



Editores  
João Alves Sampaio  
Adão Benvindo da Luz  
Fernando Freitas Lins

# USINAS DE BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS DO BRASIL

**CETEM**

**USINAS DE BENEFICIAMENTO  
DE MINÉRIOS DO BRASIL**

Presidente da República

Fernando Henrique Cardoso

Vice-presidente da República

Marco Antônio Maciel

Ministro da Ciência e Tecnologia

Ronaldo Mota Sardemberg

Secretário Executivo do MCT

Carlos Américo Pacheco

Secretário de Coordenação das Unidades de Pesquisa do MCT

João E. Steiner

#### CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL – CETEM

Diretor

Fernando Freitas Lins

Coordenação de Tratamento de Minérios - CTM

Adão Benvindo da Luz

Coordenação de Metalurgia Extrativa - CME

Ronaldo Luiz C. dos Santos

Coordenação de Química Analítica - CQA

Maria Alice C. de Góes

Coordenação de Estudos e Desenvolvimento - CES

Carlos César Peiter

Coordenação de Projetos Especiais - CPE

Juliano Peres Barbosa

Coordenação de Administração - CAD

Cosme Antônio Moraes Regly

#### UNIDADES DA CTM

Serviço de Beneficiamento de Minérios (SEBM)

João Alves Sampaio

Serviço de Físico-Química Aplicada (SEFQ)

Marisa Bezerra de Melo Monte

Setor de Caracterização Tecnológica e Ambiental (SCTA)

Arnaldo Alcover Neto

# **USINAS DE BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS DO BRASIL**

**JOÃO ALVES SAMPAIO**

Engenheiro de Minas (UFPE). Mestre e Doutor em  
Engenharia Metalúrgica e de Materiais, COPPE/UFRJ.  
Tecnologista Sênior do CETEM/MCT.

**ADÃO BENVINDO DA LUZ**

Engenheiro de Minas (UFPE). Mestre e Doutor em  
Engenharia Mineral, USP.  
Pesquisador Titular do CETEM/MCT.

**FERNANDO FREITAS LINS**

Engenheiro Metalurgista (PUC/RJ). Mestre e Doutor em  
Engenharia Metalúrgica e de Materiais, COPPE/UFRJ.  
Pesquisador Titular do CETEM/MCT.

## **CETEM / MCT**

Apoio

**CAPES**

**PADCT**



Copyright © 2001, CETEM/MCT

Todos os direitos reservados.  
A reprodução não autorizada desta publicação, no todo ou em parte,  
constitui violação de copyright. (Lei 5.988)

*Colaboradores*

Silvia Cristina Alves França  
Ana Paula Almeida de Oliveira  
Salvador Luiz Matos de Almeida

*Capa / Diagramação*

Dayse Lima

*Apoio aos serviços editoriais*

Valéria Cristina de Souza  
Priscila Machado Dutra

*Apoio financeiro*

CNPq/PADCT/CAPE

Sampaio, João Alves

Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil / João Alves Sampaio, Adão Benvindo da Luz, Fernando Freitas Lins.  
Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001 – 398p. : il. -

Contém glossário  
ISBN 85-7227-141-4

1. Tecnologia Mineral. 2. Usinas de Beneficiamento de Minérios – Brasil. I. Luz, Adão Benvindo da II. Lins, Fernando Freitas Lins. III. Centro de Tecnologia Mineral. IV Título.

CDD 622.7

# APRESENTAÇÃO

---

*Editado pela primeira vez em 1989, o trabalho de levantamento e descrição dos processos operacionais das mais importantes usinas brasileiras de beneficiamento de minérios representou significativa contribuição técnica ao setor mineiro-metalúrgico do país. Naquela ocasião, 18 usinas foram visitadas e 12 substâncias minerais tiveram seus processos de beneficiamento retratados, o que pôde mostrar não só o estado-da-arte da empresa nacional de mineração, bem como sua integração com setores afins.*

*Nesta segunda edição revisada e ampliada, Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil segue com sua proposta original, reunindo informações técnicas – dados operacionais, fluxogramas de processos, especificações de equipamentos, além de considerações sobre controle ambiental – relativas a 33 usinas brasileiras, responsáveis pela lavra, beneficiamento e comercialização de 38 substâncias minerais.*

*Iniciativa do Centro de Tecnologia Mineral – CETEM e de empresas de mineração, este trabalho, que contou com o apoio financeiro do Programa de Apoio ao Desenvolvimento Científico e Tecnológico – PADCT e MCT/CNPq irá, sem dúvida, consagrar-se como instrumento de referência e consulta para engenheiros de minas, geólogos, estudantes universitários, técnicos, consultores e todos aqueles que atuam nas áreas de mineração e metalurgia, bem como na elaboração de projetos conceituais e estudos de viabilidade econômica de empreendimentos mineiros.*

*Estão de parabéns o CETEM e as empresas de mineração brasileiras, que, nas pessoas dos seus diretores, pesquisadores e técnicos, buscaram, através desta publicação, registrar todo o seu conhecimento e valiosa experiência de estudiosos e empreendedores do setor mineral brasileiro.*

**JOÃO E. STEINER**

Secretário de Coordenação das Unidades de Pesquisa do  
Ministério da Ciência e Tecnologia

# PREFÁCIO

---

*Em 1989 o CETEM publicava o Manual de Usinas de Beneficiamento – fruto de um projeto inédito, que buscou levantar informações técnicas e operacionais detalhadas das grandes usinas de beneficiamento de minérios do país.*

*Aquela edição, que teve apoio financeiro do Departamento Nacional da Produção Mineral – DNPM e da Financiadora de Estudos e Projetos – FINEP, esgotou-se rapidamente, evidenciando a grande aceitação do trabalho junto ao setor minero-metalúrgico e a sua importância como fonte de informação para empresas de consultoria e engenharia e, em especial, para estudos de pré-viabilidade econômica de empreendimentos mineiros. Esse trabalho vem, ainda, sendo utilizado nos cursos de graduação em Engenharia de Minas, Geologia e Metalurgia.*

*Nesta nova edição, agora denominada Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil, o trabalho de pesquisa foi ampliado e contemplou 26 empresas, 33 usinas e 38 substâncias minerais. A metodologia empregada na preparação do material incluiu levantamento da literatura, seleção dos diferentes tipos de minério, visitas técnicas às usinas, elaboração de fluxogramas e descrição do processo pelos pesquisadores do CETEM junto à equipe técnica das empresas visitadas.*

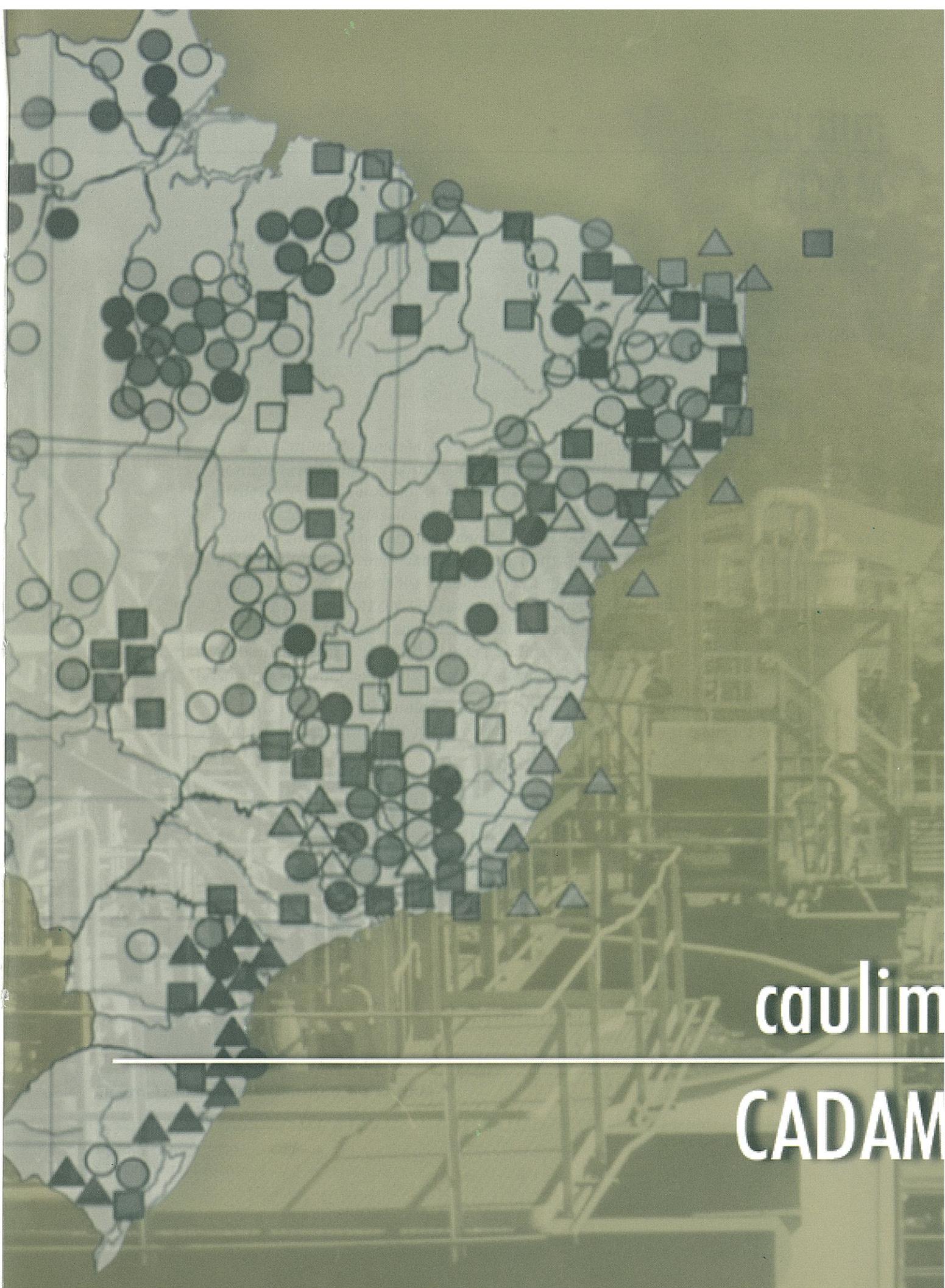
*O perfil de informações buscado em cada usina visitada incluiu dados da empresa (razão social, forma de organização, expressão no setor, etc.), geologia e mineralogia do jazimento, dados de reservas, método de lavra empregado, descrição do processo de beneficiamento do minério, incluindo-se os principais equipamentos e insumos utilizados, estratégias de controle de processo, dados operacionais relevantes, características tecnológicas dos produtos, nível de instrumentação da usina, normas e procedimento de operação (Normas ISO) e, por último, a situação da usina em relação às exigências ambientais vigentes.*

*Esperando poder contribuir para a formação e o aprimoramento técnico dos profissionais que atuam nos campos da engenharia e da indústria mineral, bem como nos setores afins, agradecemos aos Presidentes e Diretores, que autorizaram a publicação dos dados de suas empresas; aos técnicos dessas organizações, que colaboraram prestando informações ou na preparação deste trabalho e, por último, ao MCT/PADCT/CAPES, pelo apoio financeiro.*

Rio de Janeiro, julho de 2001  
João Alves Sampaio  
Adão Benvindo da Luz  
Fernando Freitas Lins

# SUMÁRIO

■ CADAM — Caulim da Amazônia	
caulim .....	9
■ Carbonífera METROPOLITANA	
carvão .....	25
■ CMM — Companhia Mineira de Metais	
zinco .....	37
■ Companhia NITRO QUÍMICA Brasileira	
fluorita .....	49
■ CVRD — Companhia Vale do Rio Doce	
cloreto de potássio — Mina Taquari .....	61
Carajás .....	75
ferro - Mina N5 .....	85
manganês - Mina do Azul .....	93
ouro - Mina do Igarapé Bahia .....	103
■ ELIANE Revestimentos Cerâmicos	
cerâmica .....	113
■ FERBASA — Ferro-Ligas da Bahia	
cromita - Mina Coitezeiro .....	127
cromita - Mina Ipueira .....	139
■ FERTECO Mineração	
ferro .....	149
■ GRANISTONE/IMARF/GRANOS	
granitos .....	163
■ HOLDERCIM Brasil	
cimento .....	173
■ INB — Indústrias Nucleares do Brasil	
minerais pesados .....	187
■ LAMIL — Lage Minérios	
agalmatolito .....	199
■ MAGNESITA	
magnesita .....	215
talco .....	223
■ MARSAL — Mármore Salviato	
mármore .....	227
■ MILLENNIUM Inorganic Chemicals	
minerais pesados .....	235
■ Mineração SÃO JORGE	
gesso .....	245
■ Mineração CARÁIBA	
cobre .....	255
■ Mineração de Caulim MONTE PASCOAL	
caulim .....	267
■ Mineração TABOCA	
cassiterita .....	277
■ MSF — MINERAÇÃO SERRA DA FORTALEZA	
níquel .....	297
■ MSL Minerais	
bauxita .....	309
■ RPM — Rio Paracatu Mineração	
ouro .....	319
■ SAMARCO Mineração	
ferro .....	331
■ Fertilizantes SERRANA	
fosfato - Mina Araxá .....	347
fosfato - Mina Cajati .....	363
■ UBM — União Brasileira de Mineração	
bentonita .....	375
vermiculita .....	381
■ Pedreira VIGNÉ	
brita .....	387
COMENTÁRIOS GERAIS	395
GLOSSÁRIO	397



caulim

CADAM

# caulim

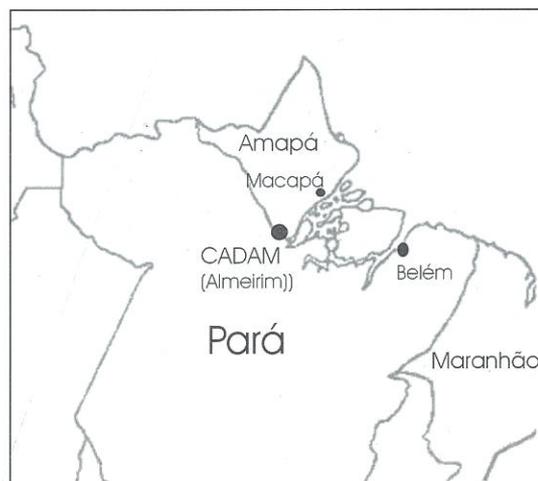
---

# CADAM

Marisa Bezerra de Melo Monte<sup>1</sup>  
Eduardo Augusto de Carvalho<sup>1</sup>  
Orlando Ferreira<sup>2</sup>  
Sérgio de Souza Cabo<sup>2</sup>

■ A Caulim da Amazônia S.A. (CADAM), maior produtora brasileira de caulim, está localizada em Munguba, distrito de Almeirim, distante cerca de 550 km da cidade de Belém, estado do Pará (Figura 1). A empresa explora a Mina do Felipe II, parte integrante do conjunto de dez jazidas de caulim, situado em Mazagão, Município de Vitória do Jari, no estado do Amapá. O controle acionário da CADAM pertence às empresas CAEMI (60%) e MITSUI (40%). A capacidade instalada equivale a 750.000 t/ano de caulim beneficiado, com previsão de uma nova expansão para 900.000 t/ano. Os dois principais produtos, AMAZON 88 e AMAZON 90, são comercializados nas formas lump, spray dried e slurry. Cerca de 85% da produção destina-se ao mercado externo, principalmente para Finlândia, Alemanha, França, Espanha, Japão e Itália. No Brasil, a CADAM é fornecedora de caulim para revestimento de papéis e cartões, atendendo ao mercado nacional.

As reservas de caulim da CADAM, estimadas em 260 milhões de toneladas de minério, foram descobertas em 1967 pelo geólogo Stadler, que encontrou fragmentos de caulim rolado, nas margens do Rio Jari.



**Figura 1: Mapa de localização da CADAM**

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Engenheiro, CADAM

## Geologia

Os depósitos de caulim encontram-se em platôs de idade terciária, que medem entre 100 e 200 m de altura. A camada caulínica possui espessura média de 34 m, sendo constituída por um caulim que varia de compacto a poroso, com grãos de quartzo subarredondados, angulosos e com tamanhos variando entre 0,1 e 2,5 mm. O capeamento é constituído de sedimentos denominados Argilas Belterra com espessura de 18 m. Nessa camada existem seis tipos de caulins, dentre as quais três (tipos I, II e III) que são processados na usina de beneficiamento. O caulim bruto apresenta uma grande variedade de cores, segundo a quantidade e tipo de minerais predominantes.

O tipo "0", denominado "caulim manchado bege-róseo", é um caulim impuro, com cores entre bege claro e creme, com predominância de manchas róseas e amareladas. O material é friável e apresenta quantidade elevada de grãos de quartzo.

O tipo I, denominado "caulim compacto creme-esbranquiçado" é a primeira camada aproveitada no processo. Apesar de poroso, mostra-se bem compacto, com grãos de quartzo em parte corroídos. Apresenta manchas róseas e seus planos de fratura são cobertos com material ferruginoso.

O tipo II, também chamado de "caulim compacto poroso", apresenta porosidade elevada e textura alveolar bem homogênea. Sua cor é creme claro com manchas róseas e vermelhas. Dos seis tipos de caulim, o tipo II é o mais leve e o mais friável. Os grãos de quartzo presentes variam de 0,5 a 2,5 mm.

O tipo III, ou "caulim granular esbranquiçado", possui uma cor cinza-esbranquiçada com manchas ocasionais, irregulares e difusas nas cores roxa, lilás-azulada, púrpura e avermelhada. Está dividido em três subtipos. O subtipo IIIa é denso, com cor branca pura a acinzentada, homogêneo e sem manchas. Os subtipos IIIb e IIIg apresentam-se com uma quantidade grande de manchas, possuindo palhetas de mica branca.

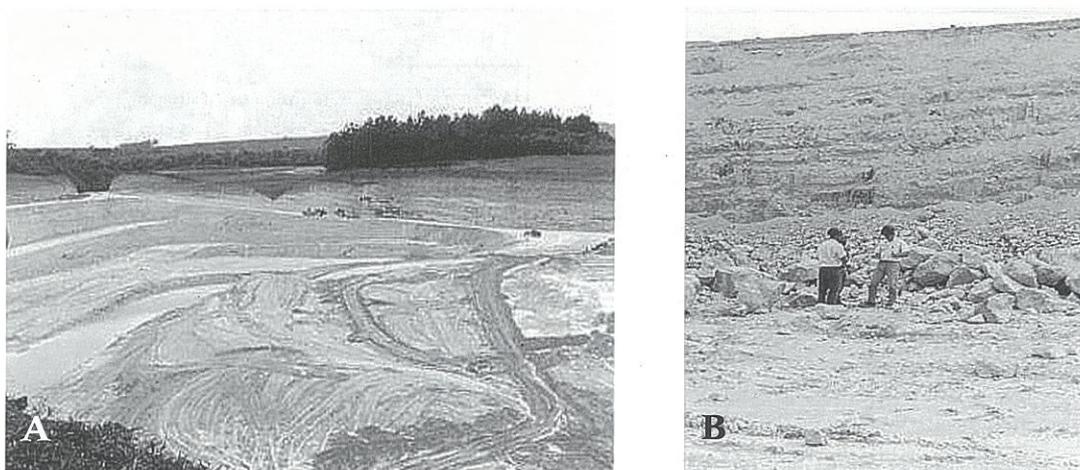
O tipo IV, chamado de "caulim impuro brechóide", é denso com cor bege-acinzentada e possui lentes, manchas e cavernas contendo material ferruginoso, cuja cor varia de amarela a marrom. A sua base é composta de material argiloso, com nódulos lateríticos.

O tipo V, ou "caulim arenoso", é composto de uma quantidade elevada de quartzo e possui uma coloração variada, todavia não é utilizado no processo, apesar de ocorrer em toda a jazida.

O caulim processado na usina contém de 85 a 95% de caulinita (silicato de alumínio hidratado) associada a outros minerais contaminantes, tais como: quartzo, mica, anatásio, rutilo, zircão, hematita e óxidos de ferro hidratado.

## Lavra

O método de lavra empregado é a céu aberto, com bancadas de 25 x 25 m, na forma de anfiteatro (Figura 2). O desenvolvimento da lavra do caulim inicia-se com o decapeamento do estéril, com espessura entre 18 e 20 m. O desmonte e a exploração do caulim são realizados como auxílio de *motoscrapers* e tratores de esteiras *pushers* (Figura 3). A relação estéril/minério é de 0,3:1. Somente são encaminhados às unidades de beneficiamento, os caulins com menos de 10% de areia (resíduos com tamanho acima de 44  $\mu\text{m}$ ) e alvura superior a 78%.



**Figura 2: (A) Mina a céu aberto de caulim, CADAM. (B) Camada de caulim.**

## Beneficiamento

Da frente de lavra, o caulim segue para as pilhas de estoque (Figura 3). Após blendagem, segue para unidade de dispersão e desareamento. Após a remoção da areia, a polpa transportada por gravidade, através de um mineroduto de 7 km de extensão, chega à segunda unidade de beneficiamento na margem direita do Rio Jari, que consta de centrifugação, separação magnética, alveamento químico/floculação, filtragem, redispersão, evaporação e secagem. A Figura 4 apresenta o fluxograma geral da usina de beneficiamento da CADAM.



**Figura 3: Motoscraper e trator (pusher-scraper) utilizados na lavra do caulim.**

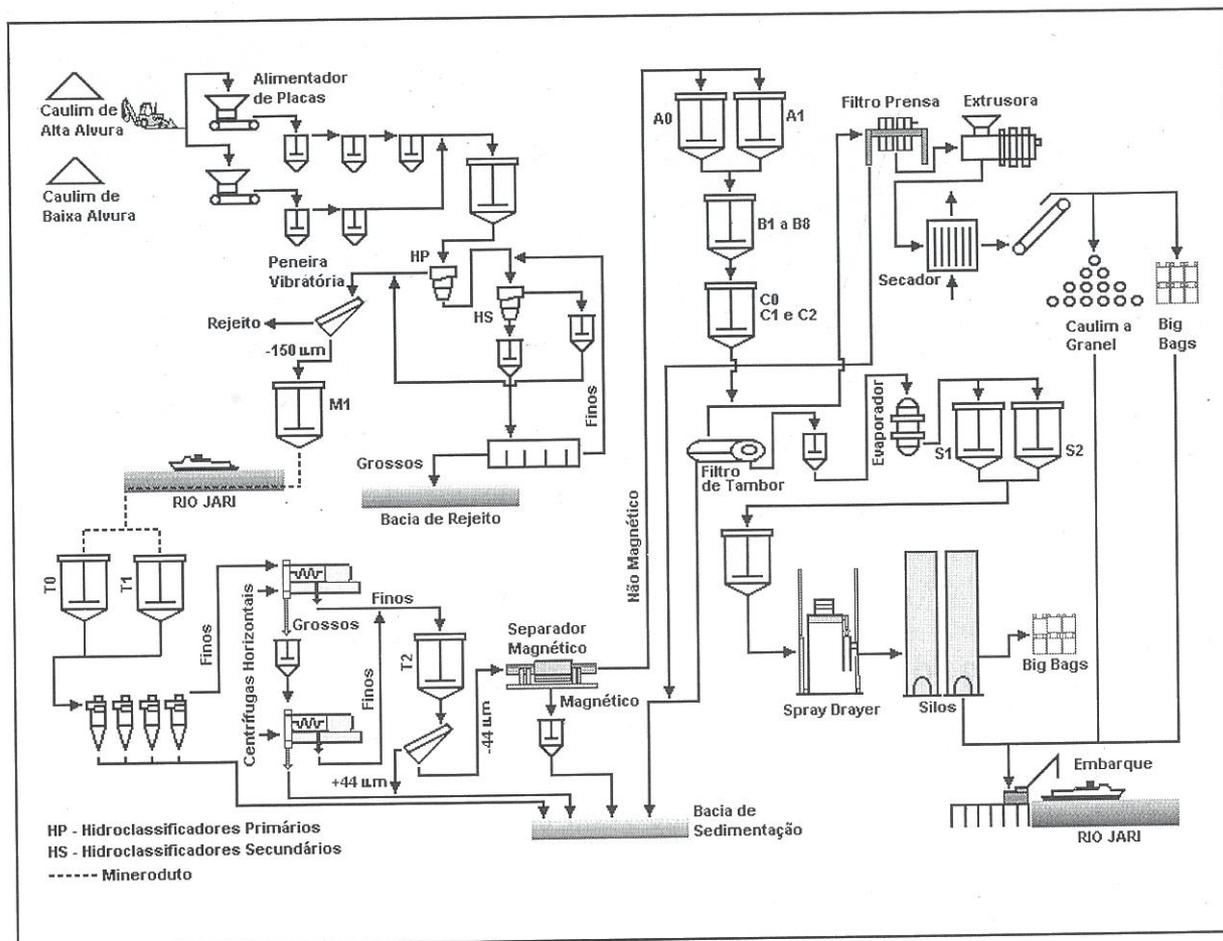


Figura 4: Fluxograma da usina de beneficiamento de caulim da CADAM.

## Dispersão e desareamento

A alimentação da usina de beneficiamento a partir da pilha estoque é realizada com carregadeira frontal (Figura 5A) que conduz o caulim até um alimentador de sapatas, protegido por uma grelha fixa, com abertura de 50 cm. Os blocos retidos pela grelha são fragmentados manualmente. O passante na grelha segue para duas linhas de agitadores, uma com dois tanques em série e a outra com três, todos com agitação intensa (220 rpm) e capacidade de 40 m<sup>3</sup> cada.

No primeiro tanque é adicionada água para obtenção da polpa com 40 a 42% de sólidos, hexametáfosfato de sódio como dispersante e carbonato de sódio como regulador de pH. Os *overflows* de cada tanque alimentam os tanques seguintes de mesma capacidade e agitação resultando num tempo de residência de 30 min. A seguir, a polpa de caulim é transferida à etapa de desareamento, onde se realiza a remoção parcial das impurezas indesejáveis ao produto (Figura 5B).

O desareamento em hidroclassificadores compreende duas etapas. Inicialmente, a polpa alimenta sete hidroclassificadores (Figura 6A), com capacidade nominal de 50 m<sup>3</sup> cada um. Os *overflows*, com percentagem de sólidos entre 35,5 e 37,5%, seguem para as peneiras com aberturas de 208 µm, de modo a remover o material orgânico e outras impurezas. Os *underflows* dos

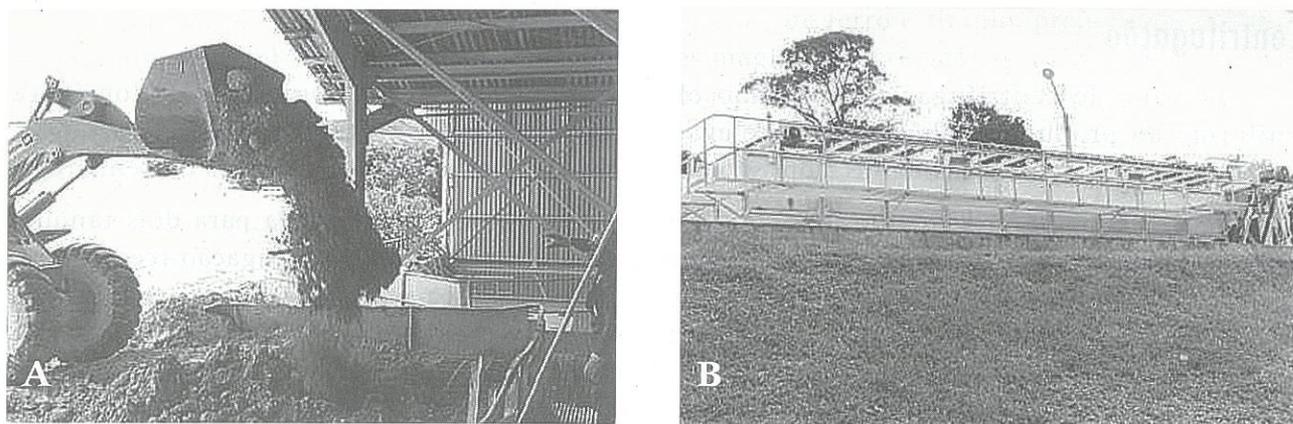


Figura 5: (A) Alimentação da usina de beneficiamento. (B) Caixa de areia.

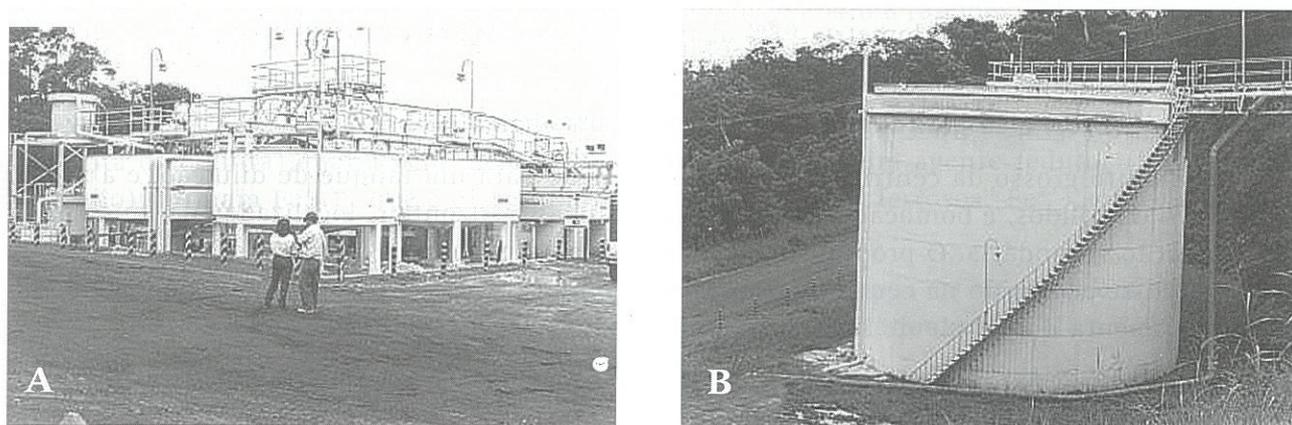


Figura 6: (A) Conjunto de hidroclassificadores primários. (B) Tanque M1.

hidroclassificadores primários alimentam os secundários. Nesse estágio, os *overflows* obtidos com 21 a 24% de sólidos seguem para a separação em peneiras com aberturas de 208  $\mu\text{m}$ . Os *underflows* obtidos na etapa secundária são diluídos para 40% de sólidos e a seguir bombeados para a caixa de areia, cujo *overflow* retorna ao hidroclassificador secundário. A fração grossa (areia mais caulim não disperso) é encaminhada para as bacias de rejeito. A água dessas bacias retorna à etapa de dispersão.

As frações passantes nas peneiras de 208  $\mu\text{m}$  são constituídas essencialmente de caulinita e seguem por gravidade para um tanque, chamado de M1 (Figura 6B), com capacidade de 2.000  $\text{m}^3$ , onde são monitoradas as concentrações de sólidos (35,5%), granulometria ( $85\% < 2 \mu\text{m}$ ) e pH (6,6-6,8) da polpa. A seguir, procede-se ao transporte da polpa por gravidade através do mineroduto à etapa de centrifugação na segunda unidade de beneficiamento, localizada à margem direita do Rio Jari, em Munguba, PA.

A etapa de dispersão e desareamento proporciona uma recuperação, em massa de caulim, em torno de 88%.

## Centrifugação

A etapa de centrifugação tem como objetivo prover uma distribuição granulométrica uniforme ao produto final. Devido às elevadas forças centrífugas geradas (1.900-2.000 G), partículas com tamanho acima de  $2 \mu\text{m}$  são encaminhadas para a zona de grossos da centrífuga.

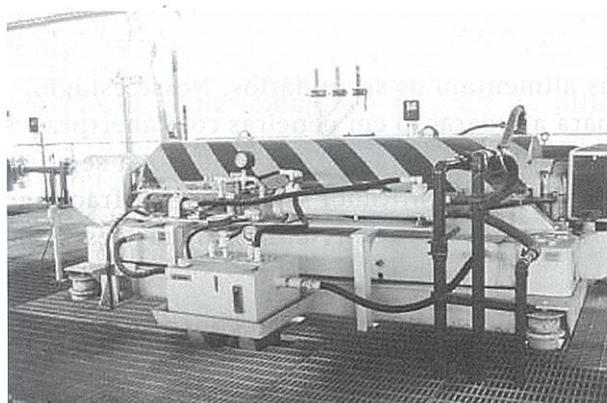
Assim, a polpa proveniente da etapa de desareamento é encaminhada para dois tanques (T0 e T1), com capacidade de  $2.000 \text{ m}^3$ , que alimentam a unidade de centrifugação (centrífugas tipo *Bowl*) da usina. Antes de alimentar as centrífugas, a polpa passa por filtros, com tela de abertura de 0,8 mm. Esse procedimento tem como objetivo remover matéria orgânica e outros resíduos que porventura tenham sido incorporados ao processo durante o transporte através do mineroduto e etapas anteriores ao processamento.

A unidade de centrifugação da usina divide-se em primária e secundária, com recuperação em massa do caulim da ordem de 75%. Na centrifugação primária, a polpa de caulim é encaminhada para nove centrífugas horizontais (Figura 7), de modo a se obter dois produtos:

- a) os finos, com granulometria 98% abaixo de  $2 \mu\text{m}$ , alvura ISO de 85% e percentagem de sólidos de 29 a 31%;
- b) os grossos, com granulometria entre 60 e 70% abaixo de  $2 \mu\text{m}$ .

O produto grosso da centrifugação primária segue para um tanque de diluição, e a polpa, com 35,5% de sólidos, é bombeada para duas centrífugas horizontais, localizadas na unidade de centrifugação secundária. O produto fino obtido nessa etapa, com 98% das partículas abaixo de  $2 \mu\text{m}$ , junta-se ao obtido na centrifugação primária num tanque (T2), com capacidade de  $2.000 \text{ m}^3$ , que alimenta a unidade de separação magnética.

O produto grosso das etapas de centrifugação primária e secundária constitui o rejeito final, bombeado à bacia de sedimentação.



**Figura 7 - Detalhes da centrífuga horizontal tipo *Bowl*.**

## Separação magnética

Antes de alimentar os separadores magnéticos, a polpa obtida na etapa de centrifugação alimenta um conjunto de peneiras vibratórias circulares com telas de abertura de  $44 \mu\text{m}$ , de modo a remover as partículas acima dessa granulometria. A fração fina ( $<44 \mu\text{m}$ ) alimenta a separação magnética.

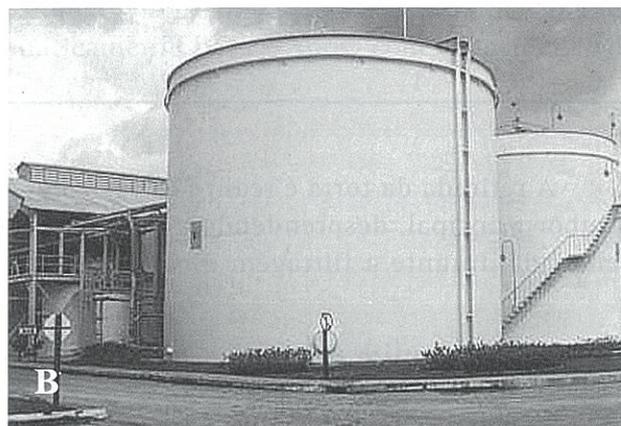
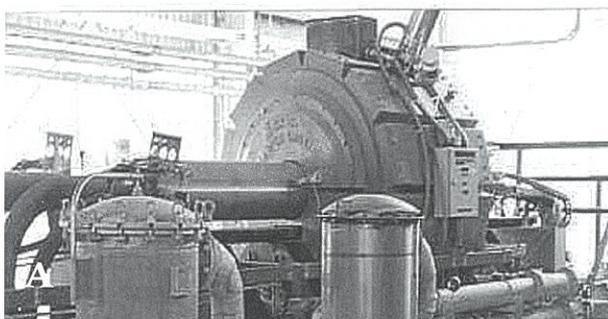
A separação magnética visa à remoção de minerais de ferro e titânio, prejudiciais à alvura do produto. Para tal são utilizados dois separadores magnéticos criogênicos (Figura 8A), capazes de gerar campos magnéticos de 5,0 T. Esses separadores operam em regime descontínuo, com tempo de residência de 60 s. Para remoção da fração magnética retida nas lâs de aço do separador, é necessária a utilização de água de lavagem, a uma taxa de 160 m<sup>3</sup>/h.

O rejeito (produto magnético), que representa 3% em massa dessa etapa, constitui o rejeito final, depositado na bacia de sedimentação. O produto não magnético segue para a unidade de alveamento, onde aumenta sua alvura ISO em 0,8% comparada com a alimentação dessa etapa.

## Alveamento químico e floculação

O alveamento químico ou branqueamento tem como objetivo a solubilização dos minerais de ferro que não foram removidos na etapa anterior do processo. Dessa forma, a polpa de caulim com 27 a 29% de sólidos é bombeada para dois tanques pulmão, A0 e A1 (Figura 8B), com capacidade de 2.000 m<sup>3</sup> cada. A seguir, a polpa é transferida para 8 tanques (B1 a B8), adicionado sulfato de alumínio e hidrossulfito de sódio, obtendo-se uma polpa com pH 5,0. Nesses tanques a polpa permanece por um período de 3 horas, tempo necessário à obtenção do melhor desempenho no processo de alveamento. Assim, os óxidos de ferro presentes na polpa (hematita, limonita e goethita), quando em meio ácido e na presença de um agente redutor (hidrossulfito de sódio), formam FeSO<sub>4</sub>, que é dissociado, resultando em íons ferrosos (Fe<sup>2+</sup>) solúveis no meio aquoso.

A etapa de alveamento químico proporciona ao caulim, após a filtragem, um aumento de 2 a 5% de alvura ISO. O caulim alveado segue então para três tanques (C0, C1 e C2), onde será floculado mediante adição de sulfato de alumínio.



