.4	4.0	4.0	4.0
Cuba	37.0	40.0	35.0	32.0	32.0	8.0	8.0	8.0
Brasil	1.6	2.9	2.3	8.4	3.5	0.9	0.9	0.9
R. Dominicana	—	—	0.2	17.4	30.1	7.5	7.5	7.5
<b>OCEANIA</b>								
Austrália	11.2	29.8	31.1	35.5	40.1	10.2	9.9	
N. Caledônia	117.0	138.5	150.9	105.0	415.9	25.2	35.0	23.1
<b>TOTAL</b>	<b>403.3</b>	<b>550.4</b>	<b>554.9</b>	<b>498.4</b>	<b>543.9</b>	<b>123.9</b>	<b>144.7</b>	
<b>OUTROS PAÍSES</b>								
Rússia	105.0	110.0	120.0	120.0	115.0	28.5	28.5	28.5
Polônia	2.0	2.0	2.0	1.5	1.5	0.5	0.5	0.5
Outros	5.0	5.0	6.4	6.2	6.0	1.5	1.5	1.5
<b>TOTAL MUNDIAL</b>	<b>515.3</b>	<b>667.4</b>	<b>683.3</b>	<b>626.1</b>	<b>666.4</b>	<b>153.4</b>	<b>175.2</b>	
<b>METAL<sup>1</sup></b>								
<b>EUROPA</b>								
Finlândia	3.7	4.0	3.9	5.5	5.8	1.0	1.6	1.5
França	9.5	11.0	9.9	13.1	10.9	1.7	2.4	—
R.F. Alemanha	0.8	0.6	0.2	0.2	—	—	—	—
Grécia	5.6	8.6	10.7	11.3	13.9	3.5	3.5	—
Noruega	35.6	38.5	41.8	43.3	42.7	9.6	11.8	10.7
Reino Unido	29.7	36.7	38.7	31.9	36.8	10.0	6.4	—
<b>ÁSIA</b>								
Japão	68.5	89.8	102.6	79.5	87.7	22.0	22.0	24.6
<b>ÁFRICA</b>								
Rodésia	2.0	8.0	10.0	10.0	10.0	2.5	2.5	2.5
África do Sul	8.0	9.0	10.0	10.0	15.0	3.5	3.5	3.5
<b>AMÉRICA</b>								
U.S.A.	14.2	13.9	14.2	14.3	14.0	4.0	3.0	4.0
Canadá	124.0	189.8	185.3	134.0	150.2	34.3	45.0	50.7
Cuba	37.0	36.0	34.0	32.0	18.0	4.5	4.5	4.5
Brasil	1.5	2.6	2.5	2.7	3.0	0.7	0.7	0.7
R. Dominicana	—	—	0.2	17.4	30.1	6.0	6.0	6.0

OCEANIA								
Austrália	—	1.0	14.0	16.5	22.0	5.5	5.5	5.5
N. Caledônia	23.9	28.0	28.9	39.1	35.8	8.8	9.7	10.6
<b>TOTAL</b>	<b>364.0</b>	<b>477.5</b>	<b>486.9</b>	<b>460.8</b>	<b>495.9</b>	<b>117.6</b>	<b>128.1</b>	
OUTROS PAÍSES								
U.R.S.S.	109.0	114.0	124.0	124.0	129.0	32.0	32.0	32.0
Polônia	2.0	2.0	2.0	1.5	1.5	0.5	0.5	0.5
Outros	5.0	5.0	6.0	6.0	6.0	1.5	1.5	1.5
<b>TOTAL MUNDIAL</b>	<b>480.0</b>	<b>598.5</b>	<b>618.9</b>	<b>592.3</b>	<b>632.4</b>	<b>151.8</b>	<b>162.1</b>	

(1) Incluindo níquel refinado, níquel contido em ferro-níquel, óxido de níquel e mate.

Fonte: World Metal Statistics.