**Figura 8: (A) Separador magnético criogênico tipo Carpcco. (B) Tanques A1 e A2 para armazenagem da fração não magnética**

## Filtragem

A polpa de caulim floculado, contendo cerca de 27% de sólidos, é filtrada para eliminar a solução de contaminantes solubilizados no alveamento, bem como para a formação de torta com cerca de 66% de sólidos. Dependendo da linha de produção, pode ser realizada em filtros prensa ou em filtros de tambor a vácuo (Figuras 9A e 9B, respectivamente).

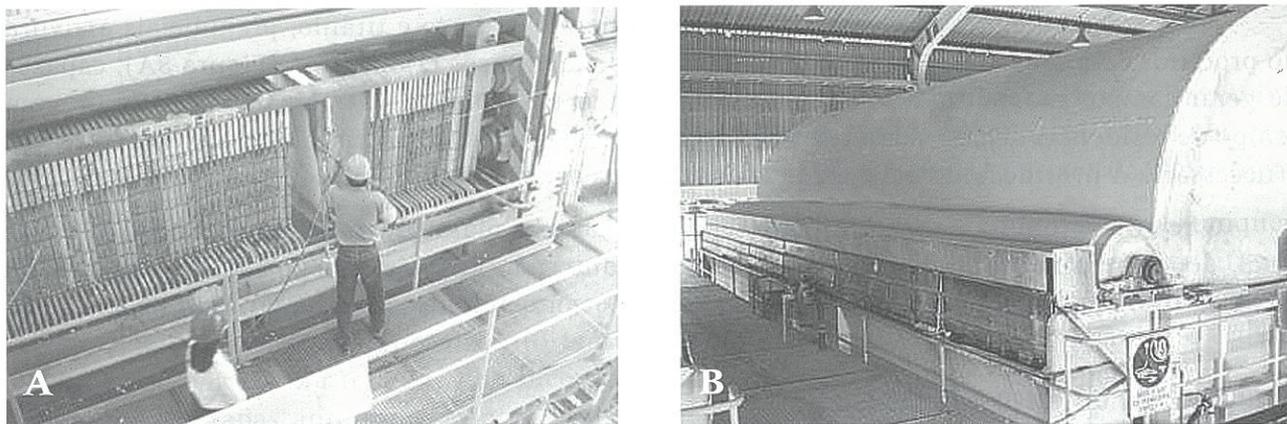


Figura 9: (A) Filtro-prensa de 167 placas. (B) Filtro de tambor a vácuo

Na produção do caulim *lump* são utilizados 19 filtros-prensa, divididos em 3 setores. A Tabela 1 apresenta a quantidade de filtros-prensa em cada setor. O filtrado obtido durante o processo é descartado para as bacias de sedimentação. As tortas recuperadas com 34% de umidade seguem para um desagregador/homogeneizador que provoca a quebra das mesmas, que a seguir são extrudadas (“macarroneira”) e secadas em secador de esteiras.

Tabela 1- Características dos filtros prensa de cada setor de filtragem da linha *lump*.

Setor	Número de filtros	Número de placas de cada filtro	Produção do setor (t/h)	Tempo de operação (min)
A	12	100	15	60
B	6	135	15	60
C	1	167	20	40

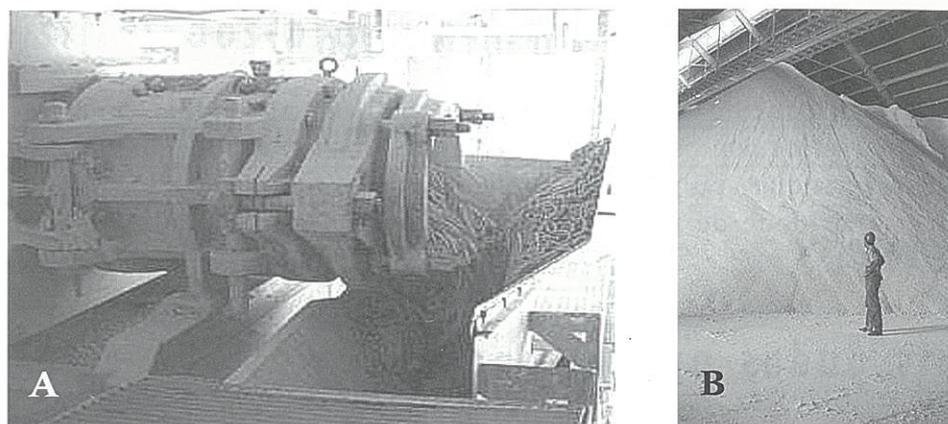
A retirada da torta é realizada por meio de um rolo menor que gira em sentido contrário ao tambor principal, desprendendo a torta da tela. Da mesma forma que nos filtros-prensa, a água removida durante a filtragem é bombeada para as bacias de sedimentação.

### Secagem do caulim *lump*

Após passar pelo homogeneizador, o caulim que é enviado para a linha de produção de *lump* segue para três extrusoras (Figura 10A), cujo objetivo é transformar as tortas produzidas no filtro-prensa em bastonetes cilíndricos, de forma a aumentar a superfície de contato com o ar quente na etapa de secagem.

O caulim extrudado é aquecido a 280°C em três secadores de esteira, de modo a gerar um produto final com 6% de umidade.

O produto final é transportado até o galpão de estocagem (Figura 10B), com capacidade de armazenagem equivalente a 45.000 t.



**Figura 10: (A) Extrusora. (B) Pilha de estocagem de caulim lump**

### Secagem no *spray dryer*

A torta extraída dos filtros de tambor é redispersa para 58% de sólidos, em um tanque com agitação, mediante adição dos dispersantes poliacrilato e carbonato, ambos de sódio. A polpa segue para um evaporador contínuo, que eleva a concentração de sólidos para 68%, por meio do contato com vapor d'água aquecido a 65°C.

Após o processo de evaporação, a polpa segue para dois tanques de 1.000 m<sup>3</sup> (S1 e S2). Em seguida, alimenta uma peneira com abertura de 44 µm, de modo a remover resíduos orgânicos. A fração passante nessa peneira é armazenada em um tanque de 10 m<sup>3</sup>, responsável pela alimentação do *spray dryer*.

No *spray dryer* (Figura 11), a polpa é espirrada dentro de um recinto aquecido à temperatura de 300°C; o líquido evapora imediatamente, deixando as partículas soltas e com uma umidade final de 6%. O produto seco é transportado pneumaticamente para 4 silos, com capacidade de 6.000 t cada.



**Figura 11: Vista panorâmica do sistema *spray dryer***

## Controle de qualidade do processo

É realizado com o auxílio de amostradores automáticos. Além disso, amostras são coletadas manualmente em diversos pontos do processo, (lavra, mineroduto, tanques T1, T2, A1, A2, B1 a B8, filtro-prensa e tanques pulmões do *spray dryer*) e submetidas a ensaios físicos (análise granulométrica, densidade de polpa, umidade e *yellowness*). Desde 1994, a empresa possui certificação ISO 9002.

## Principais dados operacionais

A CADAM realiza o escoamento da produção por meio de navios, utilizando o seu próprio porto, localizado junto à fábrica, na margem do Rio Jari. O porto permite a operação com navios de até 35.000 t (Figura 12).

O consumo de água da usina de beneficiamento é de 10.800 m<sup>3</sup>/h, correspondendo a 2,75 m<sup>3</sup>/t do caulim bruto alimentado na usina.



Figura 12: Porto da CADAM, com capacidade de receber navios de até 35.000 t

## Balanco de massa da usina

Etapa	Recuperação em Massa (%)
Dispersão / Desareamento	85-90%
Centrifugação	80%
Separação Magnética	95-97%
Alvejamento / Floculação	100,0%
Filtragem / Secagem	92-97%
Recuperação Total	60-68%

## Características dos produtos finais da usina

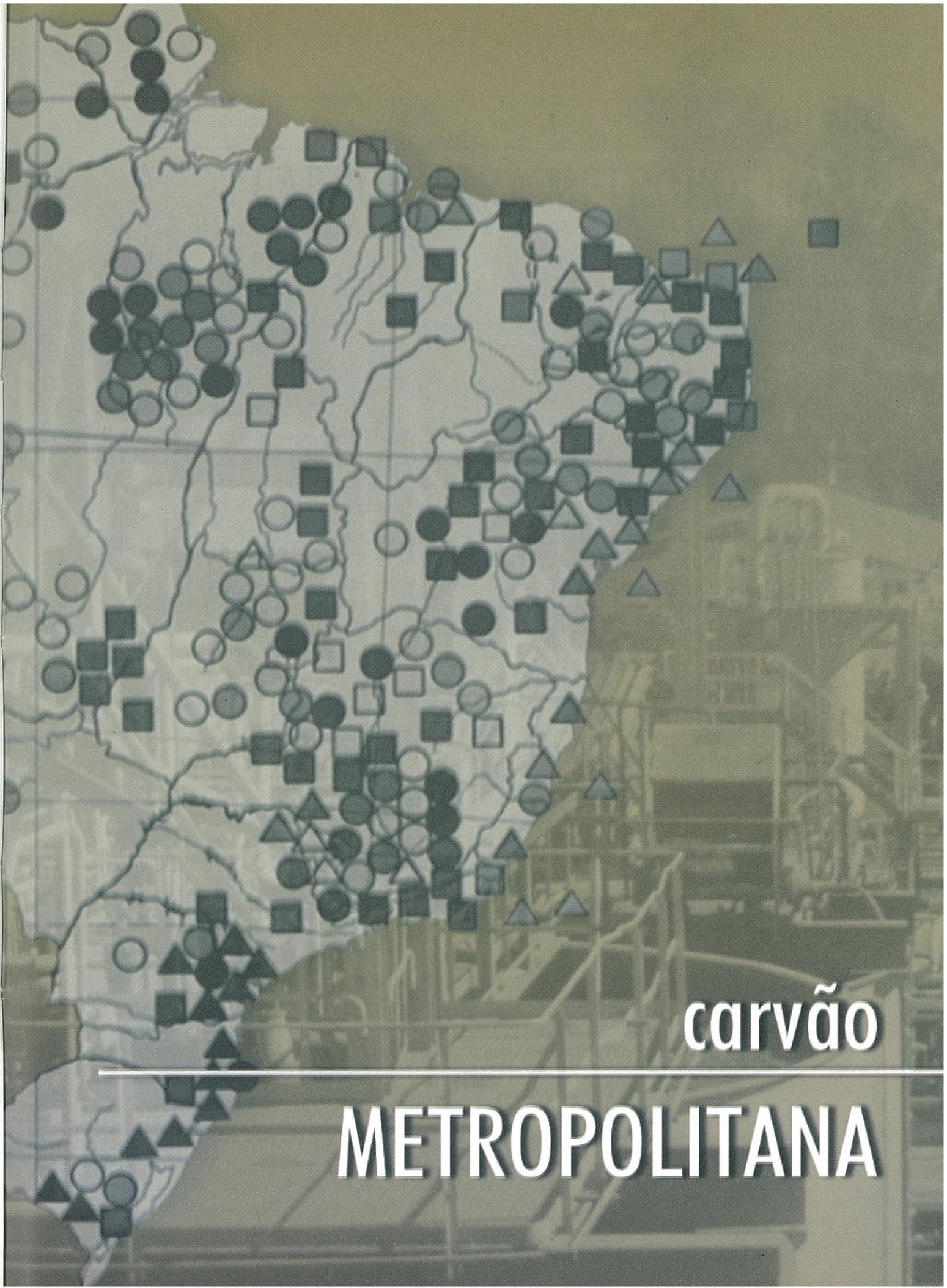
Parâmetros	A88L	A88SD	A90L	A90SD
Alvura ISO (%)	86,3-87,7	86,3-87,3	87,9-88,9	87,9-88,9
Resíduo 325#	<150 ppm	< 50 ppm	< 150 ppm	< 50 ppm
Umidade (%)	5	7	5	7
pH a 20% de sólidos	4,5-5,5	7,0-8,0	4,5 -5,5	7,0-8,0 máx.
<i>Yellownes</i>	6,6 máx.	6,6 máx.	5,8 máx.	5,8 máx.
Viscosidade (mpa)				
10 rpm	600 máx.	600 máx.	600 máx.	600 máx.
100 rpm	200 máx.	200 máx.	200 máx.	200 máx.
1100 rpm	1,5 máx.	1,5 máx.	1,5 máx.	1,5 máx.

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de minério de caulim de CADAM.**

<b>Código:</b> AP01 e AP 02	Equipamento: Alimentador de Placas
<b>Fabricante:</b> FAÇO;	<b>Velocidade de rotação:</b> rpm; <b>Potência Instalada:</b> 15 cv; <b>Quantidade:</b> 2; <b>hora/dia:</b>
<b>Código:</b> MI 01, 02, 03, 04 e 05	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> LIGHTNIN;	<b>Potência:</b> 15 cv; <b>Quantidade:</b> 5;
<b>Código:</b> HSP 01 a 07	Equipamento: Hidrosseparador primário
<b>Fabricante:</b> MINIGHTECH;	<b>Quantidade:</b> 7;
<b>Código:</b> HSS 01	Equipamento: Hidrosseparador secundário
<b>Fabricante:</b> MINIGHTECH;	<b>Quantidade:</b> 1;
<b>Código:</b> PV 01	Equipamento: Peneira Vibratória
<b>Tipo:</b>	Vibratória Horizontal; <b>Quantidade:</b> 2
<b>Código:</b> PV 01	Equipamento: Peneira Vibratória
<b>Tipo:</b>	Circular; <b>Quantidade:</b> 6
<b>Código:</b> M 1	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> LIGHTNIN;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 16,5 rpm; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Potência Instalada:</b> 10 CV ; <b>Potência consumida:</b> 3,76 CV
<b>Código:</b> T 0	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> SEMCO ;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 16,0 rpm; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Potência Instalada:</b> 12,5 CV ; <b>Potência consumida:</b> 8,56 CV
<b>Código:</b> T 1	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> LIGHTNIN;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 16,5 rpm; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Potência Instalada:</b> 10 CV ; <b>Potência consumida:</b> 3,76 CV
<b>Código:</b> CH 01 a 09	Equipamento: Centrífuga Horizontal
<b>Fabricante:</b> KHD	<b>Capacidade:</b> 55-60 m <sup>3</sup> /h; <b>Força Centrífuga:</b> 1900-2000 G; <b>Quantidade:</b> 9; <b>Código:</b> CH 10 a 11
	Equipamento: Centrífuga Horizontal
<b>Fabricante:</b> BIRD;	<b>Capacidade:</b> 38 m <sup>3</sup> /h; <b>Força Centrífuga:</b> 1900-2000 G; <b>Quantidade:</b> 2;
<b>Código:</b> T 2	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> LIGHTNIN;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 16,5 rpm; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Potência Instalada:</b> 10 CV; <b>Potência consumida:</b> 3,76 CV
<b>Código:</b> PV 02	Equipamento: Peneira Vibratória
<b>Tipo:</b>	Vibratória Horizontal; <b>Quantidade:</b> 2
<b>Código:</b> SM 01	Equipamento: Separador Magnético
<b>Tipo:</b>	Criogênico; <b>Fabricante:</b> CARPCO; <b>Campo Magnético:</b> 5,0 T; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Potência Instalada:</b> 10 CV; <b>Potência consumida:</b> 3,76 CV; <b>Consumo de energia:</b> 50 kWh; <b>Quantidade:</b> 2
<b>Código:</b> A 0 e A 1	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> DARMA;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 14,5 rpm; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Potência Instalada:</b> 30 CV; <b>Potência consumida:</b> 14,41 CV
<b>Código:</b> C0, C1 e C2	Equipamento: Misturador
<b>Fabricante:</b> SEMCO;	<b>Dimensões:</b> $\phi$ 15,2 m x h 12,2 m; <b>Capacidade:</b> 2000 m <sup>3</sup> ; <b>Velocidade periférica:</b> 16,0 rpm; <b>Quantidade:</b> 8; <b>Potência Instalada:</b> 12,5 CV; <b>Potência consumida:</b> 8,42 CV
<b>Código:</b> FP 01	Equipamento: Filtro Prensa
<b>Nº de placas</b>	135; <b>Pressão de aliment.:</b> 16 kgf/m <sup>2</sup> ; <b>Quantidade:</b> 6;
<b>Código:</b>	FP 01 Equipamento: Filtro Prensa
<b>Nº de placas</b>	167; <b>Pressão de aliment.:</b> 60 kgf/cm <sup>2</sup> ; <b>Quantidade:</b> 1;

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de minério de caulim da CADAM.**

<b>Código:</b>	<b>S1</b>	<b>Equipamento:</b>	<b>Misturador</b>
<b>Fabricante:</b>	DARMA;	<b>Dimensões:</b>	φ 12,2 m x h 9,75 m; Capacidade: 1000 m <sup>3</sup> ;
<b>Velocidade periférica:</b>	18,8 rpm;	<b>Quantidade:</b>	1; <b>P o t ê n c i a</b>
<b>Instalada:</b>	25 CV ;	<b>Potência consumida:</b>	14,8 CV
<b>Código:</b>	<b>S2</b>	<b>Equipamento:</b>	<b>Misturador</b>
<b>Fabricante:</b>	SEMCO;	<b>Dimensões:</b>	φ 12,2 m x h 9,75 m; Capacidade: 1000 m <sup>3</sup> ;
<b>Velocidade periférica:</b>	21,0 rpm;	<b>Quantidade:</b>	1; <b>P o t ê n c i a</b>
<b>Instalada:</b>	12,5 CV ;	<b>Potência consumida:</b>	8,28 CV
<b>Código:</b>		<b>Equipamento:</b>	<b>Misturador</b>
<b>Fabricante:</b>	DARMA;	<b>Dimensões:</b>	φ 9,14 m x h 9,14 m; Capacidade: 600 m <sup>3</sup> ;
<b>Velocidade periférica:</b>	20,9 rpm;	<b>Quantidade:</b>	1; <b>P o t ê n c i a</b>
<b>Instalada:</b>	7,5 CV;	<b>Potência consumida:</b>	7,2 CV
<b>Código:</b>		<b>Equipamento:</b>	<b>Spray Drier</b>
<b>Quantidade:</b>	1;	<b>Potência Instalada:</b>	7,5 CV ;
<b>Potência consumida:</b>	7,2 CV;	<b>Temperatura de Secagem:</b>	300°C;



carvão

---

# METROPOLITANA

## CARBONÍFERA METROPOLITANA

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Walter Rubens Hildebrand<sup>1</sup>  
André Taboada Escobar<sup>2</sup>

■ *As principais reservas de carvão mineral do Brasil são predominantemente do tipo energético e totalizam 23,5 bilhões de toneladas, das quais 88% estão no Rio Grande do Sul, 11% em Santa Catarina e 1% no Paraná. As reservas brasileiras correspondem a cerca de 0,1% das reservas mundiais.*

*Até o início da década de 90, o estado de Santa Catarina produzia carvão metalúrgico, destinado às siderúrgicas brasileiras. Com a extinção da reserva de mercado, as siderúrgicas passaram a consumir apenas carvão metalúrgico importado, de qualidade bem superior ao produzido no país e preço muito menor. Desde então, os produtores nacionais passaram a produzir carvão quase que exclusivamente para fins energéticos, com pequena produção (70 a 100 t/ano) de carvão metalúrgico.*

*O consumo total de carvão do Brasil, em 2000, foi de 16,4 milhões de toneladas. Desse total, 66% correspondem ao carvão metalúrgico importado, destinado à siderurgia, a um custo de US\$ 618,5 milhões. Com relação ao carvão energético, cerca de 80% destinam-se ao abastecimento das usinas termelétricas e o restante ao consumo industrial, principalmente nos setores petroquímico, cimento, papel e celulose, entre outros. A energia termelétrica produzida a partir do carvão representa 1,5 % da matriz energética brasileira.*

### Carvão em Santa Catarina

As principais jazidas e minas de carvão do estado de Santa Catarina encontram-se na região sudeste do estado, nos municípios de Criciúma, Içara, Siderópolis, Treviso, Urussanga e Lauro Müller.

O carvão da região ocorre em sedimentos da Bacia do Paraná, pertencentes ao Grupo Tubarão. Esse grupo subdivide-se nas Formações Rio Bonito, na base e Palermo, no topo. Os principais depósitos, jazidas e minas ocorrem na Formação Rio Bonito. Essa é constituída de arenitos cinza claro a esbranquiçados, siltitos, folhelhos e camadas de carvão. As camadas mais relevantes são:

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Engenheiro, CARBONÍFERA METROPOLITANA

são: Barro Branco, Irapuá e Bonito, das quais, pela importância econômica, a principal é a Camada Barro Branco (tanto pelo porte das reservas quanto pela qualidade superior do carvão), seguida pela Camada Bonito, de alto potencial para o fornecimento de carvão energético em projetos integrados de minas e termelétricas.

Existem na região várias minas em atividade, sendo a mina Esperança, pertencente à empresa Carbonífera Metropolitana S.A., uma das principais.

## Mina Esperança

A mina está localizada nas proximidades do povoado de Forquilha, município de Treviso, SC, distante 260 km de Florianópolis. A mina iniciou suas operações em 1984, produzindo, basicamente, carvão metalúrgico para abastecimento das usinas siderúrgicas do país. Com a abertura do mercado, desde o início da década de noventa, a mina Esperança passou a produzir somente carvão energético e toda a produção é consumida pela usina termelétrica Jorge Lacerda, situada a 100 km de distância da Mina Esperança

A Camada Barro Branco tem, na área da mina, em média, 2 m de espessura e recebe a denominação de camada total (CT). A camada tem um conteúdo de carvão (CC) de cerca de 1 m, apresenta distribuição contínua, não é dobrada e tem mergulho em torno de 1° SW.

As pesquisas geológicas são realizadas através de mapeamento geológico de superfície e interpretação fotogeológica com ênfase no mapeamento dos sistemas de falhas e diques de diabásio, que são utilizados como base para a definição dos blocos a serem pesquisados por sondagem e, posteriormente, lavrados. As sondagens são executadas em dois níveis:

- a) a primeira, vertical e de superfície, objetivando a definição das reservas geológicas, executadas até atingir a camada no nível de 250 m de profundidade (em relação à superfície), com o espaçamento dos furos variando entre 200 e 500 m de acordo com o detalhamento da estrutura e da definição dos blocos;
- b) a segunda, horizontal e no subsolo, no nível da camada de carvão, para melhor conhecimento estrutural, alcançando até 450 m de comprimento.

As reservas são calculadas com base nas informações das sondagens. Entre outros são considerados os seguintes parâmetros: áreas de influência do furo; conteúdo de carvão e espessura da camada total, densidade, capacidade calorífica, teores de cinza, enxofre, matérias voláteis e umidade.

## Lavra

A mina é subterrânea, totalmente mecanizada, e utiliza o sistema de câmaras e pilares (*room and pillar*), variante por blocos. Os pilares são de seções quadradas e, dependendo das cargas nos tetos, têm lados com 10 ou 18 m. As câmaras são constituídas por galerias longitudinais e transversais, com largura constante de 6,0 m. O acesso à camada mineralizada está na cota de 200 m e é feito por um plano inclinado com 12 m<sup>2</sup> de seção e 400 m de extensão. A distância desde a superfície até as frentes de lavra é de 4,5 km. Um conjunto de dois ventiladores, com 5.000 m<sup>3</sup>/h cada, proporciona a ventilação da mina.

A mina foi planejada para operar em quatro turnos de 6 h/dia e está equipada com cinco conjuntos mecanizados. O método de lavra estabelece para cada conjunto de lavra, a abertura simultânea de nove frentes em paralelo, onde o ciclo de operações se completa a cada meia hora perfazendo doze ciclos em cada turno de 6 h, cujas atividades envolvem:

- a) fixação de parafusos de teto (cavilhamento) nas câmaras onde o minério foi removido;
- b) corte do carvão, executado com uma cortadeira com lança de 3,0 m;
- c) perfuração para detonação, em número de doze furos por frente, horizontais, na camada total (CT) com 2,80 m de avanço;
- d) carregamento dos furos com carga de explosivos (3,8 kg de explosivo/frente);
- e) espera de 10 min após o desmonte do minério, para eliminação dos gases e poeiras;
- f) remoção e carregamento do minério realizado simultaneamente em duas frentes, através da utilização de duas unidades de carregadores sobre esteiras *loader* com capacidade de carregamento de 200 t/h;
- g) transporte do minério por meio de três unidades de carros transportadores com capacidade de 18 t.

Os carros transportadores (*shuttle car*), com capacidade de 4,5 m<sup>3</sup>, descarregam o carvão num alimentador, localizado próximo às frentes de lavra, abastecendo um transportador de correia com capacidade de 600 t/h. Este conduz o minério até a usina de beneficiamento na superfície, próximo à boca da mina. O conjunto é alimentado por uma subestação localizada na mina, próxima ao alimentador e às frentes de lavra, com capacidade de 15 MVA/6.600/480V.

O método de lavra permite recuperação no painel de 50% do carvão. A recuperação total na lavra situa-se em torno de 40%, descontadas as perdas associadas às estruturas geológicas representadas pelas zonas de falhas e diques de diabásio, entre outras.

O conjunto tem capacidade para produção de 2 milhões de toneladas por ano de minério ROM; todavia, por força do mercado, está produzindo apenas 1,2 milhões de toneladas por ano de carvão bruto, o que representa algo em torno de 480.000 t/ano de carvão energético (CE4.500), com 44% cinza, 2,2% S, 6% umidade, 22% MV (materiais voláteis).

Com a produção atual de 1,2 milhões de toneladas por ano de minério ROM, considerando o nível de 250 m como limite econômico da lavra, a mina tem prevista uma vida útil de 15 anos.

A mina conta com as seguintes facilidades em serviços: rebobinagem de motores, fábrica de resina para escoramento de teto, fábricas de parafusos de teto, roletes e estruturas para transportadores de correia e oficina equipada para a fabricação e reforma de equipamentos de lavra e beneficiamento.

## Beneficiamento

O beneficiamento do carvão na mina Esperança é constituído dos seguintes sistemas integrados: circuito de britagem; beneficiamento do minério grosso em jig; beneficiamento do minério fino em hidrociclones, espirais concentradoras e sistemas auxiliares. O fluxograma da Figura 1 descreve o circuito de beneficiamento de carvão da Mina Esperança.

## Circuito de britagem

O carvão bruto produzido na mina Esperança é retomado da pilha pulmão através de um alimentador de arraste instalado num túnel de concreto sob essa pilha. Daí é transferido para um transportador de correia que está equipado com um detector e um extrator de metais, a fim de evitar a passagem de materiais metálicos para os britadores. O transportador de correia eleva todo material para uma grelha vibratória GR-01, e a fração com granulometria acima de 150 mm, retida na grelha, segue para uma correia larga e lenta onde é feita uma catação manual, para remoção do material constituído por blocos contendo veios de carvão. O material removido na catação manual junta-se à fração passante na grelha GR-01 e segue para a separação granulométrica numa peneira de duplo deque PV-01 equipada com telas de 76,2 e 25,4 mm. A fração acima de 76 mm segue para o britador primário de duplo-rola, BR-01, cujo produto com granulometria abaixo de 50 mm junta-se à fração intermediária (-76,2 +25,4 mm) da peneira PV-01, e segue para o britador secundário de duplo-rola, BR-02. O produto desse britador, com granulometria abaixo de 32 mm, junta-se à fração abaixo de 25 mm, passante no segundo deque da PV-01, e é transferido por um transportador de correias até o circuito de jigagem, onde efetivamente se inicia a concentração.

## Circuito de beneficiamento do carvão grosso em jigue

A concentração é realizada num jigue tipo OS-24D3 da Kopex/ICON, JG-30, onde a granulometria do material na alimentação está abaixo de 32 mm, podendo conter no máximo 10% acima de 25 mm para um bom desempenho do equipamento. No processo de jigagem, o fluído constitui o carvão energético (CE) e são obtidos três rejeitos; um rejeito piritoso com

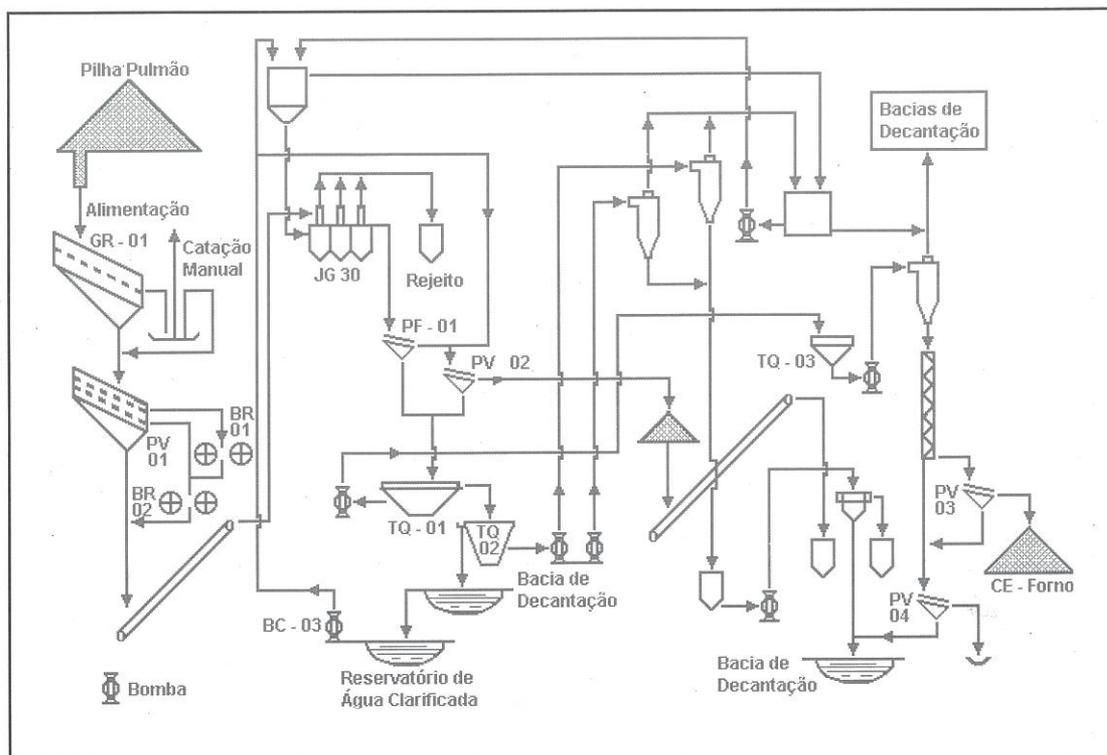


Figura 1: Fluxograma de beneficiamento de carvão da CARBONÍFERA METROPOLITANA

7,0 a 10% de enxofre; um rejeito argiloso e um rejeito xistoso. Esses rejeitos são descartados do circuito e o carvão energético segue para a etapa de desaguamento, inicialmente, nas peneiras fixas, PF-01 e, finalmente, nas peneiras vibratórias PV-02, equipadas com tela de 0,6 mm de abertura. A fração retida segue para a pilha de carvão energético, com granulometria -32 mm e + 0,6 mm e umidade de 15%. A fração fina, abaixo de 0,6 mm, segue para o tanque TQ-01, onde se inicia o processamento de finos.

## Circuito de beneficiamento do minério fino

O material fino mais pesado é transferido por bombeamento para o tanque TQ-03 e daí para uma bateria de seis hidrociclones ( $\phi$  350 mm), cujo *overflow* é descartado como rejeito final. A fração grossa, acima de 74  $\mu$ m, segue para as espirais de *Humphrey*, onde se obtém carvão energético fino, conforme apresentado no fluxograma da Figura 1.

A parte da polpa contendo os finos mais leves do tanque TQ-01 é transferida para o tanque TQ-02, sendo bombeada para três baterias de seis hidrociclones ( $\phi$  350 mm), cujo *overflow* retorna como água de recirculação do processo de jigagem. O *underflow*, fração abaixo de 74  $\mu$ m, é bombeado para o sistema de desaguamento em peneiras circulares, com malha de 0,15 mm, onde se obtém carvão energético fino.

## Unidade de secagem e moagem de carvão

No processamento de carvão para fins termelétricos obtém-se uma fração com granulometria abaixo de 0,6 mm. No entanto, apenas 10% do carvão utilizado nas usinas termelétricas tem sua composição em peso abaixo dessa granulometria. Os 90% restantes e abaixo de 0,6 mm, a Carbonífera Metropolitana comercializa com as indústrias de cerâmica vermelha. Para tanto, o carvão com granulometria abaixo de 0,6 mm deve sofrer um processo de secagem e moagem a uma granulometria abaixo de 74  $\mu$ m. O carvão, assim moído, é adicionado à composição da massa cerâmica na proporção em peso da ordem de 5%. Esse procedimento proporciona uma redução de 10 a 20 horas no tempo de queima da cerâmica vermelha, correspondendo a uma economia de combustível (lenha) de 20 a 30%, além de melhorar a estrutura interna do azulejo.

O circuito consiste nas operações de secagem do carvão em forno rotativo seguida da moagem em moinho tipo *Raymond*, conforme mostrado no fluxograma da Figura 2.

Inicialmente, o carvão, com umidade entre 10 e 12%, alimenta (5 kg/t) o forno rotativo onde se obtém um produto final com 1% de umidade, adequado ao processo de moagem em moinho *Raymond*. A secagem é realizada em secador rotativo com fluxos em concorrentes, utilizando gás liquefeito de petróleo (GLP) como combustível. Os gases resultantes da queima do GLP são misturados a uma corrente de ar frio, a fim de se alcançar a temperatura adequada de secagem, o que evita a combustão espontânea da massa de carvão. Dessa forma, a temperatura de secagem no interior do forno é de 200°C.

Após a secagem, um sistema de transporte pneumático conduz o carvão até o silo de alimentação intermediária do moinho. Esse tipo de transporte utiliza uma corrente de ar frio, que, além de arrastar as partículas secas de carvão, também proporciona o resfriamento de toda a massa de carvão.

A unidade de moagem consiste de um moinho *Raymond* provido de classificador dinâmico de partículas, ventilador para circulação de gases e retirada do carvão moído da câmara de

moagem, ciclone pneumático para abatimento das partículas mais grossas, filtro de mangas para abatimento das partículas ultrafinas. Após a secagem, em secador com 18 m de comprimento, o carvão é acondicionado em sacos de 32 kg para expedição.

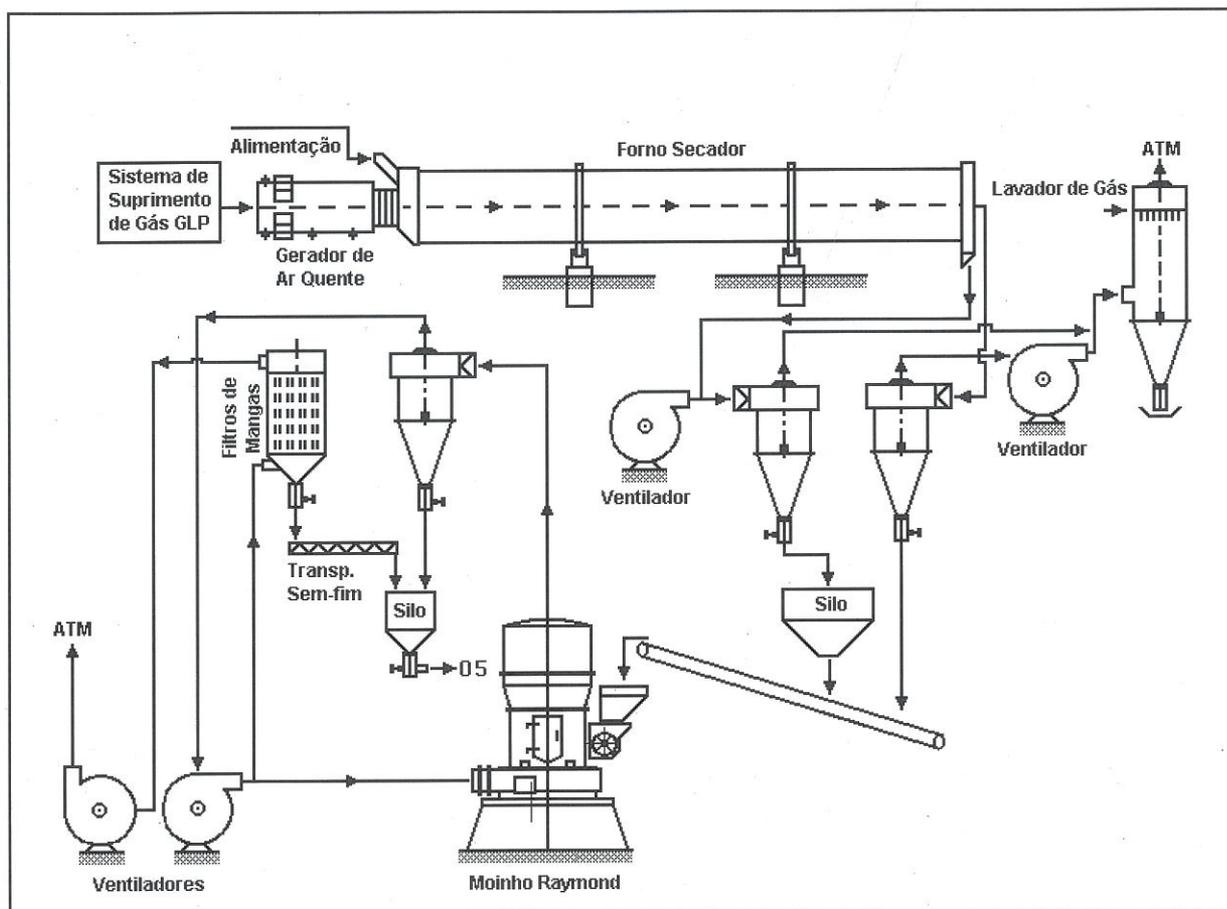


Figura 2: Fluxograma da unidade de moagem e secagem de carvão da CARBONÍFERA METROPOLITANA

## Sistemas auxiliares

Os sistemas auxiliares da usina agregados ao processamento dos finos compreendem: o desaguamento do concentrado das espirais classificadoras; o desaguamento do *underflow* das baterias de hidrociclones 1, 2 e 3 e o abastecimento de água nova.