## ANEXO II – NÍQUEL – CONSUMO MUNDIAL\*

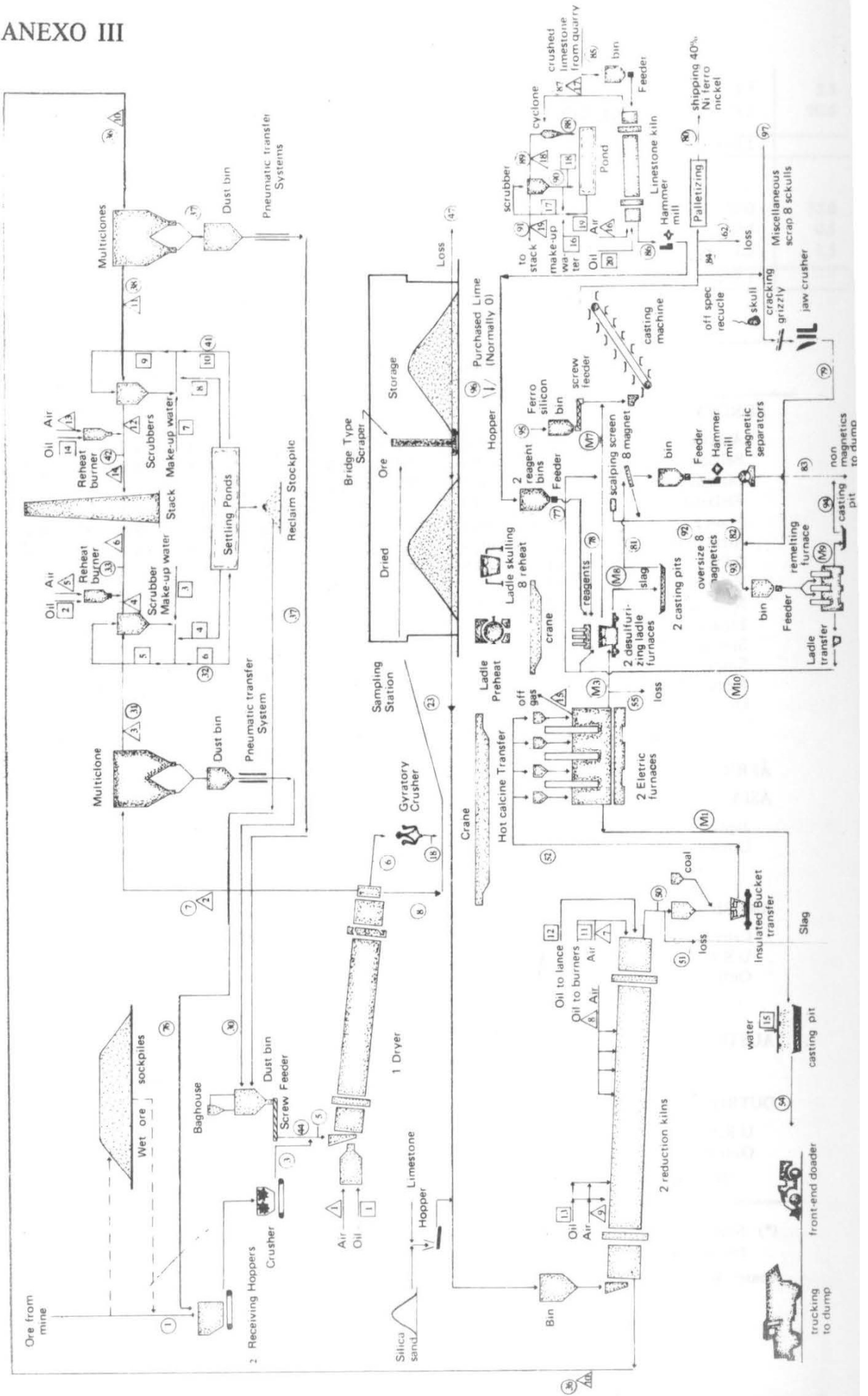
(milhares de toneladas)

	1969	1970	1971	1972	1973	1973		1974
						Jul-Set	Out-Dez	Jan-Mar
<b>EUROPA</b>								
Áustria	5.0	5.6	3.0	3.1	5.3	1.4	1.3	
Bélgica	1.7	3.3	2.2	2.8	3.7	0.8	1.0	1.2
Dinamarca	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	—	—	—
Finlândia	0.4	0.4	0.3	0.3	0.4	0.1	0.1	0.1
França	31.8	36.1	32.3	37.8	29.6	6.1	9.6	8.4
Alemanha	36.8	40.9	34.3	43.0	54.8	12.0	13.4	11.4
Itália	16.2	19.8	18.0	21.0	23.2	5.0	6.0	
Holanda	0.6	1.0	0.7	1.0	1.3	0.4	0.4	
Noruega	0.7	1.0	0.9	0.7	0.9	2.0	0.2	0.2
Espanha	2.9	3.1	3.4	4.3	5.3	1.7	1.3	
Suécia	16.1	23.1	19.0	21.4	26.8	5.1	6.9	
Suíça	2.1	2.0	1.8	1.5	1.0	0.3	0.2	
Reino Unido	24.0	34.7	29.3	30.0	31.5	6.7	6.6	
Outros	0.9	1.2	1.2	1.3	1.3	0.3	0.3	
<b>TOTAL</b>	140.2	172.3	146.4	168.3	185.2	40.1	47.3	
<b>ÁFRICA</b>	4.0	4.0	4.0	4.0	5.0	1.0	1.0	1.2
<b>ÁSIA</b>								
Japão	75.4	97.8	89.5	85.7	111.2	27.8	27.8	32.6
Outros	2.2	3.0	3.0	3.0	4.5	0.8	0.8	1.0
<b>TOTAL</b>	77.6	100.8	92.5	88.7	115.7	28.6	28.6	33.6
<b>AMÉRICA</b>								
Canadá	11.0	10.7	7.9	11.5	13.0	3.2	3.3	3.3
U.S.A.	128.6	141.3	116.0	145.6	179.4	42.2	49.1	51.1
Outros	2.7	3.2	5.0	5.0	6.0	1.2	1.2	1.5
<b>TOTAL</b>	142.3	155.2	128.9	162.1	198.4	45.4	52.3	
<b>AUSTRÁLIA</b>	2.8	4.3	4.0	4.0	4.2	1.0	1.0	1.0
<b>TOTAL</b>	366.9	436.6	375.8	427.1	508.5	116.1	130.2	
<b>OUTROS PAÍSES</b>								
U.R.S.S.								
Outros	125.0	130.0	140.0	150.0	145.2	37.5	37.5	36.0
<b>TOT.MUNDIAL</b>	491.9	566.6	515.8	577.1	653.7	153.6	167.7	