O desaguamento do concentrado é realizado em duas peneiras vibratórias PV-03 com malha de 0,25 mm, produzindo um CE 4.500, que alimenta o transportador de correia e abastece uma pilha pulmão na superfície. O passante nessas peneiras é enviado à peneira vibratória PV-04, cuja fração retida é descarregada no transportador de rejeito grosso do jigge cujo passante é conduzido para a bacia de decantação.

A fração passante nas três baterias de hidrociclones é desaguada numa bateria de peneiras circulares desaguadoras. O retido nessas peneiras, CE 4.500 fino, é armazenado nos silos, de onde é retomado por caminhões. O passante é enviado às bacias de decantação.

Parte do abastecimento de água nova na usina é proveniente das bacias de decantação. Os efluentes do processo de beneficiamento são dirigidos às bacias de decantação para fazerem a clarificação da água que é reutilizada no processo. Os finos obtidos na decantação são retirados por draga e transportados por caminhões ao depósito de rejeitos. A água clarificada retorna ao processo por bombeamento, através das unidades BC 73.

## Principais dados operacionais

A capacidade nominal de processamento da usina de beneficiamento da mina Esperança é de 650 t/h de carvão ROM.

A usina apresenta uma recuperação em massa de carvão da ordem de 35%, com um concentrado apresentando teores de cinzas de 42 a 44%.

O volume de água utilizado na usina é de 1.300 m<sup>3</sup>/h e corresponde ao consumo de 2,36 m<sup>3</sup>/t de carvão processado. Todo esse volume d'água é resultante das águas de drenagem de subsolo da mina Esperança, águas de pátio e águas drenadas do depósito de rejeitos. A água utilizada no processo é reciclada, após ser clarificada em bacias de decantação.

O consumo de ar no processo de jigagem é da ordem de 7.500 m<sup>3</sup>/h, para uma área de jigagem de 24 m<sup>2</sup>. A Tabela 1 descreve o balanço de massa da usina.

**Tabela 1 – Balanço de massa da usina de beneficiamento de carvão da Mina Esperança.**

Produtos	Peso (%)	Produtos	Peso (%)
Carvão energético grosso (-32 +0,6 mm)	30	Rejeito secundário (R2)	19
Carvão energético fino	5	Rejeito terciário (R3)	8
Rejeito da escolha manual	5	Rejeitos finos	6
Rejeito primário (R1)	27		

## Controle ambiental

O controle do processo é feito por meio de amostragem simultânea em dez pontos do circuito. As amostras coletadas são analisadas em teores de cinzas, enxofre, matérias voláteis, distribuição granulométrica (Quadro 1).

O controle ambiental compõe-se de uma série de ações na operação do projeto com o objetivo de minimizar o impacto ambiental das atividades mineiras, quais sejam a prevenção do ruído, da contaminação do solo, do ar e da água.

O solo é afetado principalmente pelas atividades de superfície. A principal forma de mitigar esse impacto consiste na redução da área ocupada, com o recobrimento e revegetação de todas as áreas que não são utilizadas nas atividades de mineração, beneficiamento e estocagem de rejeitos. Nas barragens de rejeitos iniciam-se o recobrimento e a revegetação, tão logo o perímetro e a cota de projeto sejam atingidos.

**Quadro 1 – Pontos de coleta de amostras para controle de processo.**

<b>Pontos de coleta de amostras</b>	<b>Parâmetros de controle (análises)</b>
Alimentação do jigue ( carvão britado)	Granulometria e densimetria
Rejeitos do jigue (R1; R2; R3)	Densimetria
Concentrado do jigue	Densimetria , cinzas, enxofre, voláteis
<i>Underflow</i> dos hidrociclones	Cinzas, enxofre, voláteis e granulometria
Concentrado das espirais	Cinzas, enxofre e voláteis
Rejeito das espirais	Cinzas, enxofre e voláteis
Descartes para bacias de decantação	Cinzas, enxofre e voláteis
Concentrado retido nas peneiras	Cinzas, enxofre e voláteis

A contaminação do ar é proveniente basicamente da emissão de poeiras decorrente do manuseio de carvão com máquinas pesadas e tráfego de caminhões. Nos dois casos, a suspensão desse particulado é eficientemente controlada pela dispersão de água por meio de um caminhão pipa.

A redução dos efluentes líquidos contribui de forma significativa para minimizar a poluição da água e seu impacto ao meio-ambiente. O procedimento de mitigação inicia-se no planejamento da lavra, de forma a minimizar o acesso da água subterrânea para o interior da mina, uma vez que toda a água migra através das fraturas naturais do terreno. Para mitigar esse efeito, um sistema de bombeamento transfere a água à superfície, evitando o seu contato com a camada de carvão, o que minimiza a dissolução do enxofre e/ou outros contaminantes. O procedimento permite a utilização da água na usina de processamento do carvão e sua posterior reciclagem no processo. O circuito de reciclagem da água consiste numa bacia de decantação de pesados, numa bacia de decantação de leves (decantação primária e decantação secundária) e uma bacia de acumulação de água de processo (água clarificada). A primeira bacia tem capacidade de 12.250 m<sup>3</sup>, ligada em série à outra bacia com capacidade para 86.000 m<sup>3</sup>. O sistema permite o confinamento e sedimentação dos sólidos, seguida da recuperação da água clarificada. Ao final da decantação de leve as águas retornam à bacia de acumulação através de três tubulações de PVC ( $\phi$  350 mm). As perdas decorrentes da evaporação, infiltrações e absorção são compensadas pelas águas pluviais dos pátios, além das águas de drenagem do subsolo.

## Barragem de Rejeitos

Um sistema constituído por um transportador de correia e caminhões basculantes transporta o rejeito desde a usina até a barragem de rejeitos sólidos, a uma distância média de 1.500 m. A barragem de rejeitos está situada em antigas áreas degradadas pela mineração a céu aberto, na década de 70. Esse sistema compõe-se de plataformas de 10 m de espessura, impermeabilizadas por uma camada de argila a cada 5,0 m, obtida no próprio beneficiamento do carvão. Além de melhorar a impermeabilização, o tráfego de caminhões, em dois níveis de cada plataforma, proporciona melhor compactação do material.

Os taludes de cada plataforma são cobertos com terra (camada de 30 cm) e recebem revegetação através do processo de hidrossemeadura. A cobertura e vegetação do depósito de rejeitos têm como objetivo principal o isolamento da massa contaminante das água pluviais.

Para retirada das águas superficiais do depósito foram construídas calhas coletoras sob forma de escadas em alvenaria, que recolhem a água em pontos determinados de cada plataforma para levá-la até o *off set* (base da primeira plataforma da barragem de rejeitos), de onde é conduzida através de dutos à bacia de acumulação, ponto de menor cota de todas as instalações das minas Esperança e Fontanella. Para tal, a base de cada plataforma possui declividade adequada, permitindo que a água de infiltração seja conduzida convenientemente de forma a atingir a bacia de acumulação. Essa água constitui uma parcela da água de recirculação do processo.

## Controle do Impacto Ambiental

Os mecanismos de controle são estabelecidos pelos órgãos de fiscalização da atividade mineral, DNPM e FATMA. A cada ano e por ocasião do Relatório Anual de Lavra e da renovação da licença ambiental, os parâmetros de cada item controlado são confrontados, para análise de sua eficácia em relação aos resultados pretendidos. Os dados coletados ao longo do ano e acompanhados por técnicos especializados servem como subsídio para o aprimoramento das ações ambientais e planejamento das ações futuras.

As fontes geradoras de ruído são bastante localizadas e de baixa intensidade, e são tratadas localmente como prevenção a doenças ocupacionais. A atividade mineira encontra-se afastada de áreas urbanas onde possa interferir no ambiente comunitário.

Finalmente, o complexo Esperança-Fontanella foi planejado segundo o conceito de otimização do uso dos recursos naturais, embora tenha sido idealizado no início da década de 80, quando os órgãos controladores do meio-ambiente ainda não dispunham dos mecanismos legais de controle ambiental, como atualmente. São duas minas, em camadas distintas de carvão, com sistemas de beneficiamento distintos, todavia implantadas no mesmo pátio, ocupando a mesma área operacional, utilizando os mesmos recursos hídricos, a mesma infra-estrutura de deposição de rejeitos, armazenagem, controle e transporte de produtos. Esse quadro possibilita o melhor controle dos efeitos impactantes ao meio ambiente.

## Transporte

O carvão fornecido ao complexo termelétrico da GERASUL é transportado por caminhões até um terminal ferroviário situado a 13 km da unidade de beneficiamento e por via férrea, mais 70 km, até a usina termelétrica Jorge Lacerda. Os demais fornecimentos são realizados por meio de caminhões basculantes.

## Dados operacionais

Taxa de alimentação da usina: 550 t/h de minério ROM.

Capacidade nominal da usina: 650 t/h de minério ROM.

Produção de carvão: 165 t/h de grosso e 28 t/h de fino.

Consumo de água: 2,36 m<sup>3</sup>/t de minério tratado.

Água de recirculação: 69%.

Consumo de revestimento dos britadores e/ou moinho: 2,7 g/t de carvão bruto

Umidade do produto final da secagem: 1,0%

Pesos dos sacos: 32 kg

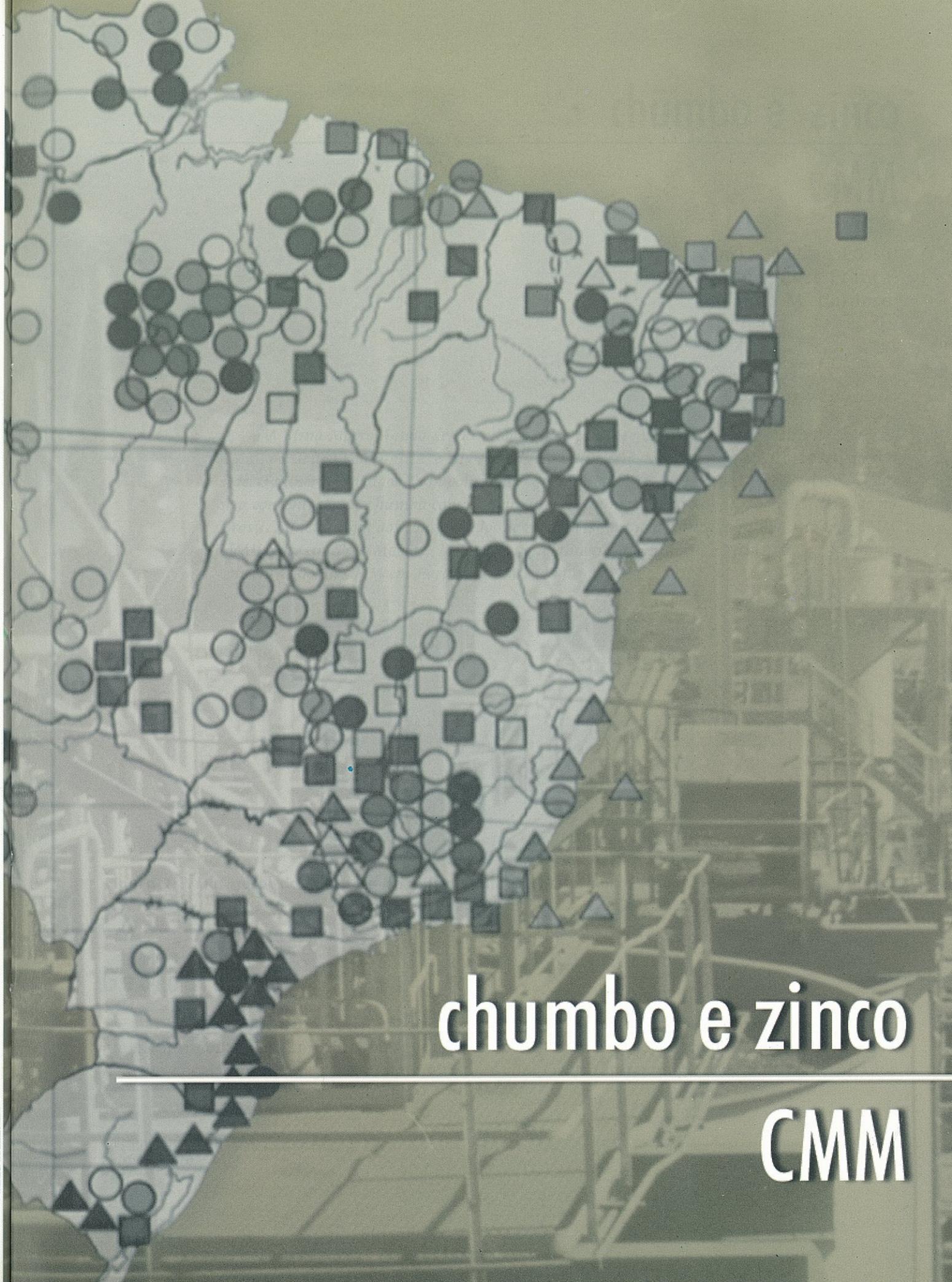
Redução do tempo de queima na indústria de cerâmica vermelha: de 10 a 20 h, correspondendo a uma economia de combustível (lenha) de 20 a 30%.

Proporção de carvão adicionada à massa cerâmica: 5%

## Características tecnológicas dos produtos

<b>Características</b>	<b>CE4.500 Grosso</b>	<b>CE 4.500 Fino</b>
Poder calorífico	4.500 kcal/kg	4.500 kcal/kg
Teor de cinza	43%	43%
Teor de enxofre	2,2%	2,2%
Materiais voláteis	22%	22%
Granulometria	0,6 a 25 mm	< 0,6 mm

CE - Carvão Energético



**chumbo e zinco**

**CMM**

# chumbo e zinco

## CMM

Mario Valente Possa<sup>1</sup>  
Sílvia Cristina Alves França<sup>1</sup>  
Osvando M. Cardoso<sup>2</sup>

■ A Mina Morro Agudo de chumbo e zinco pertence à Companhia Mineira de Metais - CMM, do Grupo Votorantim, e está situada no município de Paracatu - MG, a 44 km da sua sede. O minério explotado é um polissulfeto de chumbo (1,6% Pb) e zinco (5,1% Zn), obtendo-se o concentrado de chumbo como subproduto. É a única mina de chumbo em atividade no Brasil. A metalurgia dos concentrados de zinco dessa mina é realizada numa usina da CMM localizada em Três Marias, MG. O beneficiamento do minério é realizado na usina de concentração da CMM em Paracatu - MG (Figura 1).



**Figura 1: Vista geral da usina de beneficiamento da Mina Morro Agudo**

## Geologia

A jazida é constituída de rocha sedimentar do tipo dolarenito, tendo o corpo mineralizado um comprimento de 1 km e uma largura de 500 m, aproximadamente, com um mergulho de 20°. A rocha encaixante é um calcário dolomítico. A composição mineralógica média e os resultados

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Engenheiro, CMM

das análises químicas do minério estão apresentados na Tabela 1. O mineral de zinco é a esfalerita e o de chumbo, a galena.

Os tipos de minérios encontrados na jazida são:

- a) minério disseminado, caracterizado por uma dispersão fina dos sulfetos nos clastos dolomíticos;
- b) minério cimento, apresentando os sulfetos cimentando os clastos dolomíticos preservados;
- c) minério remobilizado, preenchendo fraturas e/ou espaços entre os clastos dolomíticos e cimento dolomítico.

**Tabela 1 – Composição mineralógica média e análise química do minério de chumbo e zinco da Mina Morro Agudo.**

<b>Composição mineralógica média do minério de chumbo e zinco da Mina Morro Agudo.</b>			
<b>Mineral</b>	<b>Peso (%)</b>	<b>Mineral</b>	<b>Peso (%)</b>
Esfalerita (ZnS)	7,5	Dolomita (CaMg(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> )	74,7
Galena (PbS)	2,5	Quartzo (SiO <sub>2</sub> )	6,0
Pirita (FeS <sub>2</sub> )	6,8	Outros (Barita, Calcita etc)	2,5
<b>Análise química média do minério de chumbo e zinco da Mina Morro Agudo</b>			
<b>Elemento/Composto</b>	<b>Teor</b>	<b>Elemento/Composto</b>	<b>Teor</b>
CaO	28,8 %	Fe	3,2 %
MgO	16,2 %	Pb	1,6 %
Zn	5,1 %	Cd	360 ppm
S	3,7 %	Ag	1,58 ppm

## Lavra

A lavra do minério é subterrânea, e o método de lavra empregado é o de câmara e pilares, com as galerias de acesso ao corpo mineralizado separadas entre si em níveis de, aproximadamente, 33 m de espaçamento vertical. O fluxograma da Figura 2 ilustra a lavra do minério na Mina Morro Agudo. A etapa de desenvolvimento atual já atingiu o nível de 327 m. O acesso de pessoal é feito por uma rampa e a extração de minério e de estéril, por um *skip* com capacidade de 10 t num poço com profundidade de 300 m.

O minério e o estéril são desmontados utilizando-se explosivos e, em seguida, carregados em carregadeiras frontais e transportados por caminhões até as passagens (*winzes*) de minério ou de estéril, equipadas na alimentação com uma grelha com abertura de 500 mm. Cada passagem possui um silo, com capacidade de 1.400 t para o minério e de 1.000 t para o estéril. Os silos estão situados no nível 283 m e deles, o minério ou o estéril, é alimentado no *skip* por meio de transportador de correia. A razão média de estéril/minério na lavra é de 1:5.

O material transportado pelo *skip* é descarregado em uma calha com a finalidade de direcioná-lo, se minério ou estéril, para as etapas subsequentes. O estéril segue para um silo, onde posteriormente é carregado com carregadeira frontal e transportado em caminhões para o bota-fora; caso o material seja minério, este é descarregado em um alimentador vibratório e em seguida submetido ao beneficiamento.

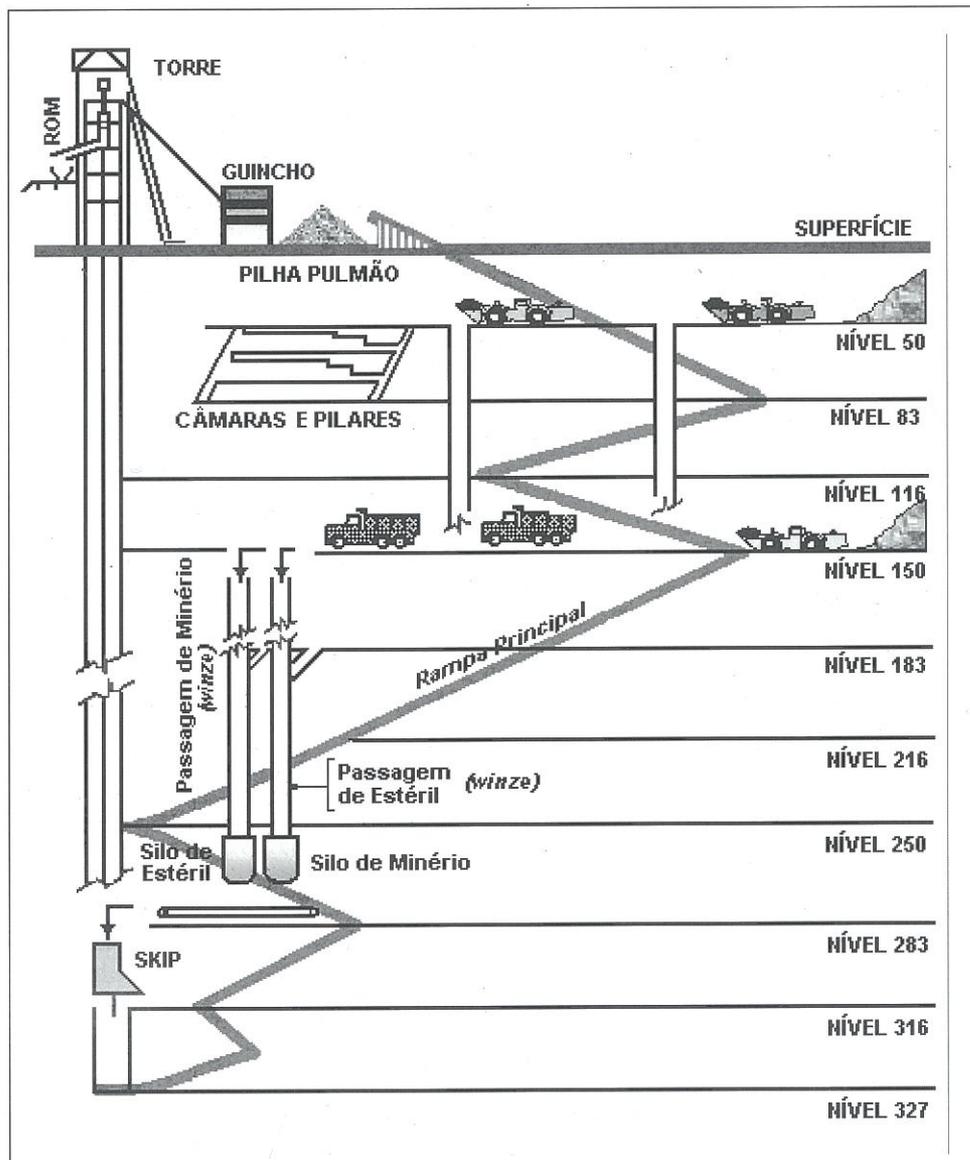


Figura 2: Fluxograma da lavra subterrânea na Mina Morro Agudo, CMM

## Beneficiamento

As principais etapas do beneficiamento do minério sulfetado de chumbo e zinco da Mina Morro Agudo são: britagem, homogeneização, moagem, flotação da galena (chumbo), flotação da esfalerita (zinco), filtragem do concentrado final de chumbo e filtragem do concentrado final de zinco. O fluxograma da Figura 3 ilustra o beneficiamento do minério.

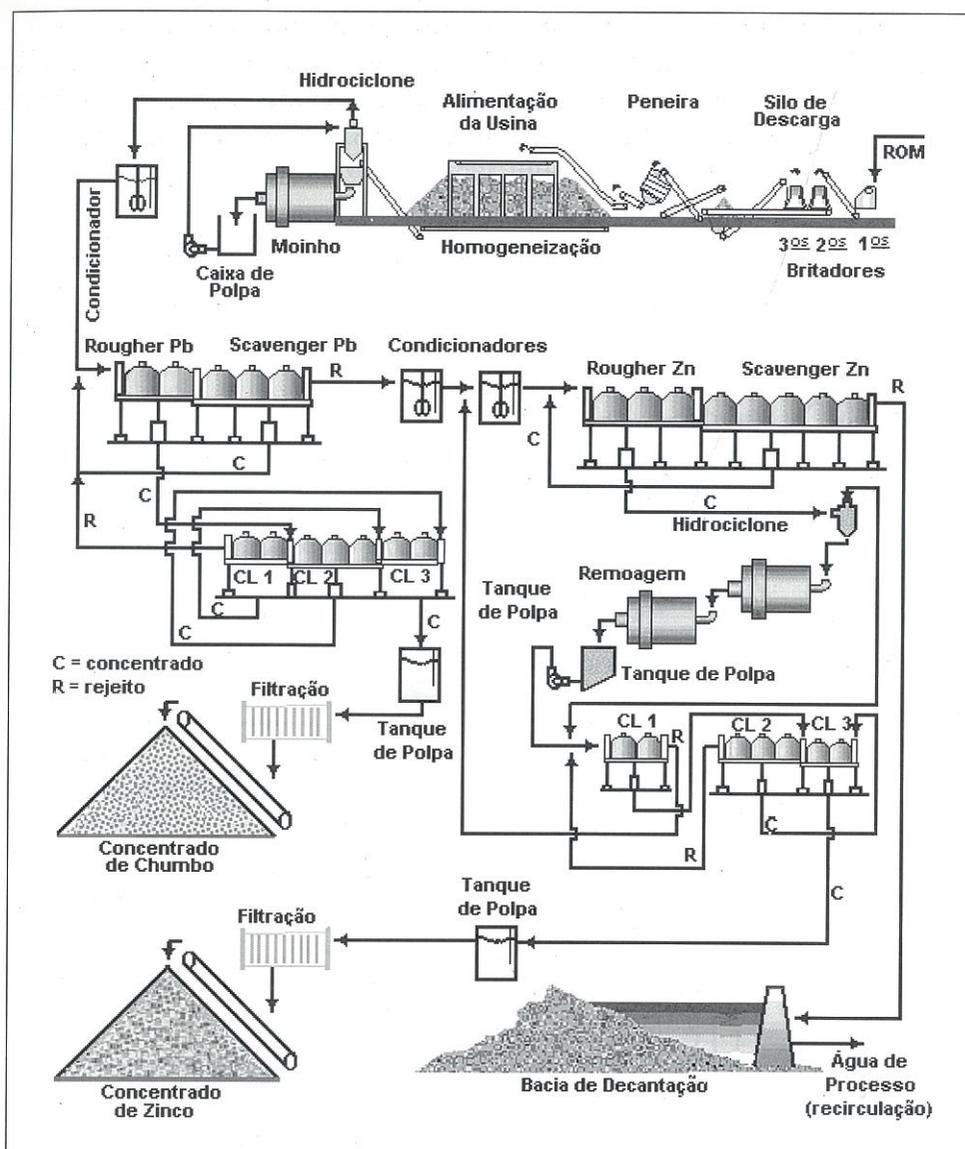


Figura 3: Fluxograma do beneficiamento do minério de chumbo e zinco na Mina Morro Agudo, CMM

## Circuito de cominuição

O minério lavrado, após ser descarregado e transportado por um alimentador vibratório, sofre uma britagem primária em um britador de mandíbulas NORDBERG 0,6 m x 1,0 m com capacidade de 170 t/h para aberturas de saída de 76 a 89 mm. O produto da britagem apresenta uma granulometria menor que 89 mm. Por transportador de correia, esse produto é encaminhado a uma britagem secundária num britador cônico NORDBERG, Omnicone, modelo 1144, com capacidade de 170 t/h. O produto com granulometria menor que 21 mm é conduzido por transportador de correia até uma peneira vibratória de três deques com aberturas de 20, 12,7 e 10 mm, da NORDBERG, modelo Ellivar 20 III, com capacidade de 200 t/h.

As frações de tamanhos maiores que 10, 12,7 e 20 mm são transportadas para uma pilha pulmão com capacidade de 600 t. Após a pilha pulmão o minério sofre uma britagem terciária num britador NORDBERG, modelo HP-400 SX, com capacidade de 240 t/h, em circuito fechado

com uma peneira vibratória. A fração de tamanho menor que 10 mm é conduzida por transportador de correia até a pilha de homogeneização, que é formada com auxílio de um *tripper*, e tem capacidade para estocar até 10.000 t. Sob a pilha há cinco alimentadores vibratórios, com capacidade máxima de 25 t/h cada. Eles alimentam, por transportador de correia, a etapa de moagem a uma taxa de 75 t/h de minério.

A moagem do minério é realizada em um moinho de bolas NORDBERG, com dimensões de 4,2 m de diâmetro 6,1 m de comprimento, operando com uma taxa de alimentação de 75 t/h. O moinho possui revestimento de borracha e carga de bolas de 37%. Na alimentação do moinho é adicionada água na razão de 0,58 m<sup>3</sup>/ t de minério, de modo a se obter uma percentagem de sólidos, em peso, de cerca de 60%. O consumo de bolas é de cerca de 380 g/t de minério. A moagem está em circuito fechado com uma bateria de doze hidrociclones KREBS, modelo D10LB 10,5; *vórtex finder* de cerâmica com 57,2 mm de diâmetro; ápex também de cerâmica, com 44,5 mm de diâmetro, e um ângulo de cone de 10° (Figura 4A). O diâmetro de corte é de 44 µm; o *underflow* retorna para o moinho e o *overflow* é conduzido às etapas de flotação.

## Circuito de Flotação da Galena

A percentagem de sólidos na alimentação dos ciclones é de 30%, em peso, obtida com a adição de 120 m<sup>3</sup>/h de água na descarga do moinho. À descarga do moinho são adicionados também carbonato de sódio e cal para corrigir o pH da polpa para uma faixa de 9,7 a 9,8, uma vez que o *overflow* da bateria de ciclones será submetido à flotação. Inicialmente é flotada a galena e, posteriormente, a esfalerita. O *overflow* dos hidrociclones é condicionado em um condicionador de 55 m<sup>3</sup>, com o coletor isopropil xantato de potássio para a galena. O processo de flotação da galena envolve as etapas *rougher*, *scavenger*, *cleaner 1*, *cleaner 2* e *cleaner 3*, ilustrado no fluxograma da Figura 3. A etapa *rougher* é realizada em duas células, com capacidade de 14,2 m<sup>3</sup> cada; a etapa *scavenger*, em quatro células, com capacidade também de 14,2 m<sup>3</sup> cada. Na etapa *cleaner 1* são empregadas duas células, com capacidade de 2,8 m<sup>3</sup> cada; no *cleaner 2*, três células, e duas células no *cleaner 3*, todas com capacidade de 1,1 m<sup>3</sup> cada. A alimentação das polpas nas etapas *cleaners* é feita em contracorrente.

Todas as células são fabricadas pela WEMCO. O espumante MIBCOL é adicionado na primeira célula da etapa *rougher* e na primeira célula da etapa *scavenger*. Na segunda célula *scavenger* é adicionado novamente o coletor isopropil xantato de potássio. O concentrado *scavenger* e o rejeito *cleaner 1* retornam para a alimentação do circuito *rougher*. O concentrado do *cleaner 3* é o concentrado final da flotação da galena, com um teor médio de 66% de Pb e 4,5% de Zn, com uma recuperação média de 85% de Pb. Este concentrado de galena é conduzido para a etapa de filtragem. O rejeito da etapa *scavenger* é o rejeito final e possui em média 0,4% de Pb e 5,5% de Zn e constitui a alimentação do circuito de flotação da esfalerita. A Tabela 2 apresenta o sistema de reagentes empregado na flotação da galena.

## Circuito de flotação da esfalerita

Na alimentação do circuito de flotação da esfalerita, é feito, inicialmente, o condicionamento da polpa em dois condicionadores. No primeiro, com uma capacidade de 40 m<sup>3</sup>, à polpa proveniente do circuito de flotação de chumbo é adicionado o sulfato de cobre, para ativar a esfalerita, e cal, para modificar o pH para 12,6 a 12,8. A seguir, essa polpa, mais o rejeito da etapa *cleaner 1*, são condicionados num segundo condicionador de 8,5 m<sup>3</sup> onde é adicionado isobutil xantato, como

coletor da esfalerita. O processo de flotação da esfalerita envolve as etapas *rougher*, *scavenger*, *cleaner 1*, *cleaner 2* e *cleaner 3*. A etapa *rougher* é realizada em três células, a *scavenger* em cinco células e a etapa *cleaner 1* em duas células; cada célula tem capacidade de 14,2 m<sup>3</sup>. Na etapa *cleaner 2* são empregadas cinco células com capacidade de 2,8 m<sup>3</sup> cada, e, na etapa *cleaner 3*, uma célula com 9,4 m<sup>3</sup> de capacidade. Todas as células são fabricadas pela WEMCO.

**Tabela 2 - Sistema de reagentes empregado na flotação da galena do minério de chumbo e zinco da Mina de Morro Agudo**

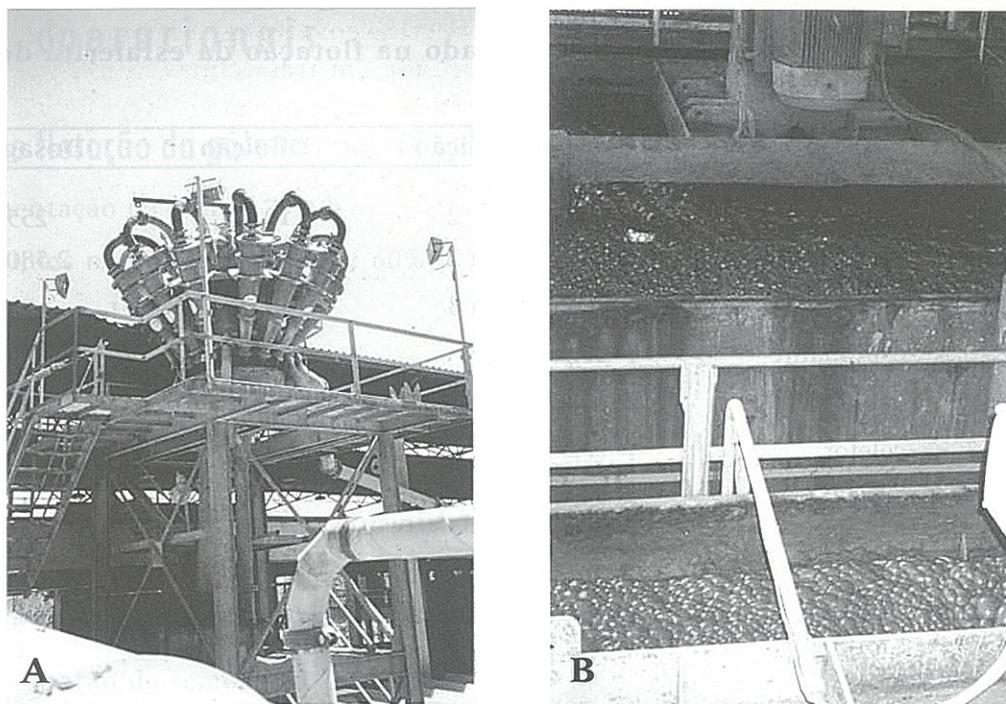
Reagente	Função	Ponto de Adição	Diluição	Dosagem (g/t)
carbonato de sódio	modificador pH	descarga moinho	10%	375
cal	modificador pH	descarga moinho	2,5%	240
isopropil xantato	coletor	condicionador 1	1,25%	22
MIBCOL	espumante	1 <sup>a</sup> cél. <i>rougher</i>	como recebido	38
MIBCOL	espumante	1 <sup>a</sup> cél. <i>scavenger</i>	como recebido	15
isopropil xantato	coletor	2 <sup>a</sup> cél. <i>scavenger</i>	1,25%	40

Na primeira célula *rougher* é adicionado o espumante MIBCOL e na terceira célula mais ativador da esfalerita, sulfato de cobre. Na primeira célula da etapa *scavenger* é adicionado mais coletor da esfalerita, isobutil xantato; na segunda célula, mais ativador, sulfato de cobre; na terceira e quarta células novamente mais coletor, isobutil xantato. O rejeito *rougher* alimenta as células *scavenger*, cujo concentrado retorna para a alimentação da etapa *rougher*. O rejeito *scavenger* é o rejeito final da usina e é conduzido para a bacia de decantação. O concentrado *rougher* é classificado numa bateria de oito ciclones de fabricação AKW, modelo RWB 4611, vórtex *finder* com diâmetro de 32,3 mm, ápex com 12,7 mm e um ângulo de 90°, resultando em um produto com diâmetro de corte de 30 µm.

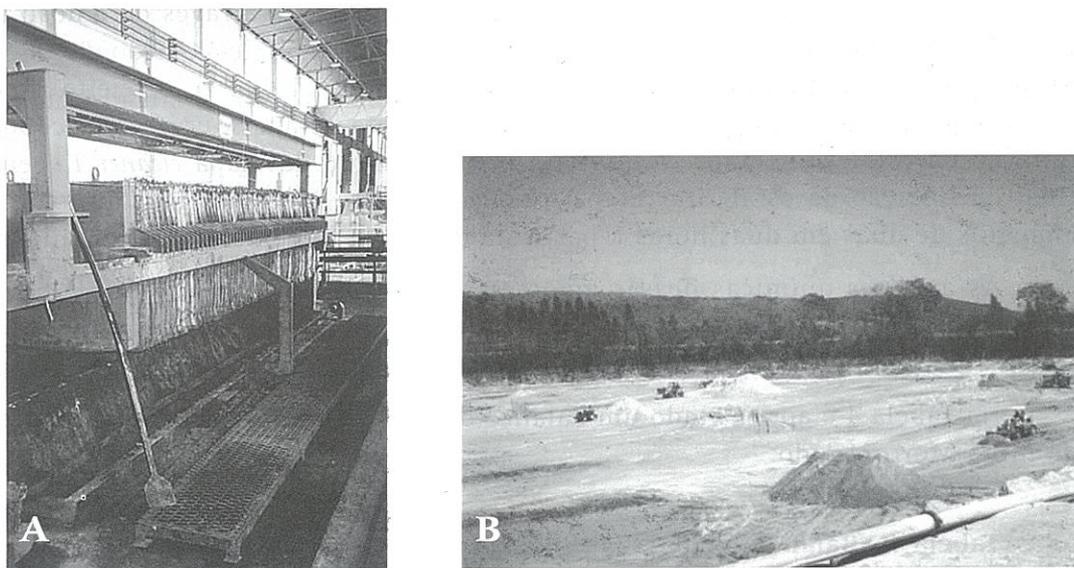
O *underflow* dessa bateria de ciclones (Figura 4A) é moído em dois moinhos de bolas em série, de fabricação DENVER, modelo 75, com dimensões de 2,1 m de diâmetro e 1,5 m de comprimento, operando a uma taxa de 11,8 t/h cada um. O primeiro moinho possui revestimento de borracha e o segundo de aço, ambos com uma carga de bolas de 38%. O produto moído mais o rejeito *cleaner 2* e o *overflow* da bateria de ciclones alimentam a etapa *cleaner 1*. O concentrado da etapa *cleaner 1* alimenta em contracorrente a etapa *cleaner 2*, cujo concentrado alimenta a etapa *cleaner 3*. O rejeito dessa etapa alimenta também a etapa *cleaner 2*. O concentrado do *cleaner 3* é o concentrado final da flotação da esfalerita, com teor médio de 48% de Zn, um teor máximo de 2,5% de Pb e recuperação média de 89% de Zn. Este concentrado é conduzido para a etapa de filtragem. A Figura 4B mostra as espumas de flotação da galena e da esfalerita.

O concentrado final da flotação da galena, obtido na etapa *cleaner 3*, é estocado em um tanque que, a seguir, alimenta um filtro prensa NETZSCH, com capacidade de filtragem de 5,8 t/h à pressão de trabalho de 10 kgf. A produção mensal média de concentrado de chumbo é de 1.330 t.

O concentrado final da flotação da esfalerita, obtido na etapa *cleaner 3*, é estocado num tanque que alimenta dois filtros prensa da NETZSCH, com capacidade de filtragem de 4,8 e 5,8 t/h à pressão de trabalho de 10 kgf em cada filtro. A produção mensal média de concentrado de zinco é de 4.785 t. O filtro prensa é mostrado na Figura 5A e na Tabela 3 é apresentado o sistema de reagentes empregado na flotação da esfalerita.



**Figura 4: (A) Bateria de ciclones (B) Células de flotação da galena e da esfalerita**



**Figura 5: (A) Filtro prensa. (B) Bacia de decantação de rejeito**

O rejeito final da usina de beneficiamento, proveniente da etapa *scavenger* da flotação da esfalerita, é bombeado para uma bacia de decantação com capacidade de 1.800.000 m<sup>3</sup> de material (Figura 5B). Devido à presença de  $\text{CuSO}_4$ , apenas a água (*overflow* da bacia de decantação) é recirculada para a usina e o decantado, por ser rico em calcário dolomítico (21% de  $\text{CaO}$  e 16% de  $\text{MgO}$ ), é comercializado como corretivo de solo na agricultura. A água nova, quando necessária para completar o consumo da usina, é captada do Rio Escuro.

**Tabela 3 – Sistema de reagentes empregado na flotação da esfalerita do minério de chumbo e zinco da Mina de Morro Agudo**

Reagente	Função	Ponto de Adição	Diluição	Dosagem (g/t)
sulfato de cobre	ativador	condicionador 2	10,0%	255
cal	modificador pH	condicionador 2	2,5%	2.580
isobutil xantato	coletor	condicionador 3	8,0%	70
mibcol	espumante	1ª cél. <i>rougher</i>	como recebido	19
sulfato de cobre	ativador	3ª cél. <i>rougher</i>	10,0%	24
isobutil xantato	coletor	1ª cél. <i>scavenger</i>	8,0%	60
sulfato de cobre	ativador	2ª cél. <i>scavenger</i>	10,0%	86
isobutil xantato	coletor	3ª cél. <i>scavenger</i>	8,0%	50
isobutil xantato	coletor	4ª cél. <i>scavenger</i>	8,0%	40

## Controle de processo

O controle do processo de beneficiamento é realizado através de amostragens. Os pontos amostrados são a alimentação da usina, o concentrado final da flotação da galena (etapa *cleaner 3*), o concentrado final da flotação da esfalerita (etapa *cleaner 3*), o rejeito final da flotação da galena, que é a alimentação da flotação da esfalerita (etapa *scavenger*), o concentrado final da flotação da esfalerita (etapa *cleaner 3*) e o concentrado da etapa *cleaner 1*, bem como o rejeito final da flotação da esfalerita (etapa *scavenger*), que é o rejeito final da usina. São compostas amostras de duas em duas horas a partir da coleta de incrementos a cada quinze minutos.

As análises químicas dessas amostras são feitas por absorção atômica. Finalmente, em cada batelada de filtragem são amostrados três incrementos em cada filtro, localizados numa placa situada na porção inicial do filtro, outro na porção intermediária e outro na porção final.

Na Tabela 4 é apresentado um balanço de massas global típico da usina de beneficiamento da Mina Morro Agudo.

**Tabela 4 - Balanço de massas típico da usina de beneficiamento da Mina Morro Agudo**

Produto	(t/dia)	(%)	Pb (%)	Zn(%)	Distribuição (%)	
					Pb(%)	Zn(%)
alimentação	1.720	100,00	2,72	5,52	100,00	100,00
concentrado final Pb	57	3,33	71,12	4,23	86,96	2,55
concentrado final Zn	172	9,97	1,92	49,23	7,05	88,90
rejeito final	1.491	86,70	0,19	0,54	5,99	8,55

\*Balanço de massa referente ao dia 04/09/2000

## Dados operacionais

### Circuito de flotação da galena

Alimentação da usina: 75 t/h

% sólidos no moinho de bolas: 60%

Carga de bolas: 37%

Consumo de bolas: 380 g/t

Diâmetro de corte nos hidrociclones: 44  $\mu\text{m}$

pH da flotação da galena: 9,7 a 9,8

Produção mensal média de concentrado de chumbo: 1.330 t

### Circuito de flotação da esfalerita

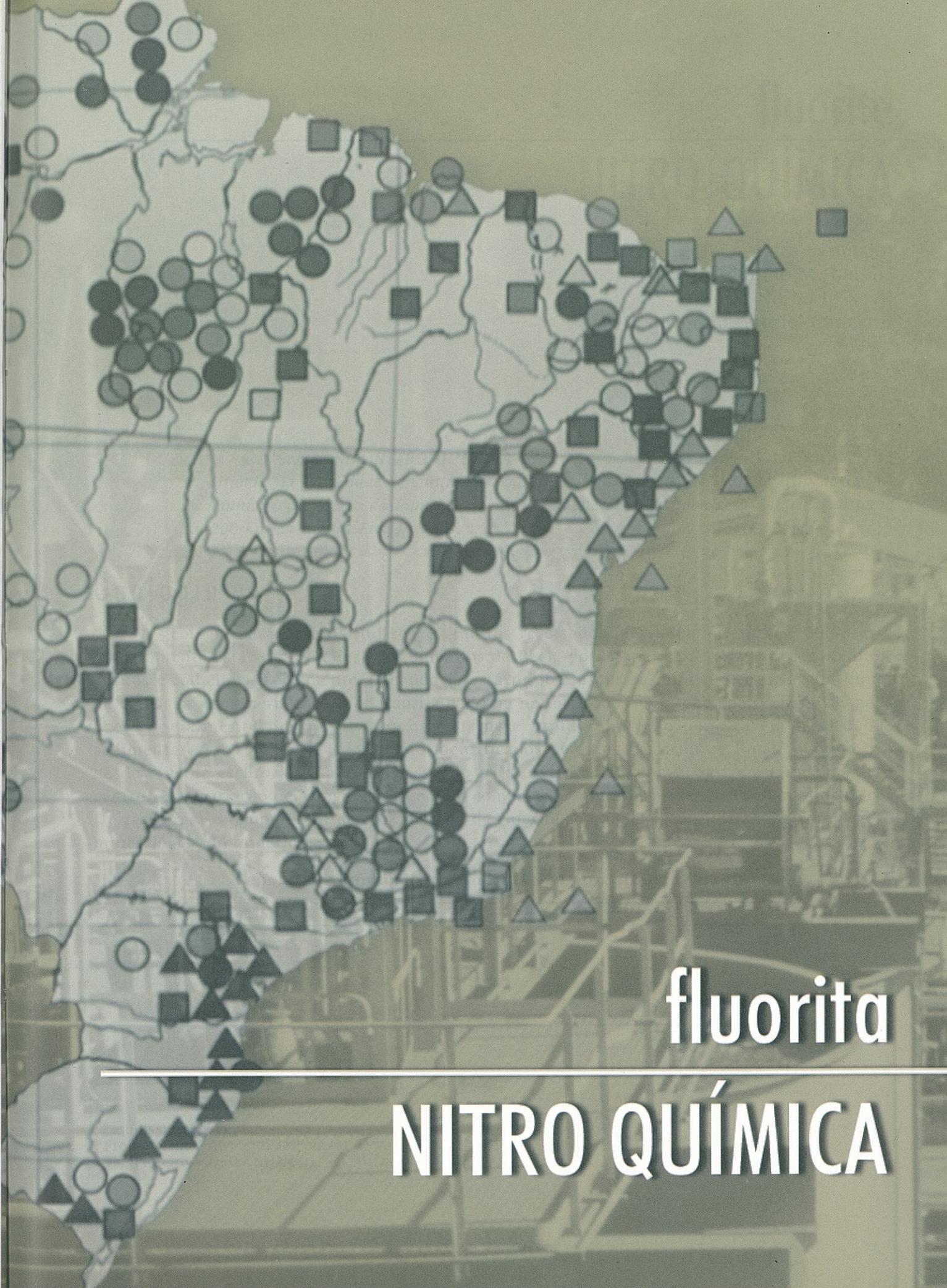
Alimentação da remoagem: 11,8 t/h

Carga de bolas: 38%

Diâmetro de corte nos hidrociclones: 30  $\mu\text{m}$

pH da flotação da esfalerita: 12,6 a 12,8

Produção mensal média de concentrado de chumbo: 4.785 t



fluorita

---

**NITRO QUÍMICA**

# fluorita

---

## NITRO QUÍMICA

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Carlos Adolpho M. Baltar<sup>2</sup>  
Clóvis Norberto Savi<sup>3</sup>  
Sérgio Gabriel Cancian<sup>3</sup>

■ *A Companhia NITRO QUÍMICA Brasileira pertence ao Grupo Votorantim e está situada na localidade denominada Segunda Linha Torrens, distrito de Estação Cocal, município de Morro da Fumaça, na região sudeste do estado de Santa Catarina, distante 200 km da capital Florianópolis.*

## Geologia

A geologia da área constitui-se de granitos recortados por diques de riolito. Sobre esse embasamento estão depositados os sedimentos da Bacia do Paraná, caracterizados por arenitos, siltitos e folhelhos. Localmente a seqüência está recoberta por basaltos e recortada por diques de diabásio. As mineralizações de fluorita ocorrem na forma de filões, que aparecem encaixados preferencialmente nos granitos e estreitam-se rapidamente ao penetrarem nas rochas sedimentares. Os filões de fluorita são identificados por uma variação de tonalidade que vai desde o verde escuro, nas laterais, passando para o verde claro, roxo, amarelo e incolor até o centro. Essa variação de cores tem origem na composição química, presença de elementos traços (terras raras) e temperatura de cristalização da fluorita. Na Tabela 1 encontra-se a composição mineralógica do minério.

**Tabela 1 – Composição mineralógica aproximada do minério.**

<b>Minerais</b>	<b>Peso (%)</b>
Fluorita	80
Calcedônia	15
Outros (barita, calcita, pirita)	5

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Professor da Universidade Federal de Pernambuco – UFPE

<sup>3</sup> Engenheiro, COMPANHIA NITRO QUÍMICA BRASILEIRA

A reserva é de aproximadamente 1,5 milhões de toneladas de minério, com 560 mil toneladas de  $\text{CaF}_2$  contidas. Em níveis atuais de produção essa reserva é suficiente para mais 15 anos. O Quadro 1 descreve os principais segmentos do mercado consumidor de fluorita.

**Quadro 1 – Utilização industrial dos concentrados de fluorita.**

<b>Tipo de Indústria</b>	<b>Função</b>
Química – fabricação de compostos	Fonte de flúor
Siderúrgica – fabricação de aço	Diluição da escória
Fundição de ferro-ligas especiais	Fundente
Fabricação de soldas e eletrodos	Revestimento
Fabricação de vidros	Fundente

## Lavra

A lavra é subterrânea e o método empregado é o *shrinkage stoping*; um poço vertical permite o acesso ao corpo de minério. A cada 50 m de profundidade são desenvolvidas galerias horizontais que acompanham a direção do filão de fluorita (subníveis). Essas galerias servem para o trânsito de pessoal, escoamento de minério, instalação de redes de ar comprimido, água e energia elétrica, além de ventilação no subsolo.

Após o desenvolvimento da galeria horizontal, a cada 80 m é preparado um bloco de lavra que se constitui em uma unidade de desmonte de minério, individualizada por duas chaminés que ligam o nível inferior ao imediatamente superior. O desmonte do minério é feito de maneira ascendente, entre os dois níveis que delimitam o bloco, finalizado ao aproximar-se do nível superior. Mantém-se um pilar do minério *in situ* entre a face do desmonte e o nível superior com aproximadamente 2,0 m de espessura.

Após o desmonte do minério, procede-se ao transporte de 30% em volume do mesmo, correspondente ao empolamento. Esse procedimento cria um espaço vazio no topo do bloco, que é utilizado para circulação do pessoal. O volume residual do minério desmontado permanece estocado no interior do bloco, servindo de piso. Ao concluir o desmonte do minério no bloco de lavra, o material estocado é transportado para a superfície. Esse transporte é feito horizontalmente no nível de lavra através de comboios tracionados por locomotiva a diesel e verticalmente por um guincho no poço de extração.

## Beneficiamento

A usina de beneficiamento da Companhia Nitro Química é constituída por três unidades operacionais: preparação, concentração em meio denso e flotação. As unidades de preparação e concentração em meio denso, que são interligadas, estão separadas da unidade de flotação por uma distância de aproximadamente 2 km.

O minério proveniente da lavra é descarregado em silos de onde é retirado e transportado por caminhões basculantes até a unidade de preparação (Figura 1).

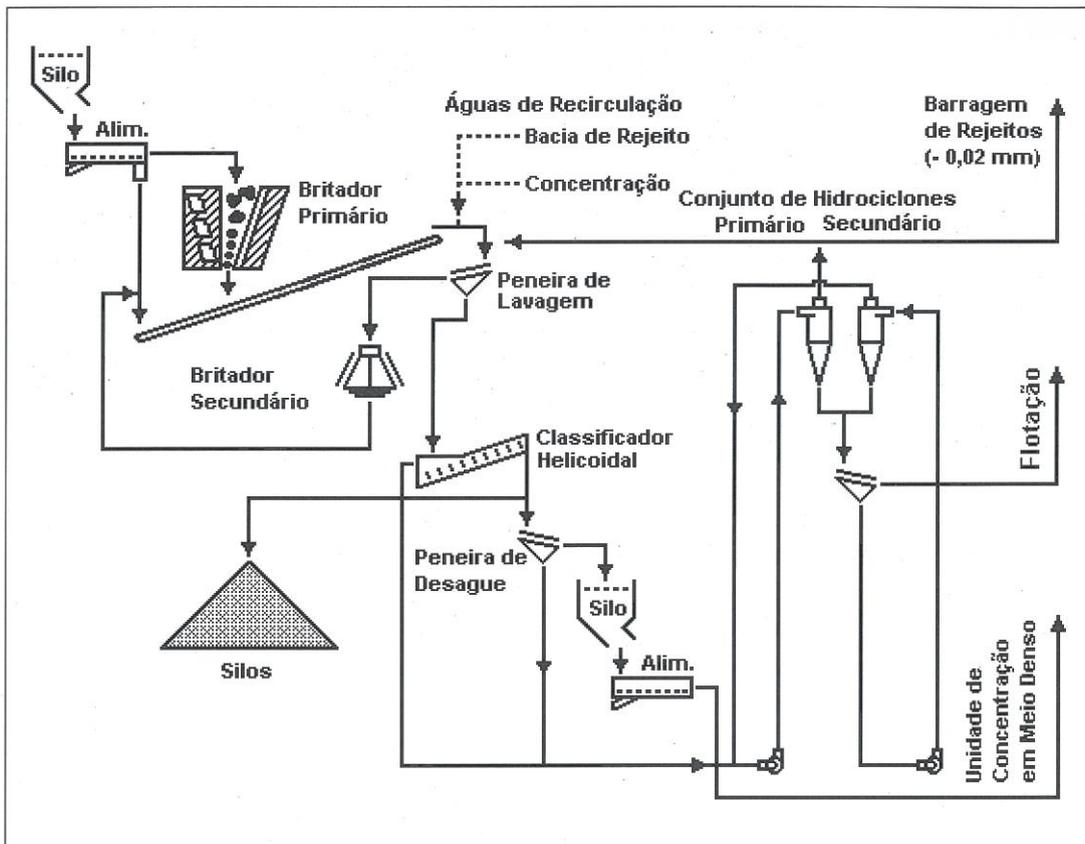


Figura 1: Fluxograma da unidade de preparação da usina de concentração de fluorita

## Unidade de preparação

Tem por finalidade a redução de tamanho, separação granulométrica e descarte da fração argilosa do minério. Inicialmente, caminhões basculantes abastecem um silo com capacidade para 50 t. Na descarga do silo, um alimentador vibratório tamanho 900 x 4.000 mm, com capacidade para 52 t/h, conduz o minério até o britador primário de mandíbula, modelo 80 x 50, que opera em circuito aberto. O produto britado alimenta, por meio de transportador de correia, uma peneira vibratória horizontal primária com abertura de 20 mm. O processo é a úmido com utilização de água recirculada proveniente da unidade de concentração em meio denso e da bacia de rejeito. O retido na peneira alimenta um britador cônico secundário, modelo 90 RAST, que opera em circuito fechado. O produto da britagem secundária segue por transportador de correia para juntar-se ao produto da britagem primária. O passante na peneira alimenta um classificador espiral ( $\phi$  90 cm). O *underflow* fração grossa obtida no classificador é desaguado em peneira; o passante junta-se aos finos do classificador (*overflow*) e segue para a flotação (produção de concentrado grau ácido). O retido vai para a unidade de concentração em meio denso (produção de concentrado grau metalúrgico). A Figura 2 apresenta a seção de britagem, unidade de preparação e parte da unidade de concentração em meio denso.

Bombas horizontais transferem o *overflow* do classificador para uma bateria de quatro hidrociclones ( $\phi$ 150 mm), cujo *overflow*, com granulometria abaixo de 20  $\mu$ m, constitui-se na lama, descartada do circuito, com 24%  $\text{CaF}_2$ . A fração grossa, *underflow* da ciclonagem, passa por uma peneira de desaguamento, com abertura de 0,3 mm.

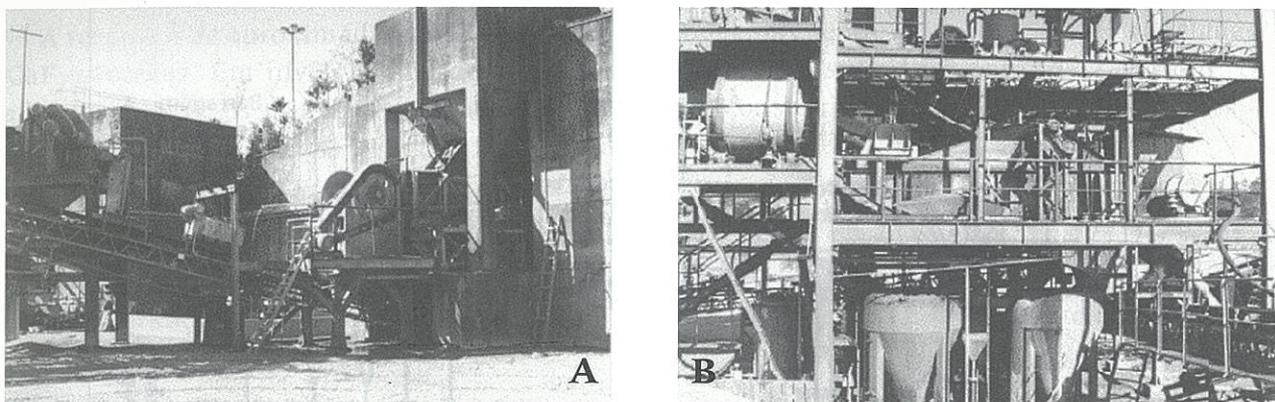


Figura 2: (A) Unidade de preparação. (B) Unidade de concentração em meio denso.

O passante nessa peneira alimenta um conjunto de hidrociclones secundários ( $\phi$  40 mm). O *overflow* dos hidrociclones secundários junta-se ao passante na peneira secundária e à fração fina do classificador espiral, para retornar ao conjunto de hidrociclones primários. A fração grossa da ciclonagem secundária retorna à peneira de desaguamento. O retido na peneira de desaguamento segue para a unidade de flotação. A Tabela 2 apresenta os teores dos produtos e os balanços de massas e metalúrgico obtidos na unidade de preparação.

Tabela 2 – Resultados obtidos na unidade de preparação

Alimentação e Produtos	Teor (%CaF <sub>2</sub> )	Massa (% peso)	Distribuição CaF <sub>2</sub> (% peso)
Alimentação da unidade de preparação	40,7	100,0	100,0
Britado para concentração em meio denso	31,8	23,9	18,7
Britado para flotação	44,7	71,5	78,5
Rejeito	24,5	4,6	2,8

## Unidade de concentração em meio denso

Essa etapa tem por objetivo a produção de concentrado grau metalúrgico. O minério alimenta essa unidade com granulometria entre 8 e 20 mm e um teor médio de 31,8% CaF<sub>2</sub>. Além do concentrado grau metalúrgico, a unidade produz um misto que segue para o circuito de flotação e um rejeito utilizado como brita ou revestimento de pátios e acessos. O fluxograma da Figura 3 descreve as operações de concentração da fluorita em meio denso.

O minério proveniente da unidade de preparação, com granulometria entre 8 e 20 mm, é colocado num silo com capacidade para 100 t de minério. O material abastece um alimentador e segue por meio de um transportador de correia para o concentrador em meio denso, tipo Tri-flo, fabricado pela SALA, o qual opera em dois estágios. Nessa operação, utiliza-se ferro-silício, para formação do meio denso. No primeiro estágio, usa-se um meio com densidade que varia de 2,8 a 2,9 g/cm<sup>3</sup>. A fração do minério com densidade superior à do meio denso sai pela parte superior do tri-flo e alimenta uma peneira horizontal com abertura de 0,8 mm. O retido na peneira constitui-se no concentrado grau metalúrgico, com teor de 82,6% CaF<sub>2</sub>. O produto segue por

transportador de correia para o silo de estocagem de produto final. Uma bomba de meio denso, operando com motor de 30 cv, injeta o meio denso (polpa de ferro-silício) no Tri-flo com densidade da polpa de 2,8 a 2,9 g/cm<sup>3</sup>, e que corresponde a uma percentagem de sólidos de 76 a 78%. A distribuição granulométrica do ferro silício encontra-se na Tabela 3.

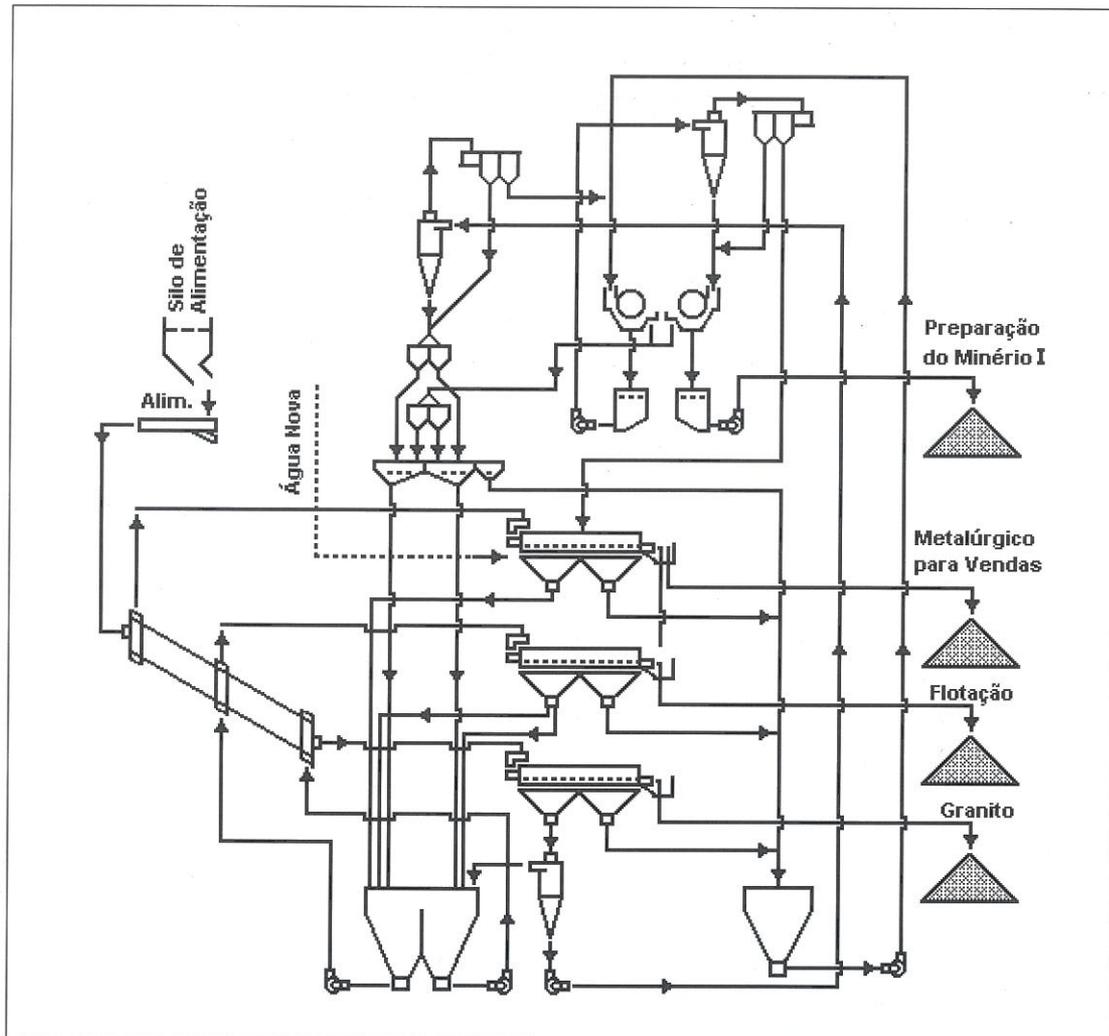


Figura 3: Fluxograma da unidade de concentração de fluorita em meio denso

Tabela 3 – Distribuição granulométrica do ferro-silício usado no meio denso

Aberturas (μm)	% Peso
+74	0 a 4
-74 +43	7 a 11
- 43	85 a 93

No segundo estágio do separador, a densidade do meio é menor e varia de 1,9 a 2,0 g/cm<sup>3</sup>. O produto, com densidade intermediária, sai na parte central do Tri-flo, para alimentar uma

segunda peneira horizontal. O retido nessa peneira é um produto misto que segue para a unidade de flotação. Por sua vez, a fração do minério com densidade inferior do meio denso, sai na parte inferior do separador e segue para uma terceira peneira horizontal, cuja fração retida constitui-se no rejeito da unidade de concentração em meio denso (Figura 1).

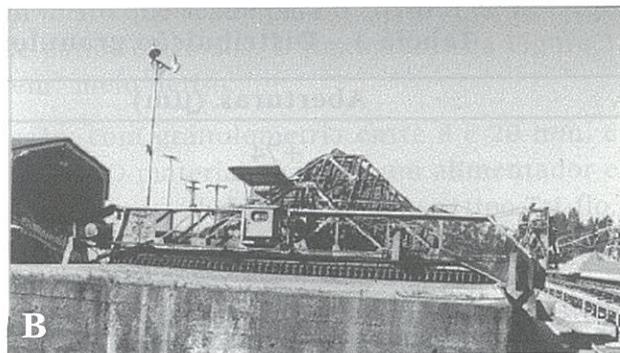
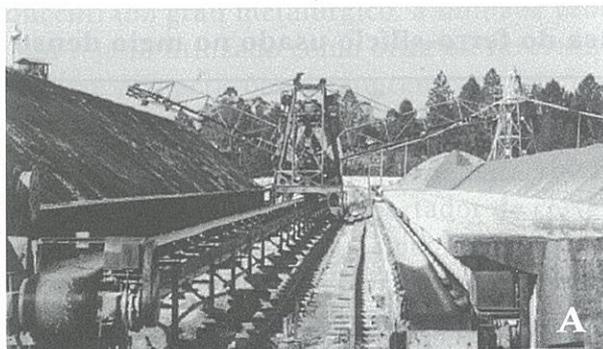
O material passante na parte inicial das duas primeiras peneiras, com granulometria abaixo de 0,8 mm, é constituído pelo meio denso e retorna ao primeiro tanque de alimentação de ferro-silício, enquanto o material passante na parte inicial da terceira peneira retorna ao segundo tanque. Por sua vez, o passante na parte final de cada uma das três peneiras e resultante da lavagem do meio denso aderido às partículas dos minerais passa por um tanque, de onde uma bomba de polpa transfere esse material para a separação magnética (tipo tambor) que tem a função de recuperar o ferro-silício. Os separadores magnéticos são de baixa intensidade (2000 G) e operam em série, em circuito fechado com um conjunto de hidrociclones de ( $\phi$  100 mm). A fração magnética é o ferro-silício recuperado que retorna ao tanque de alimentação. A fração não-magnética do segundo separador é bombeada para a unidade de preparação onde é reaproveitada como água de lavagem na peneira primária. A Tabela 4 apresenta os teores dos produtos e os balanços de massa e metalúrgico obtidos na unidade de concentração em meio denso.

**Tabela 4 – Balanços de massa e metalúrgico da unidade de concentração em meio denso**

Alimentação e Produtos	Teor (%CaF <sub>2</sub> )	Massa (% peso)	Distribuição CaF <sub>2</sub> (% peso)
Alimentação da unidade de concentração	31,8	23,9	18,7
Concentrado de grau metalúrgico	82,6	5,0	10,1
Misto para flotação	34,8	8,2	7,0
Rejeito	6,1	10,7	1,6

## Unidade de flotação

A unidade de flotação localiza-se a 2 km das unidades de preparação e concentração em meio denso. Caminhões basculantes transportam o minério desde as unidades de preparação e concentração até o pátio ao lado da usina, para formar duas pilhas de homogeneização (Figura 4), com capacidade para 1.500 t cada. Um retomador coloca o minério homogeneizado num transportador de correia que alimenta a usina de flotação.



**Figura 4: Pilhas de homogeneização do minério para alimentação da concentração por flotação**

O minério com WI de 13 kWh/t alimenta um moinho de bolas, DENVER, de 2,1 x 2,1 m, que opera em circuito fechado com um classificador espiral ( $\phi$  1,0 m). O moinho opera com uma carga de bolas correspondente a 43% de seu volume interno, 68% de sólidos na polpa e 75% da velocidade crítica. O produto da moagem, com granulometria 99% passante em 298 mm, é bombeado para dois hidrociclones ( $\phi$  150 mm), os quais adensam a polpa a 55% de sólidos, considerado necessário para o condicionamento dos reagentes depressores. O *underflow*, com 70 a 75% da massa contida na alimentação dos hidrociclones, alimenta o primeiro condicionador, enquanto a fração fina segue para o terceiro condicionador (Figura 5).

No primeiro condicionador adiciona-se silicato de sódio e amido. O carbonato de sódio (regulador de pH) é adicionado no terceiro condicionador. A alimentação do *tall oil* (coletor) é feita de forma parcelada, 20% no último condicionador e o restante nas células de flotação. A Tabela 5 descreve os reagentes usados na flotação, consumo e os respectivos fornecedores.

**Tabela 5 – Reagentes de flotação, consumo e fornecedores**

Função	Reagente	Fornecedor	Consumo (g/t)
Coletor	<i>tall oil</i>	CERALIT	350
Depressor de silicato	silicato de sódio	PROSIL	250
Depressor de barita	amido de milho	PROMAPAN	130
Regulador de pH	carbonato de sódio	ÁLCALIS	1.200

O circuito de flotação consta de duas linhas de células *rougher* e *scavenger*, que operam em paralelo. Cada linha é formada por seis células *rougher* e quatro células *scavenger*, ambas com capacidade de 0,68 m<sup>3</sup>. As células da primeira linha são DENVER e as da segunda linha são de fabricação própria. O rejeito produzido nas células *rougher* alimenta as *scavenger*. O produto flotado nas células *scavenger* retorna às células *rougher*, enquanto a fração não-flotada constitui o rejeito do processo. A Figura 5 apresenta o fluxograma da usina de flotação da fluorita.

Os concentrados produzidos nas células de desbaste, de ambas as linhas, juntam-se para alimentar seis células de limpeza, DENVER, de 1,4 m<sup>3</sup>. O rejeito da etapa de limpeza junta-se aos rejeitos produzidos nas células de recuperação, como rejeito final da usina, com teor em torno de 8% CaF<sub>2</sub>. O produto flotado nas células de limpeza passa por mais três estágios de limpeza de duas células cada, marca DENVER, com capacidade de 1,4 m<sup>3</sup>. O deprimido retorna às células de limpeza. O flotado no último estágio de limpeza é o concentrado final, com teor médio de 96% CaF<sub>2</sub> e 2% SiO<sub>2</sub>. A Figura 6 apresenta o circuito de moagem e parte do circuito de flotação.

O concentrado produzido no circuito de flotação é bombeado para um espessador ( $\phi$  6,0 m). O *overflow* do espessador retorna ao circuito de flotação e o *underflow*, com 55% de sólidos, segue para a operação de filtragem em um filtro ENVIROTECH ( $\phi$  1,8 m) a vácuo, com três discos. Enquanto isso, um transportador de correia transporta a torta, com 9,0 a 9,5% de umidade, para um silo de estocagem. Parte do concentrado produzido é embarcado a úmido para São Miguel Paulista, SP. A outra parte passa por um processo de secagem. A Tabela 6 apresenta os teores dos produtos e os balanços de massas e de CaF<sub>2</sub>, obtidos na unidade de flotação. A Figura 7 apresenta as pilhas de concentrados grau metalúrgico e grau ácido.

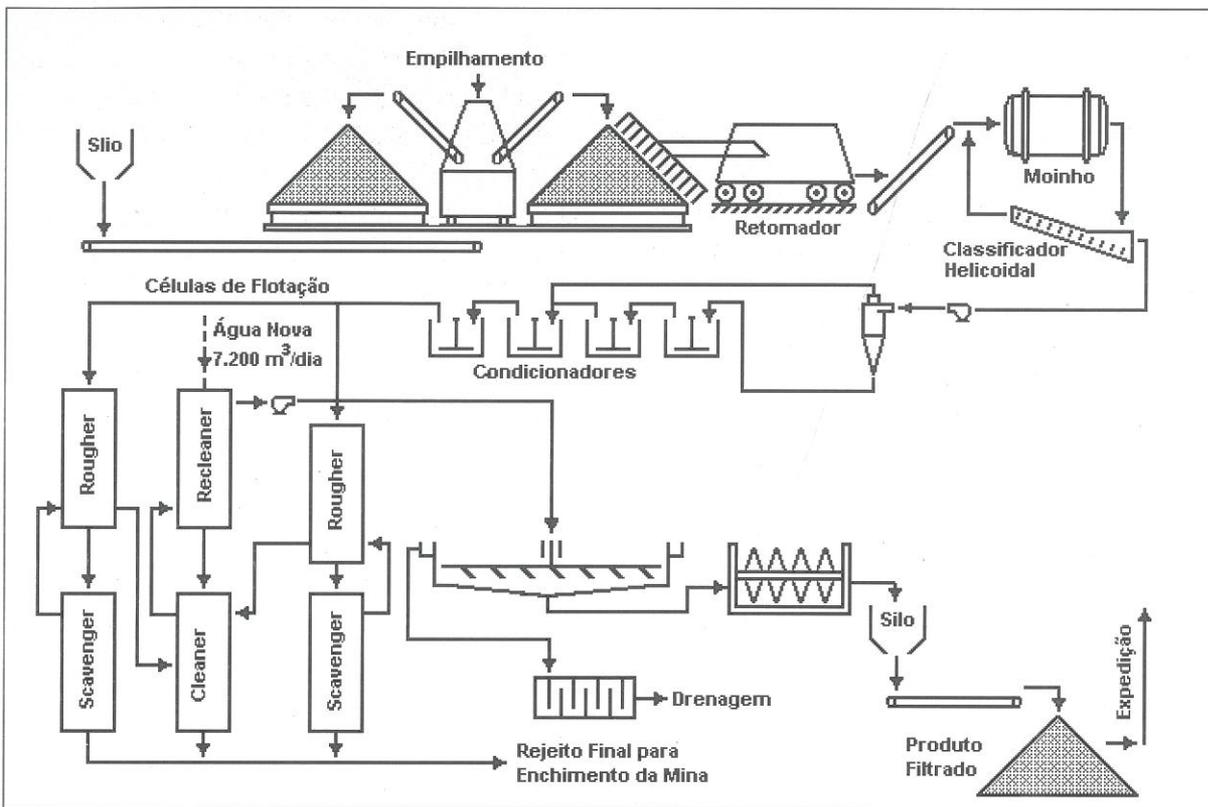


Figura 5: Fluxograma da unidade de flotação de fluorita

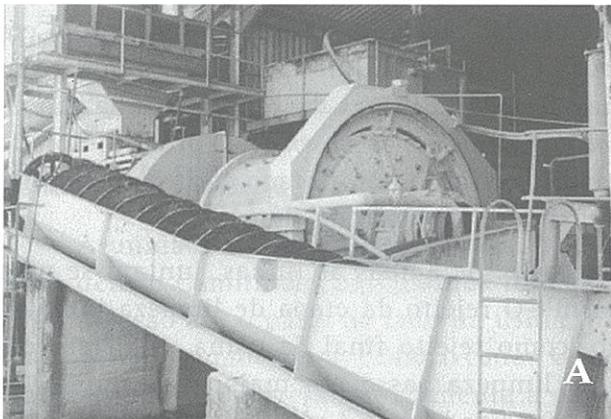


Figura 6: (A) Circuito de moagem. (B) Parte do circuito de flotação da usina e flotação de fluorita

Tabela 6 – Produtos obtidos na unidade de flotação, recuperação em massa e metalúrgica

Alimentação e Produtos	Teor (%CaF <sub>2</sub> )	Massa (% peso)	Distribuição CaF <sub>2</sub> (% peso)
Alimentação da unidade de concentração	43,7	79,6	85,6
Concentrado de grau metalúrgico <i>(*) grau ácido</i>	96,0	32,2	75,9
Rejeito	8,3	47,4	9,7

*\* grau ácido*

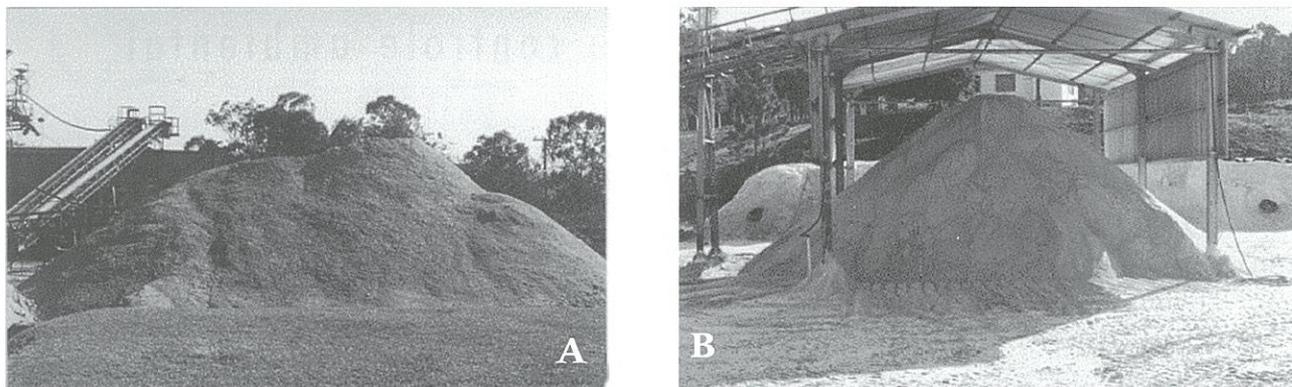


Figura 7: Pilhas de concentrado: (A) grau metalúrgico; (B) grau ácido.