(\*) Níquel refinado, níquel contido no ferro-níquel, óxido de níquel e mate. Excluído o níquel usado sob forma de sucata

Fonte: WORLD METAL STATISTICS.

ANEXO III



## ANEXO IV

CNB – Cia. de Nickel do Brasil

## POTÊNCIA INSTALADA E CAPACIDADE DE PRODUÇÃO POR FORNO

Número de Fornos	Potência KVA	Disponibilidade MWh/ano	Tipo de Ferro Liga	Capacidade de Produção (t/ano)
1	1.720	6.400	Fe Ni AC	340
1	1.720	6.400		340

## CAPACIDADE DE PRODUÇÃO POR TIPO DE FERRO-LIGA

Tipo de Ferro Liga	Destino da Produção	Disponibilidade MWh/ano	Capacidade de Produção (t/ano)
Fe Ni AC	Mercado	6.400	340
Total		6.400	340

## ANEXO V

L – MONIQUEL – MORRO DO NÍQUEL S. A. MINERAÇÃO IND E COMÉRCIO

LOCALIZAÇÃO: Sede – pça. da República, 497 – São Paulo – SP

Fábrica – Fazenda Morro do Níquel, s/nº – Tel.: 8 – Pratápolis – MG

INSTALAÇÃO: Fundada em 10/01/60

Início de produção de Fe Ligas em /10/62

PESSOAL OCUPADO: 428

CAPITAL SOCIAL (10<sup>3</sup> Cr\$)

22/12/67	5.300	13/05/70	14.530
12/06/68	6.500	14/05/71	18.000
02/06/69	10.020	16/05/73	27.000

## FORMAÇÃO DO CAPITAL

Mineração Sertaneja S. A.	21,82%
Excibra – Exa. Com. Ind. Bras. S/A	13,88%
Outros	64,30%

## DIRETORIA ATUAL

Luis Simões Lopes	Dir. Presidente
Lucas Lopes	Dir. Vice-presidente
Vicente de Paula Galliez	Dir. Vice-presidente
Ralf Weimberg Nathan	Dir. Geral
Roland Marc Giraud	Dir. Geral.
Luiz Blanquier	Dir. Secretário
Bernard Marcel Dubu	Dir. Geral Suplente
Arthur Wolff	Dir. Geral Suplente

## ANEXO VI

MONIQUEL – Morro do Níquel Mineração Indústria e Comércio

## CAPACIDADE INSTALADA E CAPACIDADE DE PRODUÇÃO POR FORNO

Número de Fornos	Potência k V A	Disponibilidade M W h/ ano	Tipo de			Capacidade de Produção (t/ ano)
			Ferro	Ni	Liga	
1	13.500	92.200	Fe	Ni	AC	7.200
1	4.900	37.200	Fe	Ni	AC	3.090
2	18.400	129.400	Fe	Ni	AC	10.200

## CAPACIDADE DE PRODUÇÃO POR TIPO DE FERRO LIGA

Tipo de Ferro Liga			Destino de Produção	Disponibilidade M W h / ano	Capacidade de Produção (t/ano)
Fe	Ni	AC	Mercado	36.400	3.000
Fe	Ni	AC	Cativo	93.000	7.290
T o t a l				129.400	10.290

## ANEXO VII

## F – CNB – CIA DE NÍQUEL DO BRASIL

LOCALIZAÇÃO: Sede – Av. Princesa Isabel, nº 323 – tel. 236-2210-Rio de Janeiro – GB  
Fábrica – Liberdade – MG

INSTALAÇÃO: Fundada em 02/06/32  
Início de produção de ferro-liga em -05/03/35

PESSOAL OCUPADO: 70

CAPITAL SOCIAL (10<sup>3</sup> Cr\$)

1970	9.482	1972	9.482
1971	9.482	1973	18.014

## FORMAÇÃO DO CAPITAL

Sigla Holding S.A.	59,60%
Cláudio Lins de Barros	13,65%
Ricardo Alberto Lins de Barros	4,47%
Outros	22,28%

## DIRETORIA ATUAL

Josef Otto Schumacher	Dir. Presidente
Claudio Lins de Barros	Diretor
John R. Martin	Diretor
John Hunicut	Diretor

## LINHA DE PRODUÇÃO EM 9173

Ferro Liga -- Fe Ni AC