## Secagem

Uma transportador de correia transfere o concentrado grau ácido para a secagem num secador rotativo. Nesse processo utiliza-se querosene como combustível, com consumo na proporção de 20 L/t. Na etapa seguinte, um transportador helicoidal e um elevador de canecas transportam o material seco até o silo de estocagem, com capacidade para 30 t. O produto é acondicionado em sacos de papel de 50 kg ou *big-bags* de 1.500 kg.

## Dados operacionais

A usina processa cerca de 7.300 t/mês de minério, produzindo 363 t de concentrado grau metalúrgico e 2.355 t de concentrado grau ácido. A recuperação total do processo é de aproximadamente 86% do  $\text{CaF}_2$ .

A usina de preparação tem uma capacidade média para processar 52 t/h e opera durante 140 h/mês. Por sua vez, a usina de concentração em meio denso tem capacidade para 16,5 t/h de minério e opera durante 106 h/mês. As unidades de preparação e concentração em meio denso consomem cerca de 40 m<sup>3</sup>/h de água nova e 30 m<sup>3</sup>/h de água reciclada, totalizando um consumo de 70 m<sup>3</sup>/h, equivalentes a 1,35 m<sup>3</sup>/t de alimentação de minério. O consumo de energia é de 70.000 kWh/mês para a preparação e concentração do minério em meio denso, o que corresponde a 9,60 kWh/t de minério processado na usina de preparação. Na flotação, o consumo é de 150.000 kWh/mês, o que corresponde a 25,8 kWh/t de minério processado ou 64 kWh/t de concentrado flotado.

Na usina de concentração por meio denso o consumo de ferro-silício é de 0,415 g/t de minério processado.

A usina de flotação opera 500 h/mês e com uma capacidade de processamento de 5.800 t de minério. Essa unidade consome, mensalmente, 26.400 m<sup>3</sup> de água nova (4,55 m<sup>3</sup>/t), dos quais cerca de 73% são adicionadas ao moinho e o restante nas células de flotação. Na operação de moagem não se faz controle de consumo energético. O meio moedor é constituído por bolas de aço de 70 mm e o consumo de bolas é de 815 g/t.

O concentrado produzido na unidade de flotação é analisado em termos de  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaCO}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , S, umidade, distribuição granulométrica e pH.

# Caracterização dos efluentes e controle ambiental

## Unidade de preparação

O rejeito da unidade de preparação (a fração fina dos hidrociclones deslamadores de 150 mm) apresenta-se na forma de polpa, contendo aproximadamente 5% de sólidos em peso. O efluente apresenta um pH em torno de 7 e segue para a barragem de rejeitos com vazão de 45 m<sup>3</sup>/h. O material constitui-se de sílica, fluoreto de cálcio, carbonato de cálcio, óxido de ferro e alumínio e sulfato de bário, com granulometria abaixo de 20  $\mu$ m.

## Unidade de concentração em meio denso

Essa unidade de concentração não produz efluente. O rejeito sólido é aproveitado como brita; a água de processo retorna ao circuito de recuperação de ferro-silício e à unidade de preparação.

## Unidade de flotação

O rejeito da flotação, 55 m<sup>3</sup>/h, constitui-se no efluente sólido do processo. O material apresenta-se na forma de polpa, com aproximadamente 12% de sólidos em peso, e pH que varia de 8,5 a 8,9.

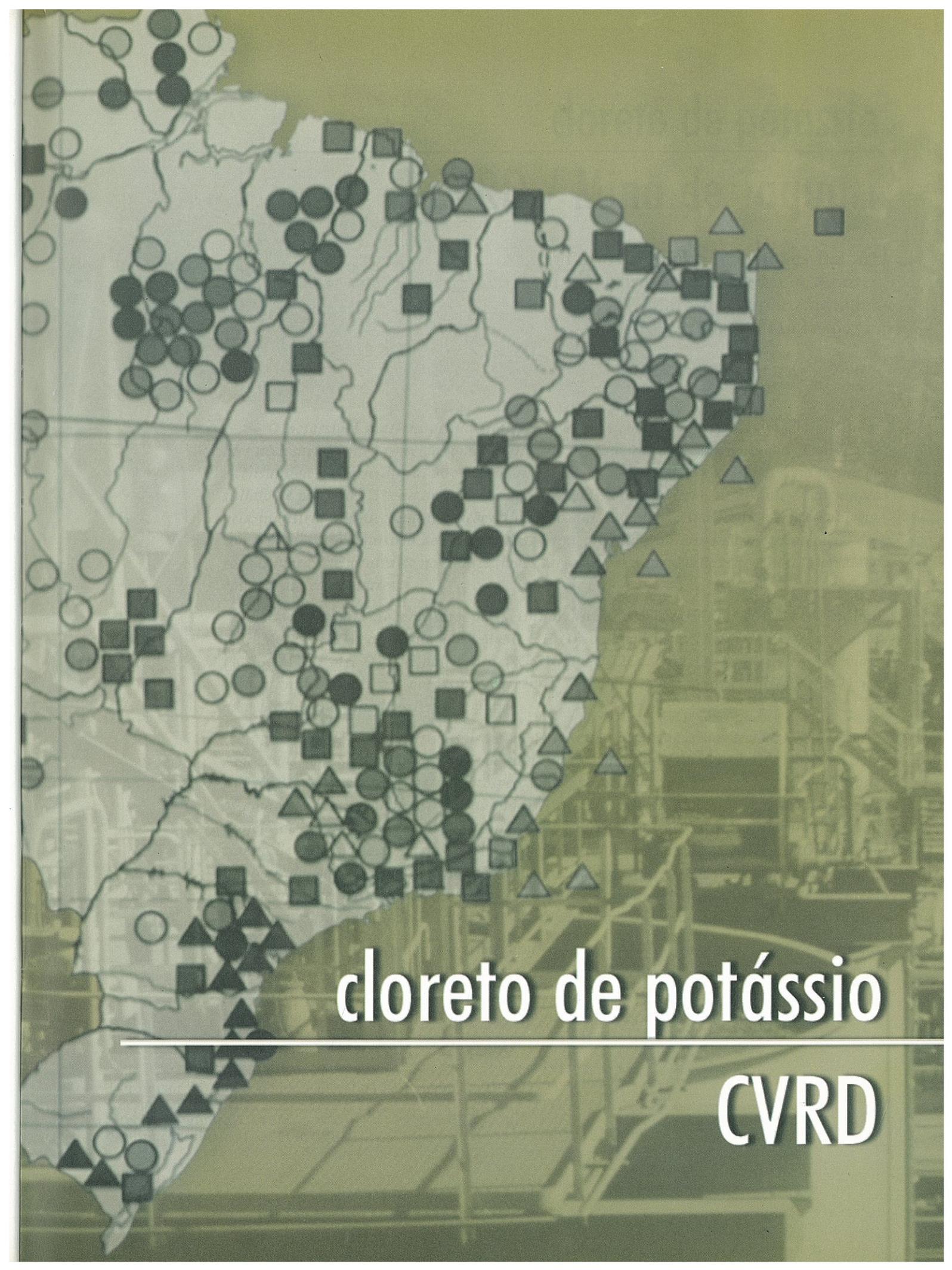
Os sólidos são constituídos, basicamente, por quartzo (70%), óxido de alumínio e ferro (17%), carbonato de cálcio (2%), fluoreto de cálcio (8%), sulfato de bário (2%), além de óxidos de sódio e potássio.

O rejeito da flotação sofre uma deslamagem, aproveitando-se a fração grossa na recuperação de áreas degradadas e a polpa com os ultrafinos como enchimento (*backfill*) retornando à mina subterrânea.

## Secagem

Os gases produzidos no processo de secagem do concentrado são resultantes da combustão de querosene sendo constituídos basicamente por dióxido de carbono.

O processo de secagem dispõe de um sistema de coleta de finos constituído de um ciclone ( $\phi$  1,8 m) e um filtro de mangas. A fração grossa da ciclonagem retorna ao processo, enquanto que a fina passa pelo filtro de mangas que retém o material ultrafino e encaminha o fluxo de ar à chaminé de descarga dos gases de combustão.

A map of Brazil is overlaid with a grid and various symbols (circles, squares, triangles) representing potassium chloride deposits. The symbols are distributed across the country, with a high concentration in the central and southern regions. The background of the map is a light greenish-yellow color. The text 'cloreto de potássio' is written in white, bold, sans-serif font across the lower part of the map. Below the text is a horizontal white line. The acronym 'CVRD' is written in white, bold, sans-serif font in the bottom right corner.

cloreto de potássio

CVRD

# cloreto de potássio

---

## CVRD / Mina de Taquari

Carlos Adolpho Magalhães Baltar<sup>1</sup>

Marisa Bezerra de Melo Monte<sup>2</sup>

Marcelo Corrêa Andrade<sup>3</sup>

Rogério Luiz Moura<sup>4</sup>

■ O potássio é matéria-prima indispensável ao desenvolvimento dos vegetais, sendo-lhes necessariamente fornecido como fertilizante. De fato, cerca de 95% da produção mundial é consumida na agricultura, 90% dos quais na forma de cloreto de potássio, 5% na forma de sulfato de potássio e 5% na de sulfato duplo de potássio e magnésio. O restante é consumido pela indústria química em aplicações diversificadas. O potássio, na forma de sais solúveis, como interessa à indústria de fertilizantes, é um produto resultante da meteorização das rochas ígneas e encontra-se nos mares, lagos salgados e nas jazidas de evaporitos, intercalado em rochas sedimentares.

Os minerais de potássio mais importantes são a silvita ( $KCl$ ), a carnalita ( $KCl.MgCl_2.6H_2O$ ), a kainita ( $KCl.MgSO_4.3H_2O$ ), a langbeinita ( $K_2SO_4.MgSO_4$ ), a leonita ( $K_2SO_4.MgSO_4.4H_2O$ ) e a polihalita ( $K_2SO_4.MgSO_4.2CaSO_4.2H_2O$ ). A silvita é o mais importante mineral de potássio, ocorrendo principalmente com a halita ( $NaCl$ ) na associação denominada silvinita.

No Brasil, as reservas de sais de potássio estão localizadas nos testados de Sergipe e Amazonas. Em Sergipe, os depósitos de silvinita e carnalita foram descobertos em 1963 pela PETROBRÁS, que estava fazendo prospecção de petróleo na região. Sabe-se da Geologia que os domos salinos formam estruturas típicas (armadilhas) para acumulação de petróleo. O projeto de implantação da mina/usina de Taquari-Vassouras para o aproveitamento do cloreto de potássio foi iniciado em 1979, pela Petrobrás Mineração S.A. (PETROMISA), e inaugurado em 1985. Apresentando características peculiares – dentre as quais se destaca a ocorrência de grisú (gases explosivos) – a mina de Taquari-Vassouras exigiu de técnicos brasileiros e franceses o desenvolvimento de uma complexa tecnologia de lavra subterrânea.

Além de estar situada a grande profundidade (450 m), a mina encontra-se numa zona geológica onde há ocorrência de gases explosivos, em razão da existência de campos petrolíferos nas proximidades. Outra dificuldade enfrentada pela equipe técnica foi a possibilidade de inundação da mina, já que havia, na região da lavra, formações aquíferas

<sup>1</sup> Professor da Universidade Federal de Pernambuco – UFPe

<sup>2</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>3</sup> Técnico-Químico, CETEM

<sup>4</sup> Químico Industrial, GEFEK-CVRD

que se constituíam em verdadeiros rios subterrâneos. Somaram-se a isso sérios problemas de mecânica de rochas, como a proximidade da taquidrita ( $\text{CaCl}_2 \cdot 2\text{MgCl}_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ ), situada logo abaixo da camada de minério a ser extraído. Essa rocha é altamente higroscópica e de baixa resistência mecânica quando em contato com o ar atmosférico.

A existência de lençóis aquíferos trouxe dificuldades principalmente aos trabalhos de abertura dos poços, shafts, que fazem ligação entre o subsolo e a superfície, através de elevadores especiais. Essas camadas de arenito aquífero, com espessuras de 50 m e concentrações muito altas de KCl (190 g/l), localizam-se entre 330 e 380 m abaixo da superfície, com potencial de vazão para o poço a ser aberto, variando de 20 a 80 m<sup>3</sup>/h e pressão de 42 kg/cm<sup>2</sup>. Para evitar a invasão da água nos poços (shafts) foi necessário o desenvolvimento de um produto especial que criasse uma barreira impermeável nas paredes dos mesmos, ou seja, uma resina epóxi apropriada. Os poços também exigiram trabalhos de revestimento com concreto especial. No horizonte dos aquíferos esse revestimento é duplo, com mais de 1 m de espessura. Além disso, foram introduzidos anéis de aço soldados em seu interior, com proteção catódica contra a corrosão.

Outro fator restritivo devido aos lençóis aquíferos diz respeito à recuperação na lavra. Em virtude da pequena distância entre o minério e a camada aquífera, é necessária a utilização de pilares de sustentação para impedir o abatimento das camadas superpostas. Dessa forma, o método de lavra adotado foi o de câmaras e pilares com o abandono dos mesmos. A possibilidade de se encontrar níveis de arenito aquífero no mesmo horizonte da lavra, bem como o risco de possíveis emanações de gases obrigam a execução de sondagem de proteção antes da abertura de galerias em áreas não reconhecidas, o que implica prazos e operações adicionais na mina.

A produção de cloreto de potássio, iniciada em 1985, está restrita ao complexo mina/usina de Taquari-Vassouras, localizado no município de Rosário do Catete, às margens da rodovia federal BR-101, a nordeste do estado de Sergipe, distante 45 km de Aracaju. A unidade esteve a cargo da PETROMISA até 1991. A partir de 1992, a mina passou a ser administrada pela Gerência Geral de Fertilizantes – GEFEK da Companhia Vale do Rio Doce (CVRD), por meio de um contrato de arrendamento. A unidade é a única produtora de cloreto de potássio em atividade no Brasil. Em 1999, a mina de Taquari-Vassouras atingiu a produção anual de 583.000 t de cloreto de potássio, destinadas ao mercado interno. Esta produção responde apenas por 15% da demanda brasileira do produto.

## Geologia do jazimento

A jazida situa-se entre os campos petrolíferos de Carmópolis e Siriri, na porção sul da bacia sedimentar Sergipe – Alagoas, e corresponde a uma área de 185 km<sup>2</sup>. A jazida ocorre no membro Ibura da formação Muribeca e a formação desse depósito é atribuída a uma seqüência de evaporitos, estando relacionada com a série de eventos que marcaram a separação dos continentes Afro-Brasileiro, durante o Cretáceo inferior. A mineralização salífera é constituída por halita, silvinita, carnalita lixiviada e taquidrita. Essa coluna estratigráfica, à exceção da taquidrita, constitui o ciclo VII da seqüência evaporítica, sendo a silvinita a principal fonte do minério de potássio. A mineralização dos sais de sódio e potássio ocorre na forma de camadas, com espessura média de 5 m.

A jazida de Taquari-Vassouras tem duas camadas mineralizadas denominadas silvinita superior e silvinita inferior. Esta última localiza-se logo acima de uma camada de taquidrita (o

tal mineral que possui a propriedade de absorver água quando em contato com o ar). Os corpos arenosos portadores de lençóis aquíferos encontram-se na formação muribeca, membro Oiterinhos. As reservas são estimadas em 13,5 milhões de toneladas de cloreto de potássio.

Na Tabela 1 encontra-se a composição mineralógica quantitativa típica do minério, que apresenta uma densidade de 2,11 g/cm<sup>3</sup>.

**Tabela 1 – Composição mineralógica da silvinita de Taquari-Vassouras.**

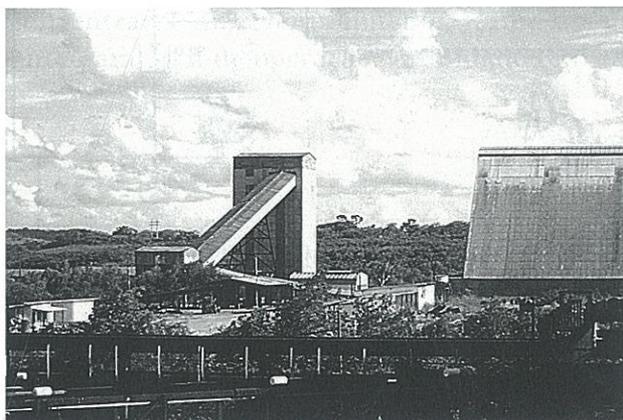
Espécie Mineral	Fórmula Química	Porcentagem em Peso
Halita	NaCl	67
Silvita	KCl	31
Outros	-	2

## Lavra

A lavra da mina é subterrânea e utiliza o método de câmaras e pilares. O acesso é feito através de dois poços, um de serviço e outro de extração. A Figura 1 apresenta uma visão geral do poço de extração. Os poços têm 5 m de diâmetro e 450 m de profundidade. O poço de extração tem capacidade de transporte para 420 t/h de minério e opera com uma velocidade de 8,5 m/s. A Figura 2 apresenta um fluxograma operacional no subsolo.

A mina subterrânea conta com uma infra-estrutura de apoio, com almoxarifados, oficinas de manutenção, pátios de circulação de veículos e equipamentos móveis, depósitos, subestações elétricas, galerias de acesso aos painéis, sistema de transporte de minério, ventiladores e estações de bombeamento. Também foi instalado na mina um silo de estocagem com capacidade para 7.500 t de minério e três outros, de apoio, para 600 t cada, interligados por transportadores de correia. A Figura 3A apresenta detalhes da escavação de galeria subterrânea.

O desmonte do minério é feito por três mineradores contínuos de rotores do tipo *Marietta* (Figura 3B), com capacidade para 50.000 t/mês cada, e um minerador de cabeça de corte do tipo



**Figura 1: Visão geral do poço de extração de minério silvinitico**

*Alpine*, com capacidade para 30.000 t/mês. Seis carros-ponte (*shuttle-car joy*), com capacidade para 15 t, transportam o minério até o alimentador (*feeder breaker*) do transportador de correia, de 1,2 m de largura, que conduz o minério até os silos. O minério é transportado para a superfície pelo poço de extração, enquanto o estéril é mantido, sempre que possível, nas galerias do subsolo.

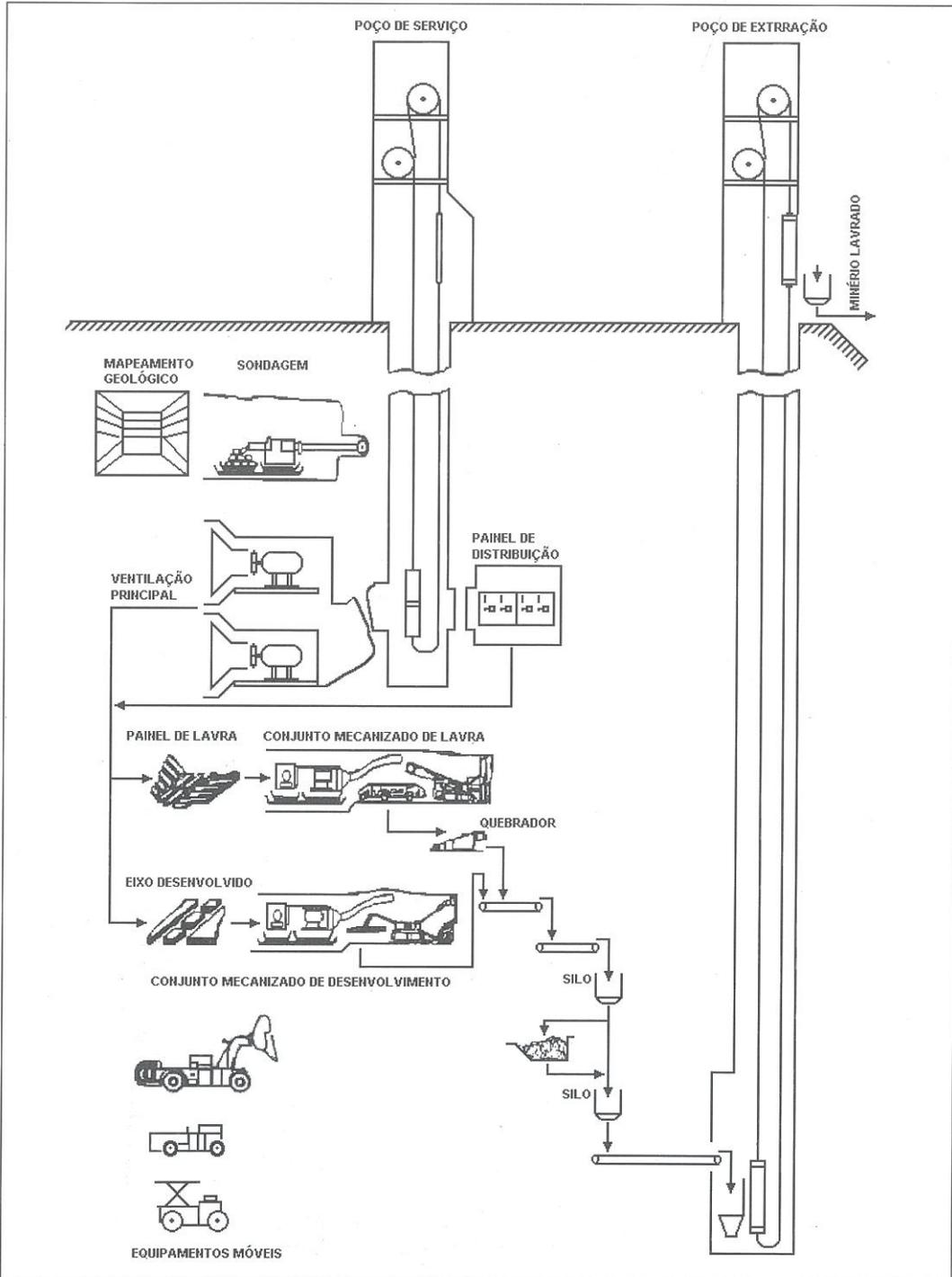
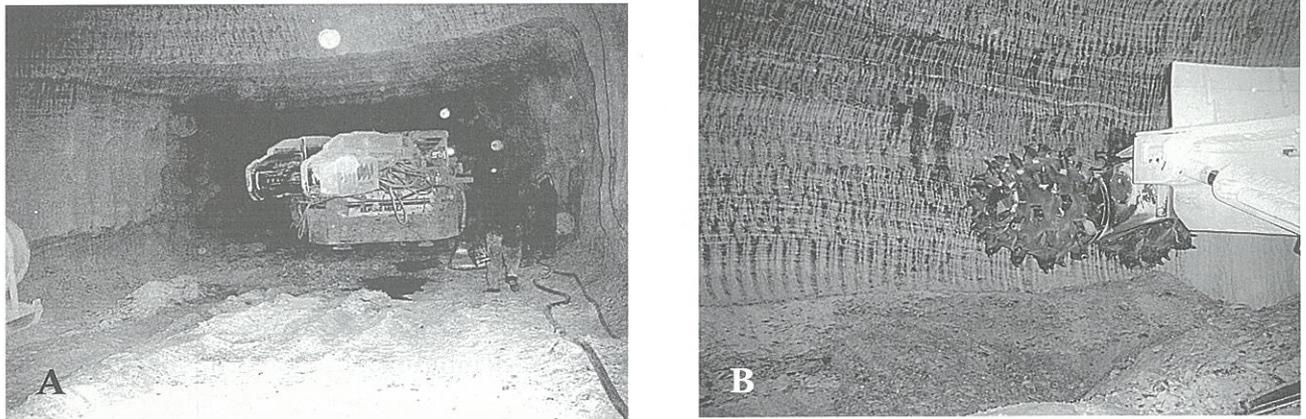


Figura 2: Fluxograma simplificado da mina de potássio de Taquari-Vassouras.



**Figura 3: (A) Escavação da galeria subterrânea. (B) Minerador Marietta em escavação.**

O minério é lavrado ao longo de galerias e câmaras a uma profundidade que varia de 450 a 700 m. A relação estéril/minério é de 1:4, sendo a recuperação na lavra de 46%. A mina tem uma capacidade anual de produção de 2,1 milhões de toneladas de minério.

## Usina de beneficiamento

A usina de beneficiamento tem uma capacidade nominal para produção de 500.000 t/ano de concentrado de cloreto de potássio. A usina é constituída pelas unidades industriais de britagem, concentração, secagem, compactação, dissolução e salmourado. A Figura 4 apresenta um fluxograma da usina de beneficiamento.

### Unidade de britagem

Ao chegar à superfície, o minério proveniente do subsolo pode formar uma pilha pulmão na praça de ROM (*run of mine*) ou seguir diretamente através de transportadores de correia para a unidade de britagem em circuito fechado, passando por uma grelha antes de alimentar um britador de impacto TBM, tipo martelo, modelo MLS7, com 560 x 1860 mm de boca.

O produto da britagem, com granulometria abaixo de 12 mm, segue por transportador de correia para a unidade de concentração ou, eventualmente, forma uma pilha pulmão de minério britado com estoque suficiente para 30 h de operação. A unidade tem capacidade para britar 344 t/h de minério.

### Unidade de concentração

Na unidade de concentração, o minério é empalpado com uma salmoura saturada em cloretos de potássio e sódio (12% KCl, 19% NaCl e 69% H<sub>2</sub>O) alimentando diretamente, via calha, uma série de peneiras estacionárias primárias tipo DSM, fabricadas pela DORR-OLIVER (1240X1630 mm). O corte granulométrico se dá em 1,2 mm. O fluxograma da Figura 4 apresenta detalhes das operações de beneficiamento do minério de Taquari.

A fração retida nas peneiras primárias alimenta a moagem primária que é realizada em dois moinhos de barras FAÇO, 24,4 x 39,6 m, que operam em circuito fechado com quatro peneiras

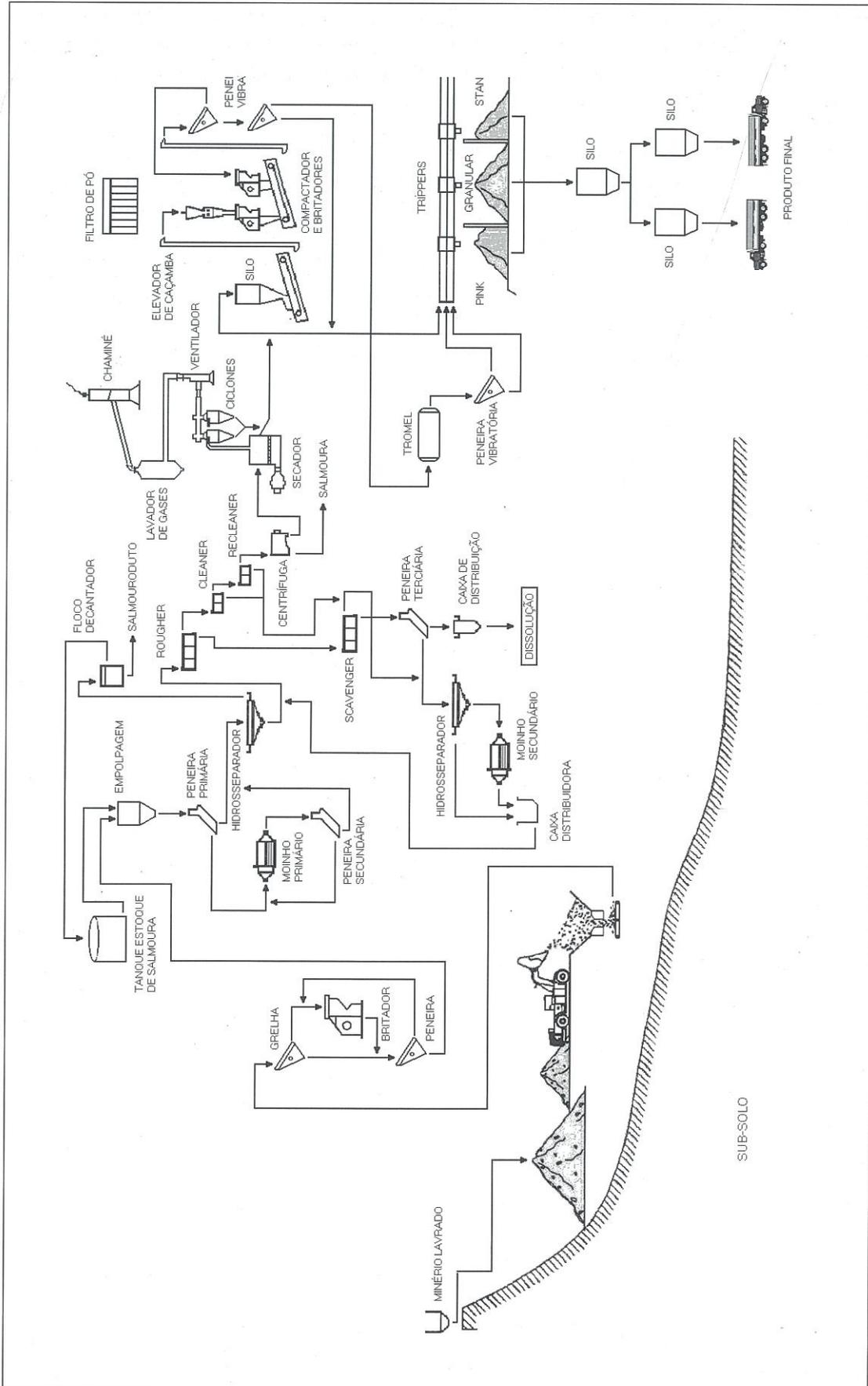


Figura 4: Fluxograma simplificado da usina de beneficiamento de Taquari-Vassouras.

estacionárias secundárias, cujas características são idênticas às das primárias. Os moinhos, tipo descarga por transbordo, trabalham com grau de enchimento de 34% e velocidade de 19,9 rpm (70% da velocidade crítica). O produto da descarga dos moinhos é diluído e bombeado de volta para as peneiras estacionárias secundárias.

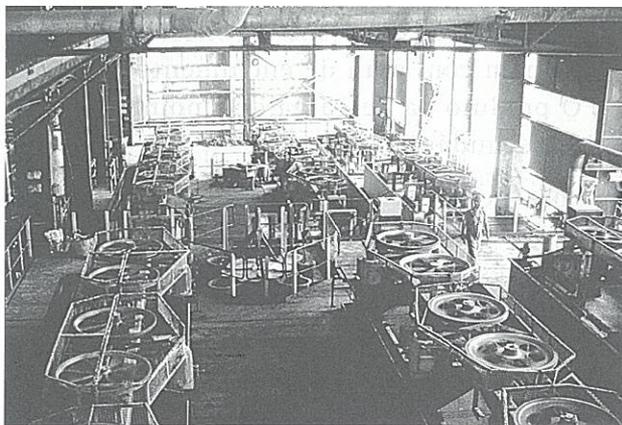
Os produtos passantes nas peneiras primárias e secundárias são recolhidos numa caixa distribuidora de onde seguem, por gravidade, para um hidrosseparador de finos EIMCO ( $\phi$  15 m), onde efetivamente ocorre a deslamagem da polpa que irá alimentar a unidade de flotação. A alimentação desse hidrosseparador contém 25% de sólidos em peso. A lama, *overflow* do hidrosseparador, encontra-se numa concentração de 1% em peso e, por sua vez, alimenta também por gravidade um Floco-decantador EIMCO ( $\phi$ 25 m). Nesse ponto, faz-se a adição de floculante, uma poliacrilamida neutra (15 a 20 g/t), em solução de 0,2% em peso. O *overflow* do floco-decantador, salmoura de processo clarificada, retorna aos tanques de estocagem para recirculação na usina. O produto espessado, *underflow* do floco-decantador, com uma concentração de sólidos de 60% em peso, constitui parte do rejeito da unidade sendo bombeado ao mar por meio do emissário salmouraduto.

O *underflow* do hidrosseparador, alimentação nova da flotação, com aproximadamente 32% de sólidos em peso, alimenta uma caixa receptora onde são adicionados os reagentes necessários à flotação do cloreto de potássio, que são basicamente o depressor de ganga, o coletor catiônico e o espumante. Após a adição dos reagentes, a polpa é bombeada para uma caixa distribuidora de onde alimenta, por gravidade, o circuito de células mecânicas de flotação, a uma taxa de cerca de 400 t/h de minério contendo de 30 a 35% de sólidos em peso. As células são do tipo Denver Sub-A, fabricadas pela Aero Mecânica DARMA, e têm um volume unitário de 2,83 m<sup>3</sup>. O circuito é formado por três linhas, operando em paralelo. Em cada linha há seis células de desbaste (*rougher*), duas de recuperação (*scavenger*), quatro de limpeza (*cleaner*) e quatro para a segunda limpeza (*re-cleaner*). O processo de flotação utiliza acetato de esteril-amina como coletor, MIBC (metil-isobutil-carbinol) como espumante e amido de milho como depressor de ganga (Tabela 2). A Figura 5 apresenta uma vista parcial das células de flotação.

**Tabela 2 – Reagentes utilizados no processo de flotação de silvita na mina de Taquari-Vassouras.**

Função	Reagente	Consumo(g/t)
Coletor	Acetato de esteril-amina	120 a 180
Espumante	Metilisobutilcarbinol	15 a 20
Depressor	Amido de milho	80 a 100

O concentrado das células de desbaste (*rougher*) alimenta os primeiros bancos de limpeza (*cleaner*), de onde sai um concentrado para alimentar o segundo banco de limpeza (*re-cleaner*). Os concentrados da segunda limpeza são recolhidos numa caixa de distribuição de polpa e desaguados num conjunto de três centrífugas, tipo *Solid Bowl Screening Basket*, com rotação máxima de 600 rpm. Esse concentrado *re-cleaner* contém de 48 a 50% de sólidos em peso, com teores de KCl variando de 93 a 96%.



**Figura 5: Detalhes do circuito da escavação.**

A fração não flotada no circuito de desbaste (*rougher*) alimenta as células de recuperação (*scavenger*). O rejeito das células de recuperação é submetido a um conjunto de três peneiras estáticas com 1,83 x 1,63 m cada, que separam esse rejeito em 0,6 mm. As frações passantes são recolhidas numa caixa de distribuição e seguem para a unidade de dissolução, retornando ao circuito de flotação, como salmoura saturada. O concentrado das células de recuperação (*scavenger*) e os rejeitos dos circuitos de limpeza (*cleaner e recleaner*) alimentam, por gravidade, um conjunto de dois espessadores de misto, EIMCO, com 9,3 m de diâmetro. A alimentação desses espessadores contém cerca de 5% de sólidos em peso. O *overflow* dos espessadores junta-se ao produto da moagem secundária numa caixa de polpa, de onde é bombeado para o circuito de flotação. O *underflow* dos espessadores, com 25% de sólidos em peso, é bombeado para o circuito de moagem secundária. O produto do moinho secundário soma-se à carga do *underflow* do hidroseparador para compor a alimentação da unidade de flotação.

As frações retidas nas peneiras terciárias seguem para remoagem no moinho secundário conjuntamente com o concentrado das células de recuperação (*scavengers*) e os rejeitos dos circuitos de limpeza (*cleaner e recleaner*), após o que são submetidos ao adensamento em dois espessadores de mistos, EIMCO ( $\phi$  9,3 m). O *overflow* proveniente dos espessadores de mistos retorna ao circuito de flotação como salmoura saturada.

## Unidade de secagem

Após a centrifugação, o concentrado da flotação segue para a unidade de secagem, constituída basicamente por um gerador de gases, um secador, dois ciclones pneumáticos e um sistema de lavagem de gases para abatimento e recuperação do material particulado arrastado.

A secagem é feita em secador DORR OLIVER, tipo leito fluidizado, alimentado por gás natural de petróleo e com capacidade para 120 t/h de concentrado úmido. A umidade da alimentação do secador varia entre 5 e 6%. A temperatura na câmara de combustão é de 650°C. Na descarga, a temperatura é de 150°C e a umidade é de 0,1%. Após a secagem, o concentrado passa por um conjunto de dois ciclones pneumáticos para recuperação, *underflow* do particulado de cloreto de potássio carregado. O *overflow* dos ciclones pneumáticos segue para lavagem dos gases de combustão.

## Unidade de compactação

O produto da secagem alimenta um defletor de fluxo que divide a alimentação de concentrado seco em dois fluxos. O primeiro deles constitui o produto *standard*, que é encaminhado diretamente para o galpão de estocagem após aplicação de agentes *anti-caking*. O segundo fluxo constitui a alimentação da unidade de granulação, que é formada por duas linhas contendo cada uma um rolo compactador, dois britadores de impacto, quatro peneiras vibratórias de alta frequência e um sistema de captação de pó.

O produto tipo granular (60% da produção) apresenta uma distribuição granulométrica com um máximo de 5% acima de 4,0 mm e 95% acima de 1,0 mm.

## Unidade de dissolução

O produto passante pelas peneiras terciárias da unidade de concentração (rejeito da flotação) segue para a unidade de dissolução, que contém uma bateria de quarenta e oito hidrociclones, ENVIROTECH ( $\phi$  150 mm), para adensamento. O *overflow* dos hidrociclones, com uma concentração de sólidos de 2% em peso, retorna à unidade de concentração, recuperando parte da salmoura de processo. A fração grossa, *underflow*, com uma concentração de sólidos de aproximadamente 60% em peso, alimenta um conjunto de filtros a vácuo ENVIROTECH SAURER, tipo tambor, com 2,44 m de diâmetro, 2,16 m de comprimento, e uma área total de filtragem de 16,6 m<sup>2</sup>.

Os filtros, cuja principal função é recuperar a salmoura de processo contida na polpa do rejeito da flotação, operam com rotação do tambor que varia de 1,0 a 2,5 rpm, e submersão de 37%. A torta gerada no filtro, contendo 96% de cloreto de sódio, e apresentando espessura de 30 a 40 mm e umidade máxima de 14% é descarregada por sopro e faca raspadora seguindo para dois dissolvedores que trabalham em série e têm a função de dissolver a torta. Os dissolvedores operam em contra-corrente com águas produzidas, provenientes dos poços de petróleo da região (< 20 ppm de óleo residual). O primeiro dissolvedor tem 3,5 m de diâmetro e 13,0 m de altura, enquanto o segundo tem 2,5 m de diâmetro e 10,8 m de altura. Ambos possuem fundo cônico. A vazão de sólidos nesses equipamentos é de 268 t/h de rejeito (NaCl). Os resíduos insolúveis provenientes dos dissolvedores alimentam quatro hidrociclones ENVIROTECH ( $\phi$  150 mm) sendo, em seguida, bombeados para os diques de contenção de resíduos. O *overflow* do dissolvedor, salmoura contendo cloreto de sódio em concentrações elevadas, alimenta, por gravidade, dois clarificadores CIMAQ do tipo Seclar, com 5,0 m de diâmetro e 7,0 m de altura. Os clarificadores têm a função de reduzir ainda mais a quantidade de sólidos em suspensão. O *overflow* dos clarificadores alimenta, por gravidade, um tanque de recepção de salmoura para descarte ao mar onde é feito o bombeamento através do emissário salmouróduto.

## Unidade de salmouróduto

O salmouróduto tem a função de levar até o mar a salmoura com elevada concentração de NaCl, produzida na dissolução do rejeito da flotação. A tubulação tem 0,5 m de diâmetro e transporta 1.000 m<sup>3</sup>/h. O emissário tem 35,5 km em terra e 1,9 km mar adentro, e sua descarga é feita a uma profundidade de 7,5 m. O sistema de bombeamento consiste de três bombas em série, operando com motores de 250 CV.

## Meio ambiente

Os efluentes líquidos industriais gerados nos processos produtivos do cloreto de potássio são recuperados em diques de contenção com capacidade para 90.000 m<sup>3</sup> e bombeados convenientemente com os rejeitos da flotação ao mar via emissário salmourado. A profundidade do bocal difusor deste emissário está dimensionada de acordo com os critérios de neutralização dos impactos ambientais, segundo estudos do gradiente de dispersão convectiva na região do lançamento.

As águas pluviais também são drenadas para os diques de contenção. Esses diques têm a função de acumular o resíduo sólido e permitir o retorno da água residual à usina para reaproveitamento ou para descarte ao mar, conforme a conveniência. Os riachos que atravessam a área da unidade operacional são adequadamente segregados para impedir o contato com os corpos hídricos internos.

A secagem do concentrado é feita com gás natural de petróleo visando eliminar a emissão de gases tóxicos gerados por óleos combustíveis. Sistemas de aspersão de água, sistemas confinados e filtros de captação de pó minimizam sobremaneira os impactos da poluição atmosférica. O monitoramento desses processos é feito sistematicamente através de equipamentos do tipo "hi-vol" estrategicamente distribuídos ao longo do empreendimento.

A adequada retenção do material estéril no subsolo reduz o impacto ambiental provocado pelo acúmulo de material na superfície.

## Dados operacionais

Atualmente a GEFEK produz cerca de 600.000 t/ano de fertilizante potássico, 20% acima da sua capacidade de projeto. A recuperação do cloreto de potássio no processo é de 92%. O produto final apresenta um mínimo de 93% de KCl, em base seca (Tabela 3). O tipo granular representa 60% da produção.

**Tabela 3 – Composição química típica, em base seca, do produto final.**

<b>Composição</b>	<b>(%)</b>
KCl	93,0
NaCl	6,0
Outros sais	0,6
Insolúveis	0,4

O consumo energético total (lavra e beneficiamento) é de aproximadamente 125 kWh/t de cloreto de potássio produzido. A usina participa com cerca de 50% da energia total consumida pela CVRD, cujo fornecedor é a concessionária local ENERGIPE.

O consumo de água é da ordem de 7,5 m<sup>3</sup>/t. Águas produzidas provenientes dos poços petrolíferos da região são utilizadas na dissolução do rejeito cloreto de sódio.

O complexo mina/usina utiliza modernos sistemas de supervisão com controle remoto, *flowmeters* e analisadores *on line*, como, por exemplo, o tipo analisador químico para cloreto de potássio via raios *gama*.



ferro / manganês / ouro

CVRD / Carajás

---

# PROVÍNCIA MINERAL DE CARAJÁS

Walter Rubens Hildebrand<sup>1</sup>

João Alves Sampaio<sup>1</sup>

■ *A Província Mineral de Carajás está situada na região Sudeste do estado do Pará, na mesopotâmia dos rios Araguaia e Xingu, na faixa compreendida entre as latitudes 05° 00'S e 08° 00'S.*

*Um breve histórico<sup>2</sup> mostra que, na década de 60, o continente africano foi marcado por uma série de revoluções nacionalistas, que colocaram em risco o suprimento de bens minerais. Entre os minerais estratégicos estava o manganês, pois as indústrias dos países industrializados dependiam dos suprimentos do Gabão, Índia, Brasil e a União Soviética. Não por acaso, na segunda metade da década, duas empresas multinacionais americanas, concorrentes, a Union Carbide e a US Steel, esta à época a maior produtora mundial de aço, iniciaram programas de prospecção de manganês na Amazônia, concentrando suas atenções no Sudeste do Pará, na região da Serra dos Carajás. A primeira a chegar foi a Union Carbide, que em 1966, através da subsidiária CODIM – Cia. de Desenvolvimento Mineral, descobriu o depósito de manganês do Sereno, a Leste da Serra dos Carajás. Em maio de 1967, a US Steel, através da subsidiária brasileira Cia. Meridional de Mineração – CMM, iniciou suas operações na região. Para escapar ao controle da concorrente, iniciou os trabalhos de exploração com base na Ilha de S. Francisco, no Rio Xingu, a Oeste. A empresa utilizou, pela primeira vez no país, o helicóptero em apoio às suas operações, o que lhe viria trazer grande vantagem estratégica. Dada às dificuldades de operar com os helicópteros na longa distância do rio Xingu à Serra dos Carajás, a empresa optou por transferir a base para um castanhal com pequena pista de pouso para aviões na confluência do Rio Cinzento com o Rio Itacaiúnas, no flanco Norte da Serra dos Carajás. No traslado de um dos helicópteros, no dia 31 de julho de 1967, às 10 horas, parando para reabastecimento numa clareira natural da Serra Arqueada, o Geólogo Breno Augusto dos Santos<sup>3</sup>, chefe da equipe de campo da Meridional, notou que a referida clareira era constituída por canga de hematita, originária de minério*

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Extraído de "Carajás – história e perspectivas", de Breno Augusto dos Santos; publicado em Espaço, Ambiente e Planejamento, Vol. 1, N<sup>o</sup>2, fev. 1986.

<sup>3</sup> Equipe técnica do projeto composta por: Gene E. Tolbert, Geólogo-chefe; Breno A. dos Santos, Geólogo-chefe de campo; Erasto B. de Almeida e João E. Ritter, Geólogos; Noé D. dos Santos, administrador; Feliciano T. Tenório, capataz; e 10 auxiliares de campo.; conforme Espaço, Ambiente e Planejamento, vol.1, N<sup>o</sup>2, fev.1986; autor: Breno <sup>a</sup> dos Santos

*hematítico subjacente, contrariando as informações que davam àquelas clareiras origem de intemperismo em sedimentos carbonáticos<sup>4</sup>. A partir desta constatação, a equipe mobilizou-se rapidamente para reconhecer as demais clareiras, confirmando a presença de canga hematítica em todas elas. Estava descoberta a maior concentração de depósitos de minério de ferro de alto teor do mundo, com reservas de 18 bilhões de toneladas e teor de 66,0% Fe, em média. No dia 5 de setembro do mesmo ano, outro geólogo da equipe da Meridional, Erasto B. de Almeida, descobriu vários depósitos de manganês na Serra de Buritirama, que revelariam reservas de 12 milhões de toneladas com 40,0% Mn. Em 1970, foi criada a empresa Amazônia Mineração S/A – AMZA, com 51% CVRD e 49% US Steel, que incorporou todos os direitos minerários da US Steel/CMM na região. Em 1977, a US Steel vendeu sua participação na AMZA por US\$50 milhões. Em 1978, a CVRD decidiu implantar o Projeto Ferro Carajás, cuja produção teve início em 1985.*

*Os trabalhos de prospecção geológica sistemática têm prosseguido sem solução de continuidade desde as primeiras descobertas em 1966 e 1967, liderados, na seqüência, pelas empresas US Steel/Meridional, AMZA, CVRD/DOCEGEO, descobrindo novos e importantes depósitos de Cu, Au, Mn, Ni, Cr, Sn e W, proporcionando à província mineral destaque nacional e internacional, atraindo grande número de empresas para a região, bem como garimpeiros, ambos contribuindo para novas e importantes descobertas, conforme mostrado no Quadro 1.*

## Geologia regional

O embasamento regional é constituído de terrenos granito-greenstone, gnáissicos e migmatíticos arqueanos.

Os terrenos granito-greenstone predominam no Sul da província, com destaque para as regiões de Rio Maria, Cumarú, Sapucaia e Tucumã. São constituídos de rochas vulcanossedimentares de fácies metamórfico de baixo grau, tipo xistos verdes (greenstone belts), com idades iguais ou superiores a 2.850 milhões de anos<sup>5</sup>, agrupadas sob denominação de Supergrupo Andorinhas<sup>6</sup>, que é constituído de dois Grupos: a) Babaçu<sup>7</sup>, constituído de derrames komatíticos, derrames basálticos, formações ferríferas e metassedimentos pelíticos; b) Grupo Lagoa Seca, constituído por metavulcânicas básico-ultrabásicas na base, sucedidas por metavulcânicas intermediárias a ácidas e metassedimentos clásticos. Os depósitos de de ouro desta região estão associados às rochas deste dois grupos.

Os terrenos gnáissicos e migmatíticos, agrupados recebem a denominação genérica de Complexo Xingu.

A Bacia de Carajás<sup>8</sup>, unidade de maior importância econômica, que ocupa toda a faixa centro-norte da província, evoluiu a partir de cinturão de cisalhamento transcorrente<sup>9</sup> sobre

<sup>4</sup> Barbosa, Octávio e al. Geologia Estratigráfica, Estrutural e Econômica da Área do Projeto Araguaia. R. de Janeiro, IBGE, 94p., 1966 (Brasil, Departamento Nacional da Produção Mineral, Monografia 19)

<sup>5</sup> Machado et al., 1988, método U/Pb.

<sup>6</sup> Equipe DOCEGEO do Distrito Amazônia; Anexo aos Anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia; Belém, 1988.

<sup>7</sup> Ide 5

<sup>8</sup> Hun, Sérgio R. B. et al.; Descoberta do Depósito de Cu(Au) Cristalino; Geologia e Mineralização Associada - Região da Serra do Rabo – Carajás-PA; VI Simpósio de Geologia da Amazônia, 1999; SBG/NO

<sup>9</sup> Araújo & Maia, 1991; Pinheiro & Holdsworth, 1997)

**Quadro 1 – Principais descobertas de depósitos minerais em Carajás.\***

<b>Ano</b>	<b>Local</b>	<b>Substância Mineral</b>	<b>Descobridor</b>
1966	Serra do Sereno	Minério de Manganês	CODIM(Union Carbide)
1967	Serra dos Carajás	Minério de Ferro	Meridional/US Steel
1967	Serra de Buritirama	Minério de Manganês	Meridional/US Steel
1970	Velho Guilherme	Cassiterita	IDESP/PROMIX
1970	Mocambo	Cassiterita	PROMIX
1971	Igarapé Azul	Minério de Manganês	AMZA
1971	Serra do Quatipuru	Cromita	DOCEGEO(CVRD)
1973	Onça/Puma	Minério de Níquel	INCO
1974	Antônio Vicente	Cassiterita	DOCEGEO(CVRD)
1974	Vermelho	Minério de Níquel	AMZA
1974	N5	Bauxita Metalúrgica	AMZA
1976	Pojuca	Minério de Cobre	AMZA
1976	Serra das Andorinhas	Ouro	DOCEGEO(CVRD)
1977	Salobo	Minério de Cobre	DOCEGEO(CVRD)
1978	Rio Branco	Ouro	Garimpeiros
1980	Serra Pelada	Ouro	Garimpeiros
1980	Cumarú	Ouro	Garimpeiros
1980	Pedra Preta	Wolframita	Garimpeiros
1980	Bom Jardim	Wolframita	Garimpeiros
1980	Cachoeirinha	Wolframita	Garimpeiros
1982	Luanga	Cromita e Platina	DOCEGEO(CVRD)
1986	Igarapé Bahia	Ouro	DOCEGEO(CVRD)
1988	Gameleira	Minério de Cobre	DOCEGEO(CVRD)
1996	Igarapé Bahia/Alemão	Minério de Cobre	DOCEGEO(CVRD)
1997	Sossego	Minério de Cobre	Phelps Dodge/CVRD
1998	Cristalino	Minério de Cobre	DOCEGEO(CVRD)

\* Fonte: adaptado do Quadro 3 – Principais descobertas minerais nos Carajás; Carajás – História e Perspectivas; autor Breno A. dos Santos; Espaço, Ambiente e Planejamento, Vol. 1, No.2, fev.86.

centro-norte da província, evoluiu a partir de cinturão de cisalhamento transcorrente<sup>9</sup> sobre terrenos do Complexo Xingu e do Supergrupo Andorinhas. É constituída por seqüências vulcanossedimentares, datadas em 2.760 milhões de anos<sup>10</sup> que encontram-se metamorfasadas em fácies desde xistos verdes até anfibolitos. Elas foram agrupadas pelos geólogos da DOCEGEO (1988) no Supergrupo Itacaiúnas, o qual engloba rochas vulcânicas bimodais, rochas piroclásticas intermediárias a ácidas, formações ferríferas, rochas siliciclásticas e carbonáticas, enquadradas<sup>11</sup> nos Grupos Salobo, Pojuca, Grão Pará, Igarapé Bahia e Buritirama. Estas seqüências são cortadas por intrusões graníticas sintectônicas de 2.570 milhões de anos (Machado et al., 1991) e pós-tectônicas ou de 1.880 milhões de anos e afetadas por magmatismo básico representado por diques de gabros e diabásios de 175 milhões de anos<sup>12</sup>. Finalmente toda a área da província apresenta coberturas Terciária e Quaternária. Às primeiras estão associados os depósitos lateríticos de minérios de ferro, manganês, bauxita, níquel e ouro (Igarapé Bahia e Serra Pelada). As coberturas quaternárias têm importância econômica porque abrigam em vários locais, depósitos aluvionares de ouro.

<sup>10</sup>Gibs et al., 1986; Machado et al., 1991.

<sup>11</sup>Viana Soares, A. D. et al; Geologia e Mineralizações do Depósito de Cu-Au Alemão – Província Mineral de Carajás(PA); VI Simpósio de Geologia da Amazônia, Manaus, 1999, SBG/NO

<sup>12</sup>Rb/Sr; Basei, 1974, sotoposto a arenitos da Formação Águas Claras. Foi descoberto por geólogos da DOCEGEO, em 1996

## Jazidas

As principais jazidas estudadas pela Companhia Vale do Rio Doce – CVRD, são: as jazidas de cobre e ouro: Salobo; Alemão e Sossego; jazida níquel do Vermelho e a jazida de bauxita do N5.

### Salobo - jazida de cobre e ouro<sup>13</sup>

A jazida localiza-se a cerca de 50 km a NW do terminal ferroviário de Carajás, no local denominado Serras do Cinzento. Foi descoberta por geólogos da DOCEGEO, em 1977, através de levantamento geológico-geoquímico em área de anomalia magnética revelada em levantamento aeromagnético realizado entre 1973 e 1974. Tem 3500 m de extensão por 350 m de largura, em média, orientada segundo N70°W. É constituída por um pacote de rochas vulcanossedimentares polideformadas que se assentam sobre gnaisses finos, cinza, do Complexo Xingu. A mineralização está contida no pacote metassedimentar, tem forma lenticular, ocupando a parte central do pacote, sendo que a parte mais rica em cobre (>1,5%), está associada a xistos derivados de sedimentos químicos ricos em ferro, contendo mais de 50% de magnetita, gradando lateralmente para xistos a granada, biotita e anfibólio, com pouca magnetita e pobres em cobre (<0,5%).

As reservas geológicas estão avaliadas em 1.036 milhões de toneladas de minério de cobre e ouro, com teor médio de 0,86% de cobre e de ouro variando entre 0,2 a 0,5 g/t.

Esta jazida é de propriedade da empresa Salobo Metais S/A, formada por uma associação da CVRD com a Anglo American, que desenvolve estudos de viabilidade para um projeto mineiro/metalúrgico.

### Alemão - jazida de cobre e ouro<sup>14</sup>

Este depósito localiza-se ao lado da mina de ouro de Igarapé Bahia. Não é aflorante e está, em média, a 250 m de profundidade, sotoposto a metarenitos da Formação Águas Claras. Foi descoberto por geólogos da DOCEGEO, através de furos exploratórios de sondagem programados sobre anomalias magnetométricas, selecionadas a partir de aerolevanteamento geofísico executado em 1992. Apresenta direção aproximada N45°E, mergulho 80°NW, com 500 m de extensão, largura de 50 a 200 m e encontra-se posicionado preferencialmente na interface de rochas metapiroclástica-metassedimentares com rochas metavulcânicas do grupo Igarapé Bahia, datadas em 2,6 bilhões de anos. A mineralização deste depósito é representada por brechas hidrotermais e hidrotermalitos, classificada em: brecha magnética sulfetada e brecha clorítica sulfetada. Os principais minerais de minério são, pela ordem: calcopirita, bornita, pirita, pirrotita e arsenopirita, que ocorrem em concentrações maciças ou disseminadas. Além de Cu e Au, a zona mineralizada apresenta enriquecimento secundário em elementos de terras raras (ETR), Mo, Ag, P, Pb, F, Zn, Ni, Co, W, Sn, V, Ce e La.

<sup>13</sup> Vieira, E. A. P.; Saueressig, R.; Siqueira, J. B.; Silva, E. R. P. da; Luzimar, J. e Castro, Flávio D. Café de – Caracterização Geológica da Jazida Polimetálica do Salobo 3A – Reavaliação; Anexo aos anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, Belém, 1988.

<sup>14</sup> Viana Soares, A. D. et al.; Geologia e Mineralizações do Depósito de Cu-Au Alemão – Província Mineral de Carajás (PA); VI Simpósio da Geologia da Amazônia, Manaus, 1999, SBG/NO

Após a execução de pesquisas executadas através de 61.000 m de sondagem, os recursos estimados são 170 milhões de toneladas de minério com teores médios em torno de 1,5% Cu e 0,8 g/t de Au.

Este depósito pertence à CVRD, que prossegue nos estudos para seu aproveitamento econômico.

## Jazida de cobre e ouro do Sossego<sup>15</sup>

Está localizada na porção Sul de Carajás. Foi descoberta em 1997 por geólogos da Phelps Dodge do Brasil Mineração Ltda. O minério é sulfetado, tendo como principal mineral minério a calcopirita e está associado às rochas granitóides encaixadas em gnaisses e migmatitos do Complexo Xingu. As pesquisas, envolvendo levantamentos geológicos, geofísicos, geoquímicos e 34 000 m de sondagens rotativas, realizadas para avaliar o potencial da jazida, resultaram na estimativa de reserva total da ordem de 355 milhões de toneladas de minério calcopirítico, com teor médio de 1,3% Cu e ouro associado, para lavra a céu aberto.

Em 1998, foi constituída a empresa Mineração Serra do Sossego S/A, uma *joint venture* entre a CVRD e a *Phelps Dodge*, para a exploração desta jazida.

## Jazida de níquel laterítico do Vermelho<sup>16</sup>

Esta jazida localiza-se a 20 km a oeste da Serra do Rabo, na extremidade Sudeste da Serra dos Carajás. Foi descoberta em 1974 por geólogos da Amazônia Mineração S/A – AMZA, a partir de interpretação fotogeológica de imagens de radar e fotografias aéreas, seguida de levantamento geológico e geoquímico de campo.

O minério é residual, laterítico. Ocorre associado aos platôs do topo e aos colúvios das encostas de duas elevações de cerca de 200 m, denominadas V1 e V2, formadas por rochas básica-ultrabásicas, constituídas por dunitos e peridotitos serpentinizados, piroxenitos e gabros, encaixados em gnaisses e migmatitos do complexo Xingu, os quais formam a base arrasada, plana, em torno das referidas elevações. É constituído de dois tipos: garnierítico, também chamado de silicatado, ocorre nas porções medianas do perfil laterítico e limonítico ou oxidado, que ocorre, em geral, nas porções medianas a superiores.

Os trabalhos de pesquisas geológicas foram desenvolvidos sucessivamente pela AMZA e pela DOCEGEO e os resultados são apresentados no Quadro 2:

**Quadro 2 – Reservas geológicas totais dos corpos V1 E V2**

Minério	Esp. (m)	Quantidade (10 <sup>3</sup> t)	Composição Química				
			Ni %	MgO%	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Fe/MgO	Cu(ppm)
Garnierítico	10,61	21.690	1,80	20,51	22,48	1,10	80
Limonítico	9,37	22.280	1,21	2,71	48,93	18,06	211
TOTAL	9,99	43.970	1,50	11,49	35,88	3,12	146

Fonte: Bernardelli, Arthur L. e Silva Alves, Carlos A.; Jazida de Níquel Laterítico do Vermelho, Anexo aos Anais do XXXV Congresso Bras. De Geol., Belém, 1988.

<sup>15</sup> Campos Cordeiro, Armando A. de; Pesquisa Mineral: Panorama Atual da CVRD na Amazônia; VI Simpósio de Geologia da Amazônia, Manaus, 1999, SBG/NO

<sup>16</sup> Bernardelli, A. L. e Silva Alves, C. A.; Jazida de Níquel Laterítico do Vermelho, Anexo aos Anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, Belém, 1988.

Esta jazida pertence à CVRD que conduz estudos e trabalhos sistemáticos de reavaliação, tanto em nível de laboratório como de campo, procurando otimizar o projeto de viabilidade econômica.

## Jazida de bauxita do Platô N5<sup>17</sup>

Esta jazida pertence à CVRD e está situada no prolongamento norte do platô que contém a mina de ferro de N5, à beira da rodovia asfaltada que liga Carajás a Parauapebas, 19 km do aeroporto de Carajás. Foi descoberta em 1974 por geólogos da Amazônia Mineração S/A – AMZA, ao pesquisarem a área com o objetivo de selecionar o local para construção do atual núcleo residencial de Carajás.

A área da jazida é coberta por densa floresta, tem contornos irregulares, encostas íngremes, com altitude média de 650 m. O minério é superficial, não apresenta cobertura estéril, tem em média 4,5 m de espessura, é argiloso, terroso, friável, ferruginoso, de coloração variando de amarela a castanha, com baixo teor de sílica reativa e alto teor de alumina, passando a seguir para uma carapaça de cerca de 8,5 m de espessura de laterita ferruginosa, que sobrepõe-se a material argiloso, produto de alteração das rochas básicas subjacentes que deram origem à cobertura laterítica.

As pesquisas executadas através de poços e sondagens rotativas, revelaram reservas geológicas de 49 milhões de toneladas de minério bruto, com teores médios de 3,49%  $Al_2O_3$ , 1,7%  $SiO_2R$  (sílica reativa), 25%  $Fe_2O_3$  e 3,9%  $TiO_2$ .

O minério apresenta problemas para a produção de alumina nos testes de caracterização tecnológica (*amenability*), em virtude da presença de carbono orgânico com teor médio no perfil de 1,5%. A CVRD desenvolve estudos para superar este problema.

## Proteção ambiental

A Companhia Vale do Rio Doce – CVRD, como resultado de sua política de proteção ambiental para a região de Carajás, tem adotado medidas com o objetivo de garantir a implementação das atividades produtivas, evitando impactos adversos na natureza.

Dentro desta política, foram firmados convênios com o Instituto do Meio Ambiente e dos Recursos Naturais Renováveis – IBAMA, através dos quais a empresa assumiu a responsabilidade de proteger a Floresta Nacional de Carajás, a Reserva Biológica do Tapirapé – REBIO, a Floresta Nacional do Aquiri/Tapirapé – FLONATA e a Área de Proteção Ambiental do Gelado – APA; as quatro ocupando uma área total de proteção ambiental de 726.548,54 hectares.

Em 21/9/1998 as minas de ferro e manganês de Carajás foram certificadas pela ISO 14.001 que, na atividade de mineração, foram as primeiras no mundo a receber esta certificação.

Além do compromisso de recuperar todas as áreas afetadas pela mineração, a empresa desenvolve várias atividades ambientais como: a construção de um parque zoobotânico para dar suporte aos estudos da fauna e flora regionais; o monitoramento e inspeção ambiental das áreas

<sup>17</sup> Silva Alves, Carlos <sup>a</sup> da; Depósito de Bauxita do Platô N5; Anexo aos anais do XXXV Congresso Brasileiro de Geologia, Belém, 1988.

de mineração; a educação ambiental em escolas e junto à comunidade, empregados, estudantes e clientes; assistência à Comunidade dos Índios Xicrin do Cateté, através de convênio firmado com a Fundação Nacional do Índio – FUNAI, que além da assistência, a CVRD delega à tribo o controle dos 439.150 ha. Com mais esta faixa de terras, a CVRD está ativamente envolvida na proteção de 1.165.698,54 ha.

## CVRD / Mina N5

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Kesley Medeiros Julianelli<sup>2</sup>  
Márcio Torres Moreira Penna<sup>2</sup>

■ Até o início da década de 60, Carajás era apenas o nome de uma distante serra da floresta amazônica no Pará.

Em 31 de julho de 1967, uma equipe brasileira de geólogos da Companhia Meridional de Minerações – subsidiária da U.S. Steel – realizava sobrevôos na região Sul do estado, quando percebeu clareiras de vegetação rasteira que interrompiam a mata, deixando a mostra uma cobertura de minério de ferro.

As pesquisas geológicas estimaram as reservas em 18 bilhões de toneladas de minério de ferro de alto teor (66% de ferro) das quais 13 bilhões de toneladas eram reservas lavráveis. Tratava-se da maior jazida de minério de ferro no planeta, suficiente para garantir a produção atual por 250 anos. Também foram encontradas extensas reservas de manganês, ouro, cobre, níquel e outros minerais.

Em abril de 1970, foi constituída a Amazônia Mineração S.A. – AMSA, formada pela Companhia Vale do Rio Doce - CVRD (51% do capital) e pela U.S. Steel (49%).

As pesquisas continuaram até 1977, quando a CVRD comprou a parte da empresa norte americana por US\$ 55 milhões e tornou-se a única condutora do maior empreendimento econômico de seu tempo no Brasil: o Projeto Ferro Carajás.

Em julho de 1978, a CVRD iniciou a construção da Estrada de Ferro Carajás – EFC, ligando a província mineral ao Terminal Marítimo de Ponta da Madeira, em São Luís - MA. Ao todo, a CVRD investiu US\$ 2,9 bilhões no Projeto Ferro Carajás.

A mina de ferro N4E, em operação pela CVRD, está localizada no município de Paraupébas-PA, na localidade de Carajás, a 860 km da capital, Belém, e a 789 km do Terminal Marítimo de Ponta da Madeira.

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Engenheiro, CVRD

## Caracterização do minério

As reservas de minério de ferro de Carajás estão estimadas em 18 bilhões de toneladas, das quais 6 bilhões de toneladas estão na Serra Norte e um bilhão de toneladas está na Serra Sul. O primeiro corpo de minério de ferro escolhido para lavra em Carajás foi o N4E, devido à facilidade de acesso ferroviário, à baixa espessura do capeamento e ao baixo teor de contaminantes. O N4E possui 1,4 e 1,2 bilhões de toneladas de reservas geológica e lavrável, respectivamente. A ausência de contaminantes e teor de ferro de 66% do minério, proporcionam redução dos custos de produção. Um minério com essas características dispensa a etapa de concentração.

Neste contexto, o processamento do minério consiste apenas das operações de britagem, classificação, desaguamento, moagem e filtragem. Os produtos obtidos são *sinter feed*, granulado, *pellet feed* e FDR (fino para redução direta). A composição química do minério bruto está apresentada na Tabela 1.

**Tabela 1 – Composição química do minério de ferro bruto da mina de Carajás (N4E).**

Elementos	Teores (%)	Compostos	Teores (%)
Fe	66,32	SiO <sub>2</sub>	0,74
P	0,049	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,06
Mn	0,37	-	-

A formação ferrífera da região está inserida no grupo Grão-Pará, o qual compreende três formações geológicas, onde a intermediária é denominada Formação Carajás. Os principais minerais de ferro são hematita e marmatita, todavia, ocorrem magnetita e goethita como minerais secundários.

As jazidas de minérios de ferro de Carajás são constituídas, essencialmente, de hematita friável, um produto de enriquecimento do protominério jaspelito, com a lixiviação preferencial da sílica, concentrando os óxidos de ferro, hematita e magnetita.

## Lavra da mina de ferro de Carajás

O método de lavra empregado é a céu aberto com bancadas de 15 m de altura e declividade de 1,0% para favorecer a drenagem. Na etapa de desmonte, 30% do minério e 80% do estéril necessitam de explosivos. Após o desmonte, caminhões fora-de-estrada, tipo *Haulpak*, transportam o minério até a britagem primária. Daí, o minério britado segue por transportador de correia até a usina de beneficiamento. A escolha do sistema de britagem, fixo ou semimóvel, depende da distância entre a frente de lavra e os mesmos.

## Beneficiamento

### Britagem primária – fixa e semimóvel

Inicialmente, o minério lavrado sofre uma britagem primária realizada em duas estações, uma fixa e outra semimóvel. Em ambas, os caminhões fora-de-estrada descarregam o minério na grelha vibratória GV(2), com espaçamento entre os trilhos de 25 cm, na britagem fixa, e 15 cm, na britagem semimóvel.

No caso da britagem fixa, o *oversize* da grelha GV(2) segue para o britador BG(1) giratório (122X188 cm), com abertura que varia entre 20 e 30 cm. O *undersize* da grelha GV(2) junta-se à descarga do britador BG(1) e alimenta o chute móvel (EE).

Na britagem semimóvel, o circuito é similar, todavia cada uma das duas unidades, com capacidade nominal de 7.500 t/h, é constituída de um alimentador de sapatas com largura de 2,2 m, uma grelha vibratória com abertura de 15 cm, um britador de mandíbulas 1,6X1,4 m e um transportadora de correia com largura de 2,2 m.

O produto do britador de mandíbulas junta-se à fração fina da grelha vibratória GV(2) e alimenta o chute móvel (EE). Desse ponto, todo o material segue para a britagem secundária ou, opcionalmente, pode seguir para estocagem na pilha de emergência (PE) de ROM (Figura 1). A pilha de emergência, com capacidade de 100.000 t, tem a função de evitar que eventuais paradas na lavra comprometam a continuidade da usina de beneficiamento.

## Britagem secundária

Inicialmente, o minério é retomado do chute móvel e alimenta uma bateria de seis peneiras vibratórias PV(6) com abertura da 75 mm. O material acima dessa granulometria passa por três britadores cônicos (33X213 cm) com abertura de 60 mm aproximadamente, que trabalham em circuito fechado com carga circulante de 6%. As peneiras PV(6), duas para cada britador, trabalham com amplitude máxima 5,5 mm. A fração passante, - 75 mm, segue para o peneiramento secundário PV(12). Nessa etapa são utilizadas peneiras vibratórias de duplo deque com aberturas de 25 e 11 mm, conforme fluxograma da Figura 1.

## Britagem terciária

O material britado nessa etapa é a fração retida na primeiro deque do peneiramento secundário, Figura 1, cuja granulometria está acima de 25 mm. São cinco britadores cônicos, BC(5), em operação e um em fase de instalação. A abertura desses britadores cônicos varia entre 28 e 32 mm.

## Instalações de peneiramento e moagem

O produto da britagem secundária é distribuído por um *tripper car* em doze linhas; em seguida, é retomado por alimentadores de correia até as peneiras (2,4X6,0 m) de duplo deque, que trabalham via úmida. O material retido no primeiro deque segue para a britagem terciária, o retido no segundo deque já é parte do produto granulado e o passante segue para o circuito das peneiras vibratórias (desbastadoras). O material retido nessas peneiras (+1,0 mm) forma um dos produtos finais, denominado *sinter-feed* 2<sub>A</sub>, e o passante vai para uma bateria de onze classificadores espirais duplos. O *underflow* do classificador (+0,15 mm) pode seguir dois circuitos. O primeiro é constituído pelas peneiras desaguadoras (1,2X3,0 m) com 1.200 rpm de frequência e o segundo circuito é a usina de FRD (fino para redução direta). O *overflow* do classificador (-0,15 mm) alimenta dez baterias de hidrociclones CI(10), cuja fração grossa segue para a produção de *pellet-feed*; a fração fina da ciclonagem segue para os espessadores de rejeito, conforme descreve o fluxograma da Figura 1.

Voltando às peneiras desaguadoras PD(23), a fração retida constitui o *sinter-feed* 2<sub>B</sub> que é incorporado ao *sinter-feed* 2<sub>A</sub>. O material passante é bombeado para os classificadores espiral de rejeito, fechando o circuito.

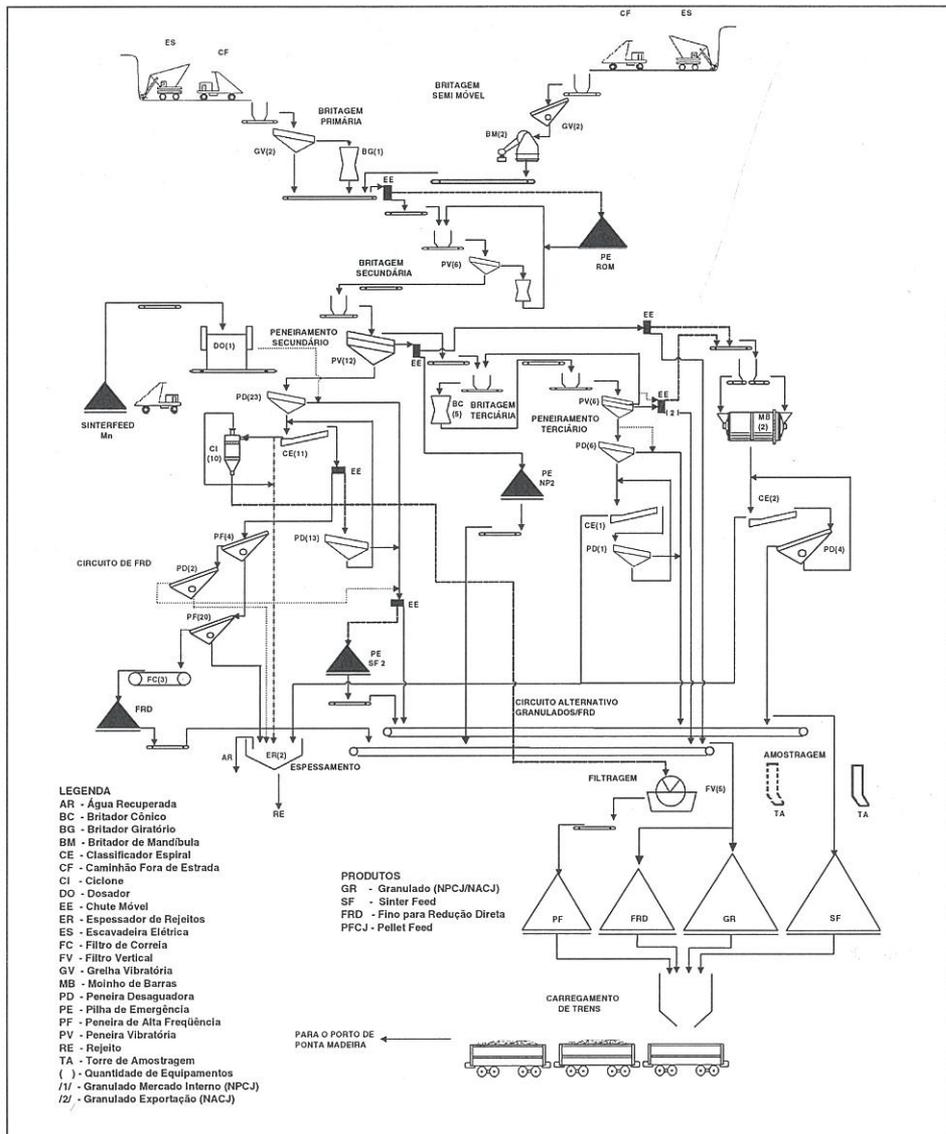


Figura 1: Fluxograma de beneficiamento do minério de ferro de Carajás

No peneiramento terciário via úmida ocorre o peneiramento do material proveniente da britagem terciária, por meio de seis linhas com peneiras classificadoras. O material retido na primeira deque, retorna à britagem terciária, fechando o circuito (o chute é reversível para abrir o circuito). A fração retida na segunda deque constitui parte de um dos produtos finais, o granulado, enquanto o passante no segundo deque segue para seis peneiras desaguadoras (1,2 x 3 m).

A flexibilidade operacional do circuito permite, quando necessário, a moagem do granulado em dois moinhos de barras conforme descreve o fluxograma da Figura 1. O produto da moagem segue para dois classificadores espirais duplas, cuja fração grossa passa por um peneiramento onde a fração retida segue para a produção de *sinter feed* e a passante retorna aos classificadores.

Nos dois espessadores de rejeito existentes, o *overflow* é transferido ao tanque de recirculação de água de processo, e o *underflow* segue para a barragem de rejeito por meio de

calhas construídas no solo e revestidas com borrachas de correias transportadoras usadas, possibilitando o depósito do material em três pontos da barragem. A água nova é captada na mesma barragem.

## Instalações de FRD (Fino para Redução Direta)

Os chamados finos para redução direta (FRD) possuem um controle rígido de granulometria, requerido pelo processo de redução do minério nas indústrias siderúrgicas. Por essa razão, foi construída uma instalação de peneiramento de alta frequência para obtenção de um produto com granulometria entre 1 e 0,1 mm e umidade aproximada de 10%.

A usina de FRD é alimentada pelo *underflow* dos classificadores espiral (-1,0 +0,15 mm) por meio de um divisor de fluxo. Em seguida, a polpa é bombeada para um distribuidor de fluxo, que alimenta quatro peneiras de alta frequência, que trabalham com tela 1 mm.

O material retido nessas peneiras passa por duas peneiras desaguadoras e o passante é bombeado para o espessador de rejeito, conforme fluxograma da Figura 1. O produto passante nas quatro peneiras de alta frequência segue para um conjunto de vinte peneiras de alta frequência (PF 20). O material retido segue para três filtros horizontais e o passante é bombeado para o espessador de rejeito.

Na filtragem reduz-se a umidade do material de 20%, na alimentação, para 10% na torta resultante. Após essas etapas, um sistema de transportadores de correias conduz o material para uma pilha cônica com capacidade de 5.000 t.

## Processo de filtragem do *pellet feed*

No peneiramento secundário existem doze linhas de alimentação de minério provenientes das britagens primária e/ou semimóveis (mandíbulas) e britagem secundária, que são classificadas por via úmida. O material passante nas peneiras desbastadoras alimentam onze classificadores espiral, dos quais o *overflow* é bombeado para dez baterias de hidrociclones, sendo quatro com diâmetro de 10 cm e o restante com diâmetro de 15 cm.

Na ciclonagem, o *underflow* segue para a filtragem e o *overflow* para os espessadores de rejeito. A polpa formada apenas pelo *underflow* dos hidrociclones já possui uma granulometria final para a obtenção do produto *pellet-feed*,  $d_{50}$  igual a 45  $\mu\text{m}$ . Essa polpa é então conduzida com auxílio de calhas até a usina de filtragem.

Com uma vazão de alimentação de 560 m<sup>3</sup>/h, inicia-se o processo de agitação da polpa nos dois tanques agitadores e controle de densidade por adição de água quando necessário. Nas etapas seguintes, o material passa por cinco discos tipo Agidisc, resultando em uma torta com umidade de 11%. Essa torta é descarregada em dos transportadores de correias que podem ser desviadas para dois circuitos de estocagem. A primeira opção é o estoque feito com auxílio de uma lança fixa, em forma de cone, em uma área com capacidade para 6.000 t. A segunda opção é a utilização de empilhadeira para estoque do minério numa área com capacidade para 100.000 t de produto.

Durante o processo de filtragem, todo o circuito de água, ar comprimido e vácuo está em plena utilização para as necessidades das selagens das bombas, *make up*, água de incêndio e limpeza, formação do sopro dos setores, funcionamento das válvulas solenóides e produção de vácuo nos filtros (Tabela 2).

**Tabela 2 – Dados básicos da operação de filtragem.**

<b>Parâmetros Operacionais</b>	<b>Dados</b>	<b>Parâmetros Operacionais</b>	<b>Dados</b>
Razão nominal de filtragem	1,1 t/h/m <sup>2</sup>	Número de filtros	5
Razão de projeto de filtragem	1,5 t/h/m <sup>2</sup>	Área útil total	511,5 m <sup>2</sup>
Área útil de filtragem por filtro	102,3 m <sup>2</sup>	-	-

## Processos de recuperação e expedição

As operações de expedição e recuperação estão condicionadas à chegada das composições ferroviárias e à velocidade com que elas se deslocam sob os silos de carregamento. Essa velocidade determina a taxa de carregamento, uma vez que cada vagão deverá ser carregado com uma quantidade fixa de minério.

As operações das retomadoras e das comportas dos silos são manuais e executadas por meio de operadores devidamente treinados. A empresa utiliza uma metodologia de trabalho que assegura ao operador o domínio das operações na sala de controle. A condução adequada dos trabalhos de carregamento proporciona:

- a) o enchimento exato dos vagões na sua capacidade nominal;
- b) a distribuição uniforme da carga, com a descarga do minério unicamente dentro dos vagões.

O ritmo adequado da operação de carregamento permite o embarque de até 16.000 t/h de minério. Atualmente, cada composição é constituída de duas locomotivas e 204 vagões com capacidade de 105 t de minério, cada. O tempo médio de carregamento está em torno de 2 h e 45 min e o número de composições com destino ao porto de Ponta da Madeira situa-se entre cinco e seis por dia.

## Barragens de rejeitos

Os efluentes, sólidos e líquidos, são depositados em duas barragens denominadas Gelado e Geladinho, onde são controlados, entre outros parâmetros, as vazões de efluentes e água no vertedouro, corpo estrutural da barragem e o nível de permeabilidade da parede.

## Barragem do Gelado

Localizada a uma distância de 10 km da usina de beneficiamento, a barragem recebe cerca de 20.000 t/dia de efluentes da usina. A sua capacidade é de 16 milhões de metros cúbicos numa área de 300 ha. Considerando-se os níveis atuais de produção, estima-se que a vida de 10 anos. Desde o início das operações, foram depositados cerca de 105 milhões de toneladas de efluentes sólidos. A CVRD iniciou um programa de medidas batimétricas com a finalidade de acompanhar a evolução da deposição de rejeitos, fornecendo dados que certamente serão usados nos estudos da vida útil da barragem. A CVRD realiza, periodicamente, análises químicas da água e solos, para quantificar os metais pesados, entre outros.

## Características gerais da Estrada de Ferro Carajás

A Estrada de Ferro Carajás - EFC é uma das duas ferrovias pertencentes à Companhia Vale do Rio Doce e faz parte de um complexo integrado mina-ferrovia-porto, especialmente

implementado para a exploração da Província Mineral de Carajás.

A Estrada de Ferro Carajás é uma ferrovia de linha singela, com 49 pátios de cruzamento, bitola de 1,6 m, 30,5 t de carga por eixo e aproximadamente 892 km de extensão. O traçado se desenvolve em terreno predominantemente plano, o que proporcionou baixo custo de construção relacionado com a terraplanagem e ausência de túneis na construção da estrada. As pontes e viadutos não ultrapassam 11,2 km e o mais importante é a ponte sobre o Rio Tocantins, com 2.310 m de extensão. A ferrovia é inteiramente sinalizada, com todo o seu tráfego controlado a partir do Centro de Controle Operacional, localizado em São Luís, Maranhão.

O trem-tipo de minério transporta em torno de 20.604 t, atingindo mais de 2,0 km de comprimento, o que caracteriza a Estrada de Ferro Carajás como uma típica ferrovia *heavy haul*. A EFC situa-se entre as mais modernas do seu gênero: 73% de sua extensão em retas; raio mínimo de curva de 860 metros; rampa máxima no sentido porto (trens carregados) de 0,4%, ou seja, uma variação de cota vertical de 40 cm em 100 m.

## Características tecnológicas dos produtos

O dados apresentados na tabela 3 referem-se aos produtos obtidos na usina do N5, em Carajás.

**Tabela 3 - Características dos produtos obtidos na usina do N5, em Carajás/CVRD.**

Alimentação				
Elementos/Compostos	Percentagens	Granulometria		
Fe	67,60			
SiO <sub>2</sub>	0,60	100% < 38"		
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,90			
Análises químicas e faixa granulométrica do Sinter Feed e Granulado				
Produtos	Fe (%)	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Granulometria
Sinter feed	67,80	0,60	0,80	-9,5 +0,105 mm
Ganulado	67,40	0,60	1,10	1 1/2" +6,0 mm
Composição Granulométrica do Sinter Feed				
Granulometria	% Retida Acumulada			
3/8"	1			
1/4"	9			
5 #	21			
10#	40			
18#	59			
35#	70			
60#	79			
100#	86			
150#	100			

## CVRD / Mina do Azul

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Márcio Torres Moreira Penna<sup>2</sup>

■ *A mina de manganês do Azul, pertencente à Companhia Vale da Rio Doce – CVRD, está situada no município de Paraupébas-PA, província mineral de Carajás, a 860 km da capital, Belém. O nome da mina tem origem no igarapé do mesmo nome, às margens do qual está situada a mina.*

*O manganês do Azul foi descoberto em setembro de 1971. Os trabalhos de geologia então realizados apontaram uma reserva total de 41,9 milhões de t, das quais 30,6 milhões de toneladas são de minério metalúrgico e 11,3 milhões de t de bióxido de manganês.*

*A mineralização constitui-se de uma estreita camada sedimentar, com extensão superior a 4.300 m. A frente de lavra varia entre 50 e 300 m.*

### Geologia

A estrutura geológica constitui-se de um anticlinal assimétrico, com eixo leste-oeste mergulhado para oeste. Dados da pesquisa geológica mostram a continuidade do corpo mineralizado no sentido norte, configurando-se um sinforme. Foram identificadas falhas norte-sul e leste-oeste, as quais determinaram a variação da mineralização. As rochas das zonas mineralizadas, incluindo as formações manganesíferas primárias, são rochas de granulometria fina, argilosas e silítico-argilosas e pertencem à seqüência pelítica do grupo Rio Fresco, depositada durante o proterozóico, chamada de Formação Igarapé Azul.

Duas unidades manganesíferas primárias foram reconhecidas e são essencialmente compostas por rodocrosita (30-50%), quartzo (15-30%), filossilicatos (15-25%), feldspato (até 10%) e material orgânico. Esses minerais detríticos ocorrem em uma matriz carbonática, rica em material orgânico.

Os depósitos subsuperficiais são classificados em pelitos manganesíferos, bióxido de manganês e silitos. O minério pelítico apresenta camadas com espessura entre 5 e 40 m e teor médio de 33% de Mn. O seu processamento permite a obtenção de um concentrado com teor da ordem de 40% de Mn.

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Engenheiro, CVRD

O minério, denominado de bióxido de manganês ocorre em camadas com espessura média de 11 m e teor de 43% de Mn. Após o seu beneficiamento obtém-se um concentrado com teor médio de 54% de Mn. Esse minério originou-se da alteração e enriquecimento da Unidade Manganésifera Inferior. O principal mineral de manganês é a nsutita.

A mineralização superficial de manganês é representada por pisolitos, blocos, plaquetas e brechas manganésíferas. Esses materiais encontram-se estruturados na superfície e sua formação é decorrente de ações climáticas, condições topográficas e variações do lençol freático.

O material pisolítico pode atingir até 20 m de espessura. Após a remoção dos minerais de ganga da superfície dos pisolitos por meio de deslamagem, o teor de manganês atinge valores entre 14 e 18%.

Blocos e plaquetas (material detrítico) ocorrem associados e podem ser encontrados em toda a zona mineralizada. Após o beneficiamento, o teor de Mn é de apenas 39,20%. Isso pode ser atribuído ao baixo conteúdo de Mn da criptomelana, mineral minério predominante. A espessura das camadas varia entre 1 e 14 m.

A composição mineralógica qualitativa dos principais minérios de manganês da Mina do Azul está apresentada na Tabela 1.

**Tabela 1 – Composição mineralógica qualitativa dos minérios de manganês (detrítico, pelítico e bióxido) da Mina do Azul.**

<b>Minério Detrítico</b>	<b>Tipo Metalúrgico</b>	<b>Minério Pelítico</b>	<b>Tipo Metalúrgico</b>
<b>Minerais</b>	<b>Fórmulas Químicas</b>	<b>Minerais</b>	<b>Fórmulas Químicas</b>
Criptomelana	$\text{KMn}_8\text{O}_{16}\text{mH}_2\text{O}$	Todoroquita	$\text{Na,Ca,Mg,Mn}_3\text{O}_7\text{mH}_2\text{O}$
Lithioforita	$\text{LiAl}_2\text{Mn}_3\text{O}_9\cdot 3\text{H}_2\text{O}$	Mangonopirosmalita	–
Pirolusita	$\beta\text{MnO}_2$	Criptomelana	$\text{KMn}_8\text{O}_{16}\text{mH}_2\text{O}$
Gibbsita	$\text{Al(OH)}_3$	Caulinita	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$
Goethita	–	Gibbsita	$\text{Al(OH)}_3$
Caulinita	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	Goethita	$\text{HFeO}_2$
<b>Bióxido de Manganês</b>			
<b>Minerais</b>	<b>Fórmulas Químicas</b>	<b>Minerais</b>	<b>Fórmulas Químicas</b>
Criptomelana	$\text{KMn}_8\text{O}_{16}\text{mH}_2\text{O}$	Pirolusita	$\beta\text{MnO}_2$
Todorokita	$\text{Na,Ca,Mg,Mn}_3\text{O}_7\text{mH}_2\text{O}$	Caulinita	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$
Lithioforita	$\text{LiAl}_2\text{Mn}_3\text{O}_9\cdot 3\text{H}_2\text{O}$	Gibbsita	$\text{Al(OH)}_3$
Pirolusita	$\beta\text{MnO}_2$	Anatásio	$\text{TiO}_2$

## Lavra da mina de manganês do Azul

O minério é friável e permite o desmonte mecânico sem a utilização de explosivos. Os tratores de esteiras realizam a escarificação do minério, enquanto as carregadeiras frontais executam o carregamento dos caminhões fora-de-estrada. O método de lavra utilizado é a céu

aberto, com bancadas de 4 m. Esse método proporciona a lavra do minério com teor de corte de 33 a 35% de Mn, granulometria máxima de 1 m e uma relação estéril/minério de 1:1.

O volume lavrado, 1,9 milhão de toneladas por ano, é transportado da mina para a usina de concentração, localizada a 2 km, em quatro caminhões fora-de-estrada tipo *Haulpak*, com capacidade de 152 t.

A ocorrência de um aquífero no corpo mineralizado causa dificuldades na lavra, que são minimizadas por meio da abertura de poços subterrâneos, com profundidade média de 80 m, que fazem o rebaixamento do nível freático. A água bombeada dos poços, com vazão da ordem de 50 m<sup>3</sup>/h, é drenada à barragem do Kalunga, de onde realiza-se a adução até a usina de beneficiamento, distante 4,0 km. Na estação de adução utilizam-se quatro bombas, sendo duas com capacidade de 400 m<sup>3</sup>/h cada e duas de 200 m<sup>3</sup>/h cada, trabalhando em regime de 24 h/dia. As bombas estão equipadas com motores de 300 e 200 HP.

## Beneficiamento

O processo consiste basicamente de britagem, classificação e lavagem para remoção da fração fina (0,15 mm) do minério (Figura 1).

Uma carregadeira frontal, 966C, retoma o minério no pátio e alimenta a grelha vibratória (GV-01), com abertura de 30 cm, a uma taxa de alimentação de 300 t/h. O material retido, descarregado pela própria grelha, segue para a britagem de matacões, situada a 1,0 km da usina. A britagem é realizada em britador de mandíbulas ALLIS CHALMERS que trabalha em regime descontínuo, em virtude da pequena quantidade de material com essa granulometria.

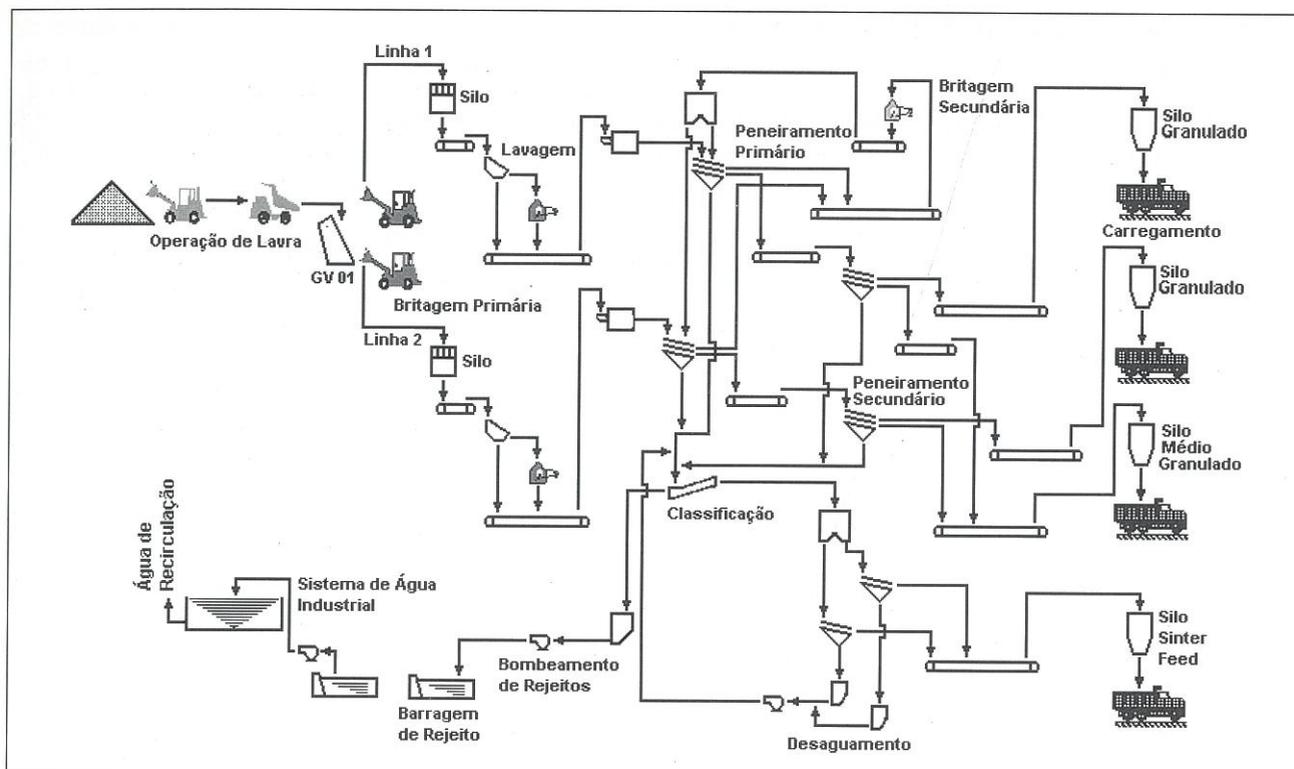
O fração passante na grelha alimenta um silo com capacidade de 6,8 m<sup>3</sup>, do qual é retomada por meio de um alimentador de sapata (AS-01) e transferida para duas grelhas vibratórias, (GV-01) da linha 1, com abertura de 15 cm, e (GV-02) da linha 2, com abertura de 10 cm.

O material acima de 10 cm segue para a britagem primária num britador de mandíbulas (BM-01) da linha 1. A fração grossa da grelha (GV-02) segue até a britagem primária da linha 2, realizada em um britador de mandíbulas (BM-02). O passante na grelha segue, por meio de um transportador de correia (CT-01), na linha 1, para o tambor desagregador (TD-01). Enquanto a fração fina da linha 2 segue, por um transportador de correia (TC-02) para o tambor desagregador (TD-02).

A instalação da linha 2 foi posterior à da linha 1 e permitiu dobrar a capacidade nominal da usina, todavia os fluxogramas das duas linhas são iguais e têm a função de aumentar a capacidade da usina. O fluxograma apresentado na Figura 2 descreve com detalhes as etapas do processo.

Após a desagregação, o minério segue para o peneiramento primário realizado na peneira vibratória (PV-01) da linha 1 e na (PV-02) da linha 2.

As peneiras são de dois deques, com telas de 76 e 6 mm. A fração passante no segundo deque vai para o classificador espiral (CE-01); já a fração grossa do segundo deque das peneiras segue, por meio de transportador de correia (TC-03), para o peneiramento secundário, realizado em duas peneiras vibratórias semelhantes as utilizadas no peneiramento primário.



**Figura 1: Fluxograma de beneficiamento do minério de manganês da mina do Azul, Carajás/CVRD**

A fração grossa do primeiro deque do peneiramento primário vai, por meio de transportador de correia (TC-04), para o rebitador de mandíbulas (RM - 01) com abertura de descarga de 75 mm. O produto da britagem retorna ao peneiramento primário por meio de transportador de correia (CT-05).

No peneiramento secundário tem-se a seguinte configuração de telas: 10 mm no primeiro deque e 6,0 mm no segundo. O material passante no segundo deque, vai por gravidade, para o classificador espiral, enquanto a fração grossa, segue, por meio da correia transportadora (CT-06), para o silo de bitolados, com capacidade da ordem de 6 m<sup>3</sup>. A fração grossa do primeiro deque vai para os silos de granulado, também com capacidade da ordem de 6 m<sup>3</sup> cada (um para cada linha).

A fração grossa do classificador espiral é desaguada em duas peneiras (PD-01 e 02), equipadas com telas de 0,5 mm. A fração retida na peneira, produto denominado de *sinter feed*, é encaminhado, por meio de transportadores de correia (CT-07 e 08) para o silo de *sinter feed*.

A fração fina das peneiras desaguadoras retorna ao classificador espiral por meio da bomba de polpa (BP-01). A fração fina do classificador espiral é descartada na barragem de rejeito do Azul.

Dos silos, caminhões basculantes transportam os diversos produtos até as pilhas de estoque. A CVRD terceirizou essa etapa do processo.

## Unidade de moagem do bióxido de manganês

O processo de moagem do minério para obtenção do produto final, denominado bióxido de manganês moído, é levado a efeito com o minério tipo bióxido, com teor da ordem de 53% de Mn.

A moagem é realizada a seco em moinho *Raymond* (MR-01). Um forno a lenha promove a geração de calor necessário à secagem do minério. Os gases quentes produzidos no forno são introduzidos na câmara de moagem por meio de uma ventoinha (VC-01), proporcionando uma temperatura de 200 a 300°C na zona de moagem, conforme fluxograma da Figura 2.

O minério é introduzido num alimentador rotativo (AR-01) e, em seguida, na câmara de moagem, a uma taxa de alimentação de 3.500 kg/h. A pressão interna da câmara controla o fluxo da alimentação, em função do sistema de exaustão utilizado para remoção do material moído da câmara de moagem. Revolvedores localizados abaixo dos rolos de moagem direcionam o material para cima, como também, entre os três rolos moedores e o anel de moagem, provocando a cominuição do minério. Como são livres no movimento axial, os rolos moedores automaticamente assumem a posição apropriada para moagem e não necessitam de ajuste para compensar o desgaste causado pelo processo.

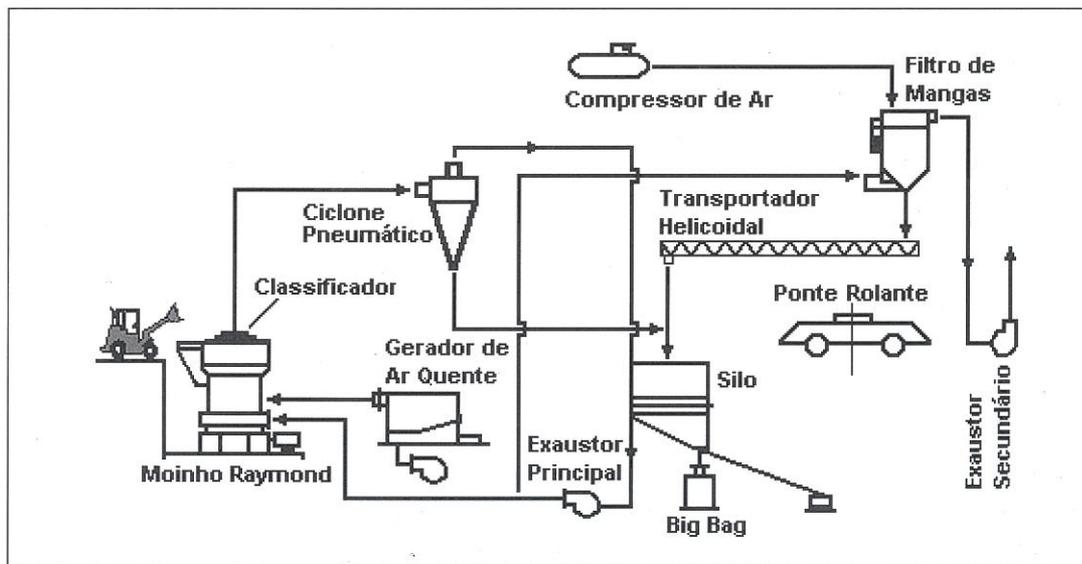


Figura 2: Fluxograma de moagem de bióxido de manganês da mina do Azul, Carajás/CVRD

Os três rolos giram em contato com a superfície do anel com velocidade de 92 rpm, na qual ocorre a cominuição do minério. O fluxo de ar quente produzido no gerador principal transporta o material moído, que sofre uma classificação ao passar pelo classificador de aletas, com velocidade variável. O sistema permite que o material abaixo de 45 mm saia do moinho, enquanto o material grosso retorna à câmara de moagem.

Variando a velocidade do classificador de aletas, controla-se a granulometria do produto final. Os finos são removidos da corrente de ar por meio de um ciclone coletor. Um silo de estoque recebe o produto coletado pelo ciclone. O particulado em suspensão, remanescente na corrente de ar, é encaminhado para o filtro de mangas.

Assim, o bióxido de manganês moído é acondicionado em sacos de papel com capacidades de 25, 40 e 50 kg e posteriormente em *big bags* impermeáveis, com capacidade de 1,5 t. O produto identificado com o número do lote é expedido em lotes de 120 e 150 t de bióxido de manganês. Outros acondicionamentos podem ser levados a efeito conforme exigências dos clientes.

## Controle de qualidade

As operações de controle de qualidade têm por objetivo ajustar os produtos para atender às exigências do mercado consumidor. Inicialmente são feitas amostragens do minério na mina; dessa forma, busca-se controlar o teor diário do minério que chega à usina de beneficiamento.

Em cada turno de trabalho na usina, coleta-se uma amostra dos produtos: granulado, granulado médio e *sinter feed*. Todas as amostras são submetidas às análises química e granulométrica para controlar a distribuição granulométrica e a presença de contaminantes, tais como, Mn,  $MnO_2$ , Fe,  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$ , P,  $K_2O$ , P, CaO, MgO,  $Na_2O$ ,  $TiO_2$ ,  $H_2O$ , PPC (perda por calcinação), cujos limites de teores são exigências das especificações comerciais. De acordo com as variações das análises química e granulométrica, há pelo menos 20 (vinte) produtos.

Algumas análises químicas e granulométricas típicas, para os principais produtos de manganês são apresentadas na Tabela 2.

## Aplicações do minério

### Minério de manganês tipo bióxido

O uso não metalúrgico mais importante do manganês, na forma de bióxido de manganês, é como polarizador (pilhas de células secas). O consumo mundial dessas pilhas varia de 12 a 15 bilhões de unidades por ano. São raros os minerais que têm as propriedades requeridas para a manufatura de pilhas secas, ou seja, ao alto teor de manganês, pureza e alta atividade eletroquímica.

O NMD (*natural manganese dioxide*) da mina do Azul tem sido usado como fonte para produção de bióxido de manganês por um grande número de importantes fabricantes de pilhas secas, em todo o mundo. O bióxido de manganês também é utilizado para coloração de tijolos e azulejos, como secador e pigmento de tintas, na composição de fertilizantes e rações animais, bem como em produtos intermediários na indústria química.

### Minério de manganês tipo químico

Trata-se de um minério rico, com 51% de Mn (pelito ou bióxido de manganês), cujo teor de contaminantes inviabiliza seu uso na fabricação de pilhas secas.

O tipo químico pode ser aplicado na coloração de tijolos, azulejos, secadores e pigmentos de tintas. O bióxido de manganês é usado como um agente oxidante no tratamento de minério de urânio e na obtenção do concentrado de urânio (*yellow cake*). O sulfato de manganês é amplamente utilizado em fertilizantes, rações animais e como produto intermediário na indústria

química. Um novo uso em desenvolvimento é em organometálico, produtos químicos orgânicos que têm metais pesados na sua estrutura molecular. A Tabela 2 apresenta as análises químicas e granulométricas do produto grau químico obtido na usina de beneficiamento do minério de manganês da mina do Azul.

## Minério de manganês tipo metalúrgico

Mais de 90% de todo o manganês consumido nas indústrias metalúrgicas ferrosas e não ferrosas é usado para aumentar determinadas propriedades dos metais, tais como a resistência e a ductibilidade. Os três produtos de classificação metalúrgica da mina do Azul (granulado, bitolado e *sinter feed*) têm origem no processamento dos minérios detrítico e pelítico. Os resultados das análises química e granulométrica típicas dos produtos grau metalúrgico estão apresentados na Tabela 3.

## Infra-estrutura

Com a finalidade de prover suporte às operações de mineração e transporte na região do Grande Carajás, construiu-se um núcleo urbano com cerca de 1.200 unidades residenciais. Essa infra-estrutura proporciona apoio às minas de ferro, manganês, ouro e também à pesquisa geológica e à estrutura de transporte.

Nesse núcleo estão disponíveis, entre outros, os serviços de hospital, escola, bancos, hotel, correios, estação de tratamento de água e esgoto, quatro canais convencionais de TV e um a cabo e atividades de lazer, incluindo dois clubes e um cineteatro com 423 lugares.

O complexo escolar tem capacidade para aproximadamente 2.000 alunos, desde o pré-escolar até o segundo grau completo. A estrutura conta com 86 funcionários, dos quais 45 são professores.

O hospital com 50 leitos e um corpo técnico de 99 pessoas, incluindo 7 médicos, é considerado um dos mais bem equipados da Região Amazônica.

A infra-estrutura de transporte atende não só a mina de manganês, mas também as minas de ferro e ouro, além de prover o transporte de passageiros até a cidade São Luís, capital do Maranhão. A Estrada de Ferro Carajás (EFC), com 892 km de extensão, liga Carajás ao Terminal Marítimo de Ponta da Madeira em São Luís. Ao longo da ferrovia, existem 61 pontes (perfazendo um total de 11,05 km), a maior, sobre o Rio Tocantins, com 2.344 m de extensão.

A EFC tem uma capacidade anual de transporte de 45 milhões de t do minério de ferro de Carajás, bem como o minério de manganês e cargas em geral. Duas locomotivas de 3.000 HP, movimentam 204 vagões com capacidade de 105 t cada, num total de 21.420 t por composição. O trajeto Carajás – Terminal Marítimo é feito com velocidade de 80 km/h num período de 25 h, enquanto o percurso inverso é realizado em 18 h. Diariamente são efetuados cerca de seis carregamentos. O tempo de carregamento para cada composição é de 2,75 h e descarregamento no Terminal Marítimo é de 4 h.

A capacidade de carregamento do Terminal Marítimo de Ponta da Madeira é de 16.000 t/h. A profundidade e a largura do porto são suficientes às operações de manobra e ancoragem de navios de cargas de até 420 000 t.

A menos de 2 km ao sul do Terminal Marítimo está localizado o Porto de Itaqui, com ancoradouro de 716 m de comprimento e profundidade variando de 10 a 14 m.

**Tabela 2 – Análises químicas e granulométrica típicas do produto grau químico obtido na usina de beneficiamento do minério de manganês da mina do Azul em Carajás.**

	Teores (%)				
	QF11	Químico Fino		Químico Moído	
		QF12	QF13	QF14	QM21
Mn	53,80	53,30	53,00	53,80	53,80
MnO <sub>2</sub>	81,00	79,00	79,00	81,00	81,00
Fe	3,00	3,50	3,00	3,00	3,00
SiO <sub>2</sub>	1,40	1,90	2,00	2,00	1,40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,10	5,00	4,50	4,50	4,10
K <sub>2</sub> O	0,80	1,20	0,80	1,00	0,80
P	0,11	0,10	0,11	0,10	0,09
CaO	0,24	0,23	0,24	0,26	0,24
MgO	0,21	0,20	0,21	0,33	0,21
Na <sub>2</sub> O	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09
BaO	0,30	0,30	0,30	0,30	0,30
Co	0,023	0,030	0,040	0,040	0,024
Cu	0,036	0,075	0,070	0,070	0,042
Ni	0,065	0,080	0,075	0,075	0,072
Pb	0,032	0,040	0,040	0,040	0,032
As	-	-	-	-	0,0053
H <sub>2</sub> O-1	9,00	9,00	9,00	9,00	0,75
H <sub>2</sub> O-2	12,00	12,00	12,00	12,00	-
(mm)	Distribuições granulométricas(%)				
0,075	-	-	-	-	-
0,045	-	-	-	-	95,50
25,400	ND	ND	ND	ND	-

## Proteção ambiental

A CVRD mantém o compromisso de recuperar todas as áreas afetadas pela mineração. Nesse sentido, a Companhia executa um programa de desenvolvimento ecológico com o objetivo de criar um sistema auto-sustentável, similar àqueles que ocorrem nas proximidades das áreas de mineração.

Assim, a CVRD desenvolveu vários programas ambientais, dentre outros, o de recursos naturais, o de educação ambiental; o de controle ambiental e de águas, o de assistências às comunidades indígenas e o de monitoramento de áreas de proteção ambiental.

O programa de recursos naturais foi desenvolvido a partir da construção de um parque zoológico para dar suporte aos estudos da fauna e flora regionais. As visitas orientadas ao parque, realizadas pela comunidade e por empregados e clientes da CVRD, além de estudantes, estão, também, na base do programa de educação ambiental que realiza trabalho de apoio junto às escolas locais.

Os programas de controle ambiental e de águas têm, respectivamente, a finalidade de localizar, por meio de monitoramento e inspeção de áreas, danos causados ao meio ambiente pela atividade de mineração e de medir a concentração de ferro e manganês na água que abastece a região. Os resultados das análises de amostras executadas nas represas são comparadas aos limites previstos pela legislação ambiental.

Na mina de manganês do Azul, o sistema de suprimento de água para tratamento do minério, tem como base a utilização de duas barragens, a do Calunga e a do Azul. Após utilização na usina, a água e rejeito, sob forma de polpa, seguem para a barragem do Azul.

Desde o início das atividades de produção na Mina do Azul, a cobertura do solo tem sido removida e estocada para a recuperação das áreas mineradas.

## Dados operacionais

A mina de manganês do azul produz anualmente 1.365.000 t de concentrado graus metalúrgico e químico, assim distribuídos:

*Sinter feed*: 744.065 t/ano;

Granulado: 497 079 t/ano;

Granulado médio: 123.856 t/ano;

Consumo de energia na usina: 1,12 kWh/t de minério tratado;

Consumo de energia na moagem de bióxido de manganês: 96,010 kWh/t de minério moído;

Consumo de água na usina: 1,77 m<sup>3</sup>/t de minério tratado.

**Tabela 3 – Análises química e granulométrica típicas dos produtos, grau metalúrgico, obtidos na usina de beneficiamento do minério de manganês da mina do Azul em Carajás.**

	Teores (%)									
	Granulado				M. Granulado			Sinter Feed		
	MG11	MG31	MG73	MG74	MG62	MG84	MF12	MF13	MF14	MF15
Mn	45,00	45,00	49,00	43,00	45,00	45,00	43,50	49,00	43,50	44,50
Fe	5,00	5,00	3,80	3,70	5,10	5,10	5,40	4,50	5,40	5,00
SiO <sub>2</sub>	3,00	3,00	2,80	4,50	3,00	3,40	4,30	2,70	4,30	4,00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,10	8,10	6,70	12,00	8,90	8,70	9,00	6,80	9,00	8,20
K <sub>2</sub> O	1,60	1,60	1,40	-	1,40	1,45	1,20	0,90	1,20	1,15
P	0,09	0,09	0,10	0,075	0,09	0,10	0,09	0,09	0,09	0,09
PPC	15,00	15,00	15,00	15,00	14,50	14,50	15,20	15,00	-	15,20
CaO	0,15	0,15	0,20	-	0,16	0,35	0,22	0,20	-	0,25
MgO	0,10	0,10	0,20	-	0,30	0,50	0,32	0,25	-	0,35
Na <sub>2</sub> O	0,07	0,07	0,06	-	0,50	0,13	0,10	0,70	-	0,09
TiO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	0,275	-	-
H <sub>2</sub> O-1	10,00	10,00	11,00	16,00	13,20	13,20	12,50	13,00	-	12,50
H <sub>2</sub> O-2	-	-	13,00	-	14,20	14,20	14,70	15,00	-	14,70
(mm)	Distribuições Granulométricas (%)									
75	0,5	1,0	0,2	0,2	-	-	-	-	-	--
31,5	22,0	25,0	15,0	15,0	-	-	-	-	-	-
6,35	7,0	-	2,5	13,0	13,0	-	22,0	-	-	--
9,52	-	-	-	-	2,0	4,0	-	-	-	-
4,0	-	-	-	-	13,5	11,0	-	-	-	-
6,35	-	-	-	-	55,0	-	5,55	2,8	5,5	5,5
1,0	-	-	-	-	-	-	83,0	70,0	-	83,0
0,15	-	-	-	-	-	-	2,0	5,0	-	5,0

# CVRD / Mina do Igarapé Bahia

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
 Carlos Adolpho Magalhães Baltar<sup>2</sup>  
 Neuber Salgado Ferreira<sup>3</sup>

■ A mina do Igarapé Bahia está localizada no município de Parauapebas, no estado do Pará, distante cerca de 800 km de Belém. A jazida é composta por três camadas de minérios: superior, intermediária e inferior. A primeira, com espessura que varia entre 120 e 150 m, corresponde ao minério alterado. A oxidação superficial resultou na lixiviação do cobre e concentração do ouro (teor médio de 2,3 g/t). A camada intermediária, com 1,8 g/t de Au, tem espessura média de 50 m e caracteriza-se por um minério de transição, com alto conteúdo em cobre solúvel (teor médio de 3% Cu), o que compromete o atual processo de beneficiamento. A camada inferior é formada pelo minério primário com teor médio de 1,3 g/t de Au e 1% de Cu. A relação estéril/minério atual é de 4/1, aproximadamente. Essa relação sobe para 5,5/1 se for considerado o minério marginal. A Tabela 1 apresenta a composição mineralógica do minério.

Em 1998, a produção de ouro da mina do Igarapé Bahia foi de cerca de 11,1 t. Devido à redução do teor do minério, em razão da proximidade da camada de minério alterado, a produção prevista para os próximos anos é da ordem de 10,5 t/ano.

**Tabela 1 – Composição mineralógica do minério de ouro da mina do Igarapé Bahia na camada alterada com teor médio de 2,3 g/t de ouro.**

Mineral	Comp. em Massa (%)	Mineral	Comp. em Massa (%)
Hematita	39	Óxidos de manganês	6
Goetita/limonita	33	Clorita	3
Magnetita/martita	8	Caulinita	2
Quartzo	6	Outros	3

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Professor da Universidade Federal de Pernambuco - UFPE

<sup>3</sup> Técnico, CVRD

## Geologia

A seqüência vulcano-sedimentar que ocorre na área da mina do Igarapé Bahia recebeu a denominação de Grupo Igarapé Bahia. Esse conjunto de rocha apresenta atitudes variáveis de N-NW/60°-80° NE (ACPSUL) e N-NE/60°-80° SE (CORPO F30, ACPN) e encontra-se metamorfoisado nos fácies xisto verde baixo. Toda a seqüência é cortada por diques de direção geral N-S, de composição básica a intermediária. Esses diques foram injetados ao longo de planos de falhas que deslocam todo o pacote rochoso. Análises geocronológicas, por meio do método Rb/Sr, efetuadas nas rochas vulcânicas (dique granofírico) da seqüência, indicam idade de 2,6 bilhões de anos para o grupo Igarapé Bahia. Essa seqüência de rocha hospeda três corpos mineralizados: Acampamento Norte (ACPN), Acampamento Sul (ACPSUL) e Furo 30 (F-30).

A intensa alteração intempérica regional propiciou o desenvolvimento de um espesso horizonte laterítico, que pode atingir até 200 m de espessura. Esse perfil de alteração é composto, da base para o topo, de saprólito estruturado de coloração avermelhada (150 a 180 m), crosta laterítica ferro-aluminosa com estruturas concrecionárias e pisolíticas (10 a 15 m) e um horizonte podzólico avermelhado com espessura média de 5 m. Essa espessa cobertura laterítica dificulta a identificação dos tipos litológicos que ocorrem na área.

A recuperação dos testemunhos de sondagem e suas descrições detalhadas permitiram caracterizar as litologias. Com os dados obtidos das sondagens que já foram executadas na mina, identificaram-se três grupos principais de rocha classificadas em metavulcânicas, metapiroclásticas e metassedimentos.

As metavulcânicas constituem a encaixante do minério no *foot wall*, enquanto que as metapiroclásticas e os metassedimentos representam a encaixante do minério no *hanging wall* dos corpos mineralizados. A mineralização está associada a uma zona brechada, desenvolvida a partir dos litotipos acima.

## Planejamento de lavra

Os trabalhos de lavra na mina do Igarapé Bahia são desenvolvidos em três corpos simultaneamente. A lavra é a céu aberto, desenvolvida em cava fechada, onde o avanço de lavra se dá em recuo, utilizando equipamentos como retroscavadeiras DEMAG H65, CAT 375L e caminhões articulados tipo Volvo A35, RK 430 com capacidades de 4,0 m<sup>3</sup>, 35 e 25 t, respectivamente. As bermas e rampas devidamente projetadas permitem os acessos em via contínua.

A lavra é totalmente seletiva, e as frentes mineralizadas têm como gabarito os mapas de liberação de frente de lavra, interpretados previamente pela geologia da mina, locados pela topografia e lavrados posteriormente. Atualmente, utiliza-se explosivo tipo ANFO para 60% de todo o material lavrado.

Os minérios de alto teor, marginal e estéril são transportados para a usina CIP (*carbon in pulp*), pilha de lixiviação, depósito de estéril e assoreamento da barragem de rejeito, respectivamente. A produção da lavra é de 2,0 milhões de t/ano de minério de alto teor, com relação estéril/minério de 2,55/1. Os três corpos de minério atualmente em lavra, Acampamento Sul, Corpo Furo 30 e Acampamento Norte, encontram-se, respectivamente na profundidade de 80, 85 e 30 m, desenvolvendo-se simultaneamente em profundidade, comprimento e em extensão

lateral. As cavas finais desses corpos atingirão uma profundidade média de 130 m, de acordo com o modelamento geomecânico.

## Beneficiamento e metalurgia extrativa

A produção de ouro é obtida em duas usinas que utilizam processos distintos de beneficiamento. A primeira, baseada no processo CIP, responde por 60% da produção da empresa. A outra usa o processo CIC (*carbon in column*), após a lixiviação. O minério que alimenta a unidade CIP tem maior conteúdo de cobre. O teor máximo de cobre solúvel admitido pelo processo atual é de 600 ppm; teores mais elevados aumentam o consumo de cianeto. Os produtos das usinas juntam-se na etapa de dessorção na coluna de eluição.

### Circuito – CIP (Carbon in Pulp)

O processo consiste basicamente de uma etapa de cominuição (Figura 1), seguida de lixiviação em tanque e adsorção em carvão ativado (Figura 2). O limite inferior para o teor de ouro na alimentação desse circuito é de 2,0 g/t.

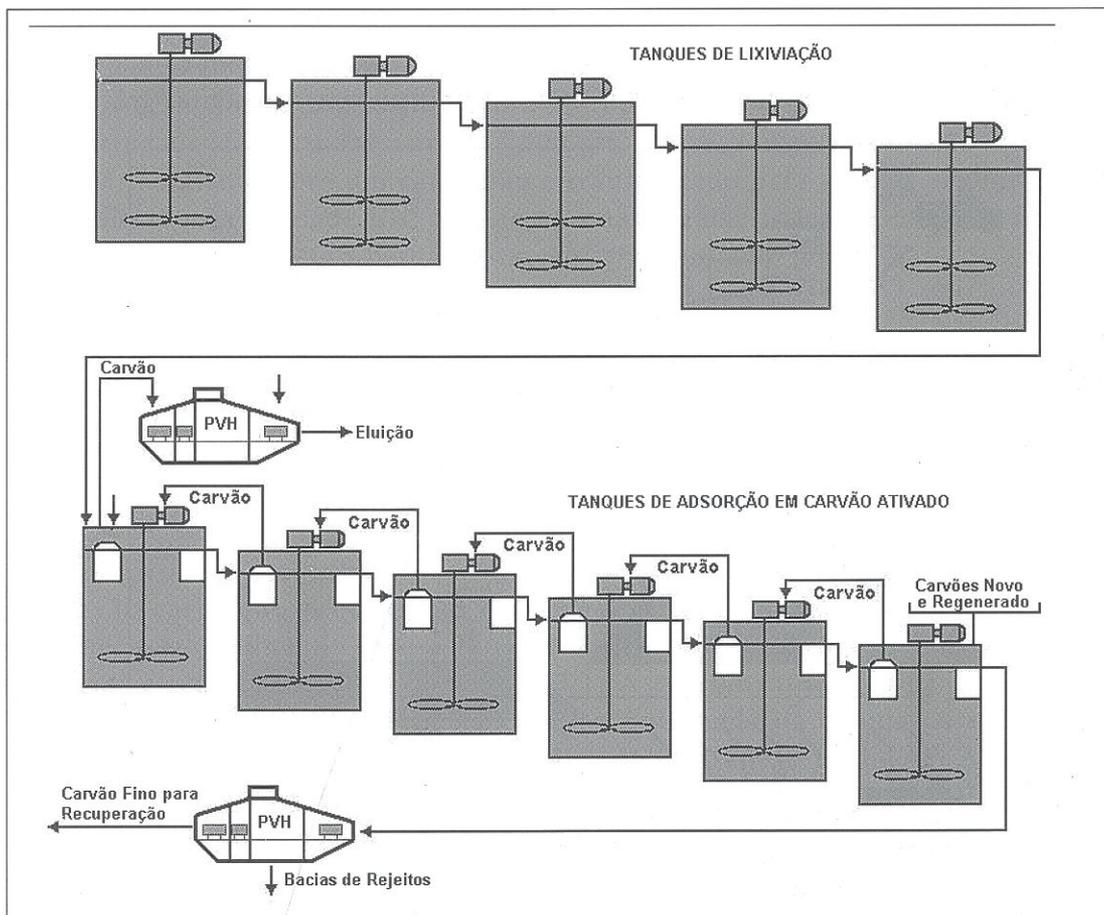
### Cominuição

Essa operação é feita em duas unidades idênticas que funcionam em paralelo. A taxa de alimentação média para os dois circuitos é de cerca de 270 t/h. O *run of mine* abastece, por meio de caminhão, uma grelha com 500 mm de abertura. O material retido na grelha é fragmentado mecanicamente abaixo dessa granulometria. A fração passante segue, por meio de alimentador de sapatas, para uma grelha giratória com abertura de 100 mm. O retido na peneira alimenta um britador de mandíbulas, FAÇO 80x50. O produto da britagem junta-se ao passante da grelha giratória, em um transportador de correia de 75 cm, para alimentar o britador secundário de rolo dentado, MMD. O produto do britador secundário é utilizado na formação de uma pilha pulmão que alimenta o moinho primário, onde adiciona-se cal, 3,0 kg/t. A descarga do moinho primário vai para um tromel com abertura de 12 mm. O retido alimenta um britador de impacto, cujo produto vai para a pilha pulmão. O passante no tromel segue para uma bateria de hidrociclones (f 25 cm). A fração fina dessa classificação segue para uma peneira vibratória com tela tipo RIMA com 6,0 mm de abertura. A fração retida na peneira alimenta uma bateria de hidrociclones secundários (f 25 cm), cuja fração fina passa por outra peneira vibratória com características idênticas a anterior. A fração passante (abaixo de 0,6 mm) junta-se ao passante na primeira peneira vibratória, seguindo para o circuito de lixiviação. As frações grossas obtidas nas baterias de hidrociclones somadas à retida na segunda peneira vibratória alimentam o moinho de bolas secundário. O produto dessa moagem, com granulometria abaixo de 400 mm, junta-se à fração retida na primeira peneira vibratória para alimentar a bateria de hidrociclones secundários (f 25 cm). No circuito de cominuição há dois amostradores, localizados na alimentação do moinho primário e no fluxo de saída à lixiviação. O fluxograma do circuito de cominuição é apresentado na Figura 1.



## Adsorção

A lixívia proveniente dos tanques de lixiviação alimenta um conjunto de seis tanques com altura de 8 m e volume 347 m<sup>3</sup>. Adiciona-se carvão com granulometria entre 1,0 e 2,5 mm no último tanque. Cada tanque recebe 5,4 t de carvão, equivalentes a 15 g/L. Os tanques contêm duas peneiras circulares NKM com abertura de 0,8 mm com a função de reter o carvão. Esses equipamentos têm cerca de 1,0 m de diâmetro e estão instalados na parte superior do tanque. A movimentação da lixívia no circuito ocorre por gravidade decorrente do desnível de 320 mm entre cada tanque. Para facilitar o processo de adsorção, adiciona-se o carvão ativado em contracorrente. Assim, o carvão novo ou regenerado alimenta o último tanque, esse o penúltimo e assim, sucessivamente, até atingir o primeiro tanque, que retém cerca de 80% do ouro solúvel contido na lixívia. A cada dois dias, cerca de 4,0 t de carvão ativado são retiradas do primeiro tanque para alimentar uma peneira vibratória horizontal. O passante (lixívia) retorna ao circuito de adsorção. O retido na peneira, contendo 3-4 kg de ouro por tonelada, segue para a etapa de eluição. A polpa percolante, que sai do último tanque de adsorção, alimenta uma peneira vibratória horizontal com abertura de 0,6 mm. O passante da peneira, contendo cerca de 100 ppm de cianeto livre e finos de carvão, constitui um dos rejeitos do processo, todavia recupera-se a fração retida. A perda do carvão no processo CIP é de 30 g/t. O processo, de adsorção ocorre num período de aproximadamente 8,0 h. Durante o processo, o pH é mantido em 10,5. No circuito de adsorção há um amostrador localizado na saída da última peneira vibratória, conforme o fluxograma apresentado na Figura 2.



**Figura 2: Fluxograma circuito das operações de lixiviação e adsorção, unidade CIP da mina de Igarapé Bahia, Carajás – CVRD**

## Circuito – CIC (Carbon in Column)

O processo consta basicamente de uma etapa de cominuição do minério, seguida de lixiviação em pilha e adsorção em carvão ativado. Utiliza-se minério com teor de corte entre 0,5-2,0 g/t de ouro.

### Cominuição

Após o desmonte do minério, caminhões basculantes transportam o mesmo até uma grelha fixa com abertura de 650 mm, cuja fração passante alimenta o britador primário MMD. Nessa etapa, adiciona-se cal e cimento (3,0 kg/t de cada), com a finalidade de promover a aglomeração e controle de pH. O produto da britagem primária segue em transportador de correia para a britagem secundária, também realizada em britador MMD. A seguir, adiciona-se água e cianeto de sódio (100 g/t). O produto da britagem secundária, com umidade de 20% e granulometria inferior a 50 mm, passa por um conjunto de cinco transportadores de correia, arranjados de modo a promover a homogeneização entre minério e reagentes. O produto abastece uma pilha, de onde é retomado por carregadeira frontal e transportado, por meio de caminhões, ao pátio de lixiviação.

### Lixiviação

O método utilizado é o da lixiviação em pilha (*heap leaching*), conforme o fluxograma apresentado na Figura 3. O pátio dispõe de 38 bases de pilha revestidas com camada de argila e manta de PVC de 0,8 mm. As pilhas, com 8,0 m de altura, podem apresentar três dimensões:

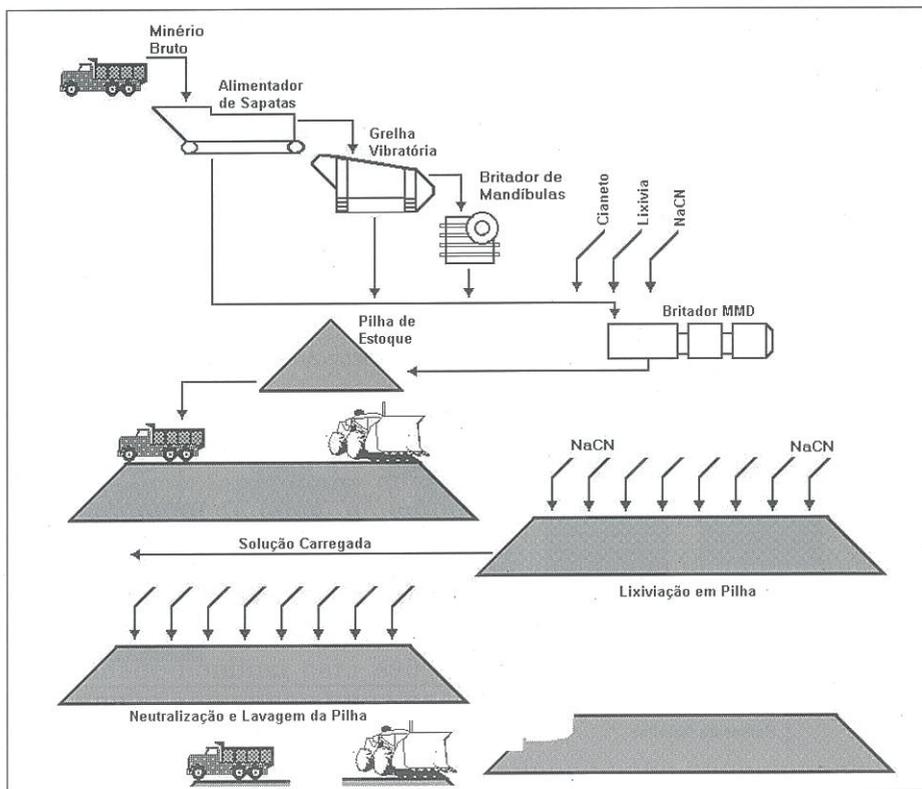


Figura 3: Fluxograma circuito de lixiviação em pilha da mina de Igarapé Bahia, Carajás – CVRD

30X50; 50x50 ou 50X100 m. Para a formação da pilha utiliza-se um sistema com rampa central para movimentação do caminhão e carregadeira frontal. A construção de cada pilha demanda de 5 a 6 dias. O ciclo da operação tem a duração de 75 dias e compreende as etapas de lixiviação, neutralização e lavagem. Durante o período de lixiviação, a pilha é inundada pela solução de cianeto a 400 ppm, numa taxa de 10-12 L/h.m<sup>2</sup>. Periodicamente, realiza-se uma amostragem a trado, para controle de teor do minério. O período de lixiviação é de 60 dias, com recuperação de 82% do ouro. A base da pilha apresenta inclinação de 1,0%, de modo a promover a drenagem da lixívia para um sistema de calhas de madeira revestidas com PVC, que alimenta os tanques de recepção, de onde é feito o bombeamento às colunas de adsorção. Após o esgotamento, a pilha é neutralizada com peróxido de hidrogênio (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>) e lavada com água; o resíduo é descartado como rejeito final com cerca de 0,25 g/t de ouro.

## Adsorção

A etapa de adsorção do ouro solúvel em carvão ativado é conduzida em dois conjuntos de cinco colunas dispostas em desnível, de forma que o transbordo de uma coluna alimenta a próxima por gravidade. Os dois conjuntos de colunas funcionam em paralelo e cada coluna, com 100 m<sup>3</sup>, tem capacidade para 4,0 t de carvão. A solução proveniente da lixiviação alimenta a primeira coluna por meio de uma tubulação na parte inferior da coluna, cuja descarga ocorre por transbordo. Em cada coluna existem duas grades com abertura de 0,6 mm para reter o carvão. As grades situam-se na parte superior, próximas à superfície de transbordo, e, na parte inferior, acima da descarga da alimentação. Além disso, as colunas apresentam uma abertura na parte inferior, acima da descarga da alimentação, utilizada para eventual drenagem da solução, que retorna às pilhas de lixiviação, deixando as colunas com 90-100 ppm de cianeto. O carvão ativado da primeira coluna é carregado de ouro até atingir 6.000 g/t. Nesse ponto, é colocado em um tanque de transferência instalado sobre um caminhão e transportado para a etapa seguinte de dessorção. O carvão utilizado na unidade CIC tem as mesmas características físicas daquele utilizado na unidade CIP. No circuito CIC a perda de carvão ativado é de 6 g/t.

## Unidade de recuperação e refino

Essa etapa compreende as operações de dessorção e eletrólise, conforme é mostrado na Figura 4.

## Dessorção

O carvão carregado proveniente do primeiro tanque de lixiviação e retido na peneira vibratória horizontal alimenta uma coluna de eluição feita em aço inoxidável 304, com volume útil de 10 m<sup>3</sup> e relação altura/diâmetro de 5/1. A coluna é preenchida com 4,0 t de carvão impregnado. Após um período de 2,0 h, a água é drenada da coluna. A seguir, inunda-se a coluna com solução 1,0% de hidróxido de sódio sob pressão de 4,6 kg/m<sup>2</sup>. A solução cáustica é aquecida a 134°C e percola a coluna em fluxo ascendente. Após cerca de 6,0 h de residência na coluna a solução contendo ouro (licor) alimenta um tanque, de onde segue para a etapa de eletrólise. O carvão exaurido é regenerado por meio de uma lavagem com solução 10,0% ácido clorídrico em coluna de fibra e, posteriormente, submetido a um aquecimento a 700°C em atmosfera inerte de oxigênio.

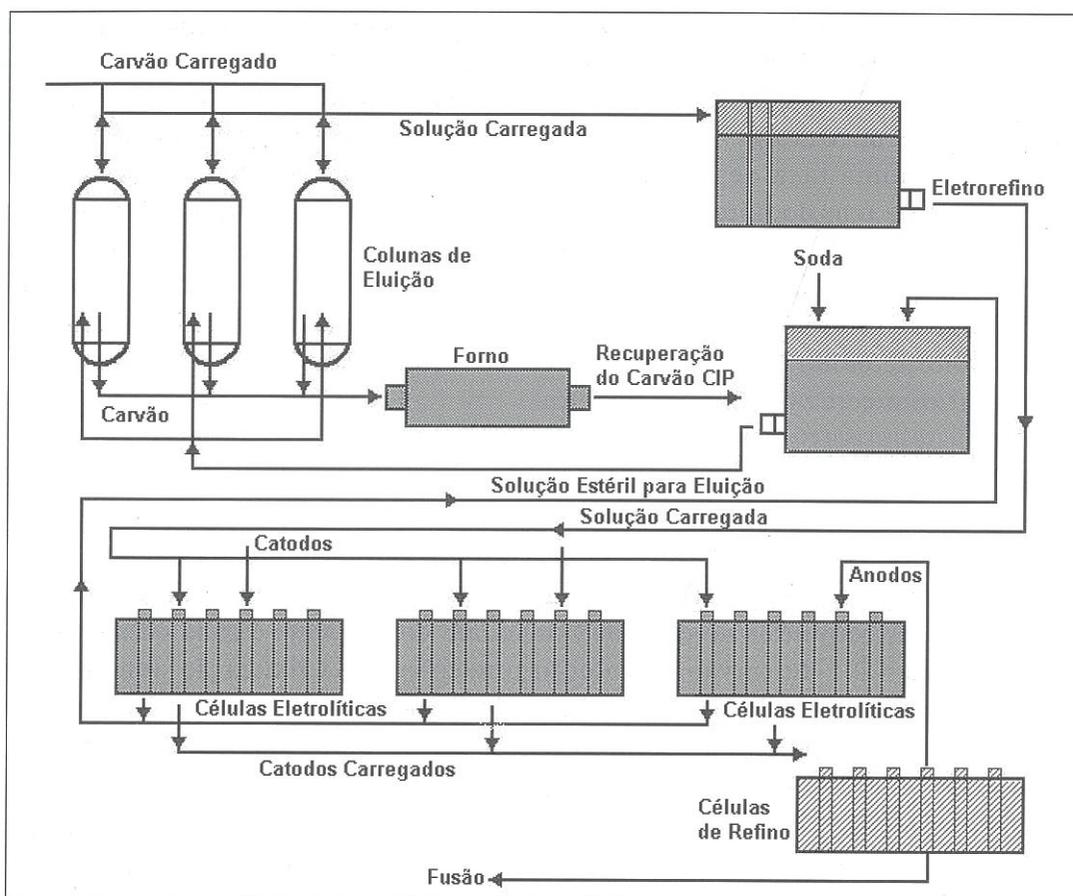


Figura 4: Fluxograma do circuito de eluição e eletrorefino de ouro da mina de Igarapé Bahia, Carajás - CVRD

## Eletrólise

Após o resfriamento a 90°C, a solução carregada de ouro alimenta três células eletrolíticas de 2,2 m<sup>3</sup> que operam em paralelo. O ouro deposita-se no catodo constituído de caixa de fibra com lã de aço inoxidável. Periodicamente, o catodo é retirado e colocado em uma célula de refino onde a polaridade é invertida. O ouro desprende-se do eletrodo original e deposita-se no novo catodo formado por uma chapa de aço inoxidável com superfície polida. O produto apresenta 92% de pureza. Após o refino, o ouro segue para a etapa de fusão e a solução eletrolítica retorna à coluna de eluição.

## Dados operacionais

A usina tem uma capacidade nominal de 2,2 milhões de toneladas por ano de minério tratado e opera em regime de 24 h/dia.

Os britadores funcionam em circuito aberto com eficiência de 97%. Na unidade CIP, a capacidade dos britadores varia de 90 a 200 t/h. A razão de redução é de 4,0 a 2,0, para os britadores primários e secundários, respectivamente. A substituição dos revestimentos dos britadores primários acontece a cada 18 meses; todavia para os britadores secundários essa renovação é efetuada a cada 5,0 meses.

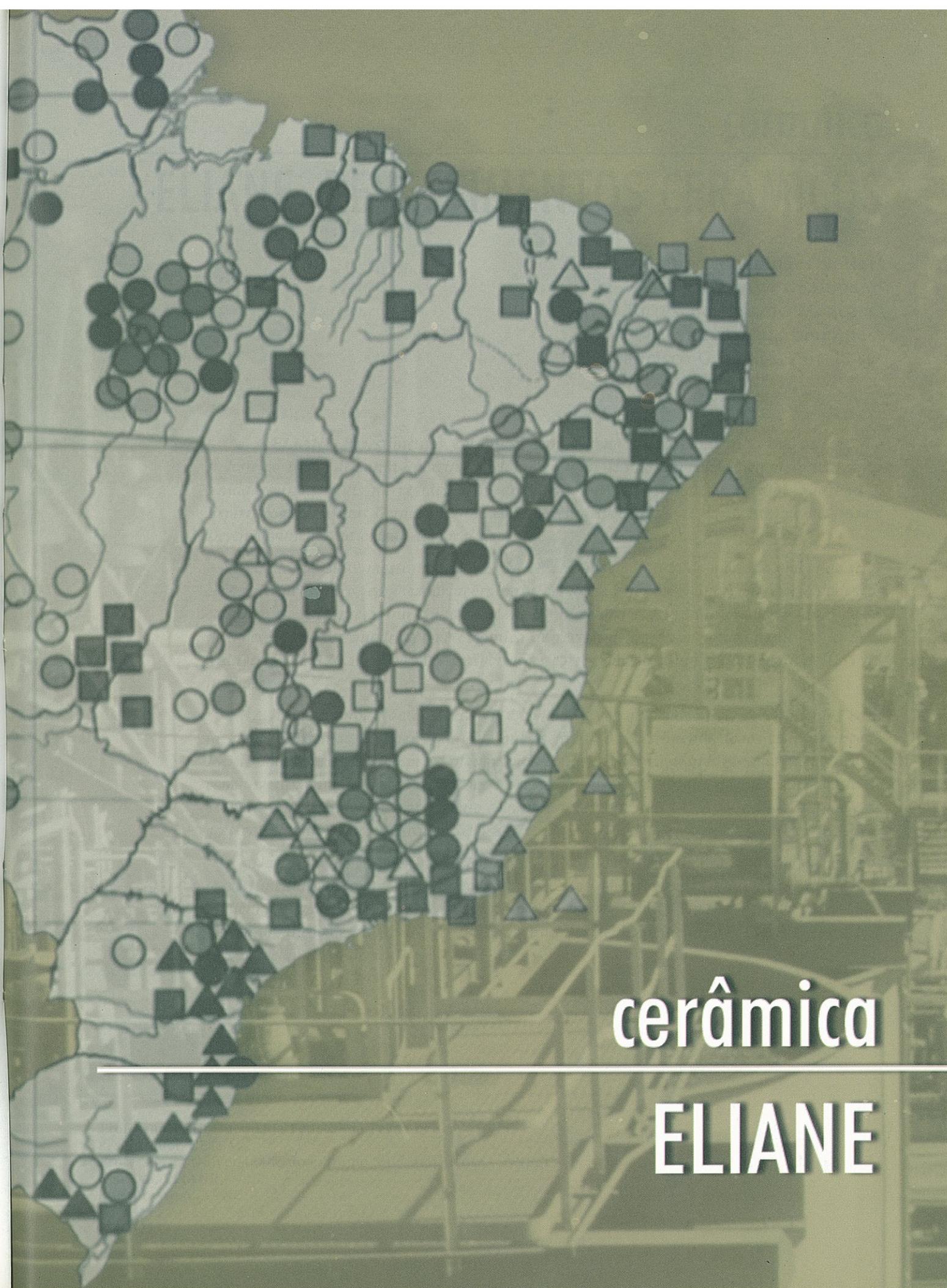
O WI do minério varia de 10,10 a 12,15 kWh/t. A determinação desse índice não ocorre periodicamente. A moagem é realizada a úmido em dois circuitos paralelos com dois estágios cada. Nessa operação é feita a adição de reagentes (CaO e NaCN), mantendo-se o pH entre 10 e 11. Os moinhos primários, com dimensões de 3,55X3,32 m e 3,90X3,84 m, respectivamente, possuem uma grelha com abertura máxima de 70X15 mm e utilizam o sistema de descarga por diafragma. A velocidade de rotação varia de 15,7 a 16,8 rpm, o que corresponde a uma variação de 71,2 a 72,0% da velocidade crítica dos moinhos, respectivamente. Os moinhos primários usam revestimento tipo Noranda. A potência instalada é de 950 CV para cada moinho. Os equipamentos operam com 85% de sólidos na polpa e carga de bola forjada com diâmetro de reposição de 90 mm. Os moinhos primários trabalham com alimentação de 140 t/h, e o volume da carga interna varia entre 18 e 30% em relação ao volume interno do equipamento. A granulometria do minério na alimentação do moinho primário apresenta um  $A_{80}$  que varia entre 50,8 e 101,6 mm, enquanto o  $P_{80}$  do produto varia entre 0,85 e 1,2 mm. Os dois moinhos secundários, com descarga por transbordo, têm as dimensões de 5,2X2,6 m e 5,9X2,85 m, respectivamente. A velocidade de rotação varia entre 19,1 e 19,2 rpm nos moinhos secundários, o que equivale a uma variação de 72,5 a 75,5% da velocidade crítica. Esses equipamentos usam revestimento tipo "onda simples" e a potência instalada é de 750 e 950 CV. Os moinhos secundários trabalham também com bolas forjadas, cujo diâmetro de reposição é 50 mm. O grau de enchimento nos secundários é de 30% e a taxa de alimentação varia entre 400 e 460 t/h; além disso, operam com 66% de sólidos na polpa de moagem e carga circulante de 369%. O  $P_{80}$  obtido para o produto da moagem secundária é de 0,3 mm.

A unidade CIP conta com três pontos de amostragem, localizados na alimentação do moinho primário, no fluxo de saída do circuito de cominuição e na saída da última peneira vibratória do circuito de adsorção. A amostragem é manual, utilizando-se basicamente balanças, pá e quarteador.

A usina opera com teor médio de ouro de 2,3 g/t na alimentação, o que permite obter um produto final com 91% Au e recuperação total de 95%. As perdas ocorrem, principalmente, nas etapas de lixiviação e adsorção.

Toda a água utilizada no processo de moagem é recirculada. A água nova é usada nos chuveiros das peneiras e na etapa de dessorção. O consumo de água nova na usina é de aproximadamente 100 m<sup>3</sup>/h. O rebaixamento do lençol freático provocado pela lavra resulta numa vazão de 250 m<sup>3</sup>/h.

O projeto de preservação ambiental da empresa está relacionado a um programa de revegetação. Não há tratamento prévio do material depositado na barragem de rejeitos, em decorrência de serem as barragens revestidas com manta de PVC. A solução clarificada retorna aos processos com descarte zero ao meio ambiente. O monitoramento ambiental é feito por meio do controle da poluição do lençol freático.



cerâmica

ELIANE

cerâmica

# ELIANE REVESTIMENTOS CERÂMICOS

Carlos Adolpho Magalhães Baltar<sup>1</sup>  
João Alves Sampaio<sup>2</sup>  
Carlyle Torres Bezerra de Menezes<sup>3</sup>  
Márcio Luiz Geremias<sup>4</sup>  
Francisco Guimarães da Rosa<sup>5</sup>

■ A ELIANE Revestimentos Cerâmicos tem sede no município de Cocal do Sul, região sudeste do estado de Santa Catarina, distante 210 km de Florianópolis. A empresa tem cinco unidades industriais na região, além de outras sete nos estados do Paraná, São Paulo, Espírito Santo, Minas Gerais e Bahia. A ELIANE dispõe ainda de um Centro de Pesquisa e Desenvolvimento na cidade de Cocal do Sul.

Dados de 1999 mostram que a ELIANE responde por 20% do mercado global do setor cerâmico brasileiro, com exportações para cerca de oitenta e cinco países em todos os continentes. A empresa, que conta com 2.800 funcionários, tem uma produção atual de 38 milhões de metros quadrados de cerâmica de revestimento e um faturamento de R\$ 330 milhões (US\$ 170,1 milhões). As exportações correspondem a um faturamento de US\$ 46 milhões.

A linha de produção da ELIANE é composta por azulejos, pisos, revestimentos para fachadas e piscinas, antiderrapantes e outros tipos de revestimento, todos com certificado ISO 13006. Em 1996, a empresa inaugurou a primeira fábrica de grés porcelanato do Brasil, com investimento de US\$ 17 milhões e produção inicial de 90 mil m<sup>2</sup>/mês. Em agosto de 1999, a produção de grés porcelanato atingiu 240.000 m<sup>2</sup> (ELIANE IV e V). A unidade de grés porcelanato tem certificado ISO 14001.

Nas unidades industriais da ELIANE, na região de Criciúma, a produção de azulejos (revestimento para parede) é obtida pelos processos de biqueima tradicional (Fábrica II), biqueima rápida (Fábrica I) e biqueima monoporosa (Fábricas I, II e V). Por outro lado, para a produção de piso, a ELIANE usa os processos de monoqueima (Fábricas I, II e III) e grés porcelanato (Fábrica IV e V).

<sup>1</sup> Professor da Universidade Federal de Pernambuco – UFPE

<sup>2</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>3</sup> Professor da Universidade do extremo Sul Catarinense – UNESC

<sup>4</sup> Geólogo, ELIANE

<sup>5</sup> Engenheiro, ELIANE

## Matéria-prima

A cerâmica é produzida a partir de uma variedade de produtos minerais que compõem a massa cerâmica e o esmalte, denominados de biscoito e frita, respectivamente. A ELIANE utiliza, para composição da massa, matéria-prima de diversas procedências: feldspato potássico (Campina Grande-PB e Governador Valadares-MG); feldspato sódico (Ponta Grossa-PR e Nova Trento-SC); calcário dolomítico (Rio Branco do Sul-PR); calcário calcítico (Almirante Tamandaré-PR); argilas regionais (Criciúma, Içara, Ermo e Lauro Muller); argilas de fora do estado (Pântano Grande-RS, Tijucas do Sul-PR e Campo Largo-PR); caulim (Campo Alegre-SC e Pântano Grande - RS); filito/talco (Castro e Ponta Grossa-PR); areia quartzosa (Urussanga-SC); rocha alcalina-fonólito (Lages-SC). A Tabela 1 apresenta a função e a procedência de cada substância mineral utilizada no processo, enquanto a Tabela 2 apresenta as principais especificações dos insumos minerais usados na produção da massa cerâmica.

**Tabela 1 – Insumos minerais que compõem a massa cerâmica e as propriedades que eles conferem às peças.**

Substância mineral	Função	Procedência
Argilas	Plastificante/refratário/fundente	Pântano Grande-RS, Criciúma, Içara, e Lauro Muller- SC e Tijucas do Sul e Campo Largo- PR
Caulim	Refratário e cor branca	Campo Alegre-SC e Pântano Grande-RS
Quartzo e Areia quartzosa	Eleva dilatação térmica/ estabilidade dimensional	Urussanga-SC
Feldspato Potássico	Fundente	Campina Grande-PB e Gov. Valadares-MG
Feldspato Sódico	Fundente	Nova Trento-SC e Ponta Grossa-PR
Talco	Fundente/ resistência ao choque térmico, influencia na dilatação térmica, reduz expansão por umidade.	Ponta Grossa-PR e Castro-PR
Siltitos/Argilitos	Fundente	Ermo/Lauro Muller - SC
Fonólito (R. Alcalina)	Fundente	Lages - SC
Calcário	Fundente estabilizador (estabilidade dimensional); proporciona porosidade ao azulejo	Rio Branco-PR e Alte. Tamandaré-PR

Tabela 2 – Principais insumos minerais usados na produção da massa cerâmica.

Insumos	Especificação Química (%)								
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	PF
Feldspato Potássico	64,0	19,0	0,2	0,1	0,3	0,1	12,0	4,0	0,3
Feldspato Sódico	67,0	18,5	0,1	0,2	0,5	0,3	2,0	11,0	0,4
Calcário Dolomítico	4,0	1,0	0,1	0,4	30,0	21,0	0,2	0,3	44,0
Calcário Calcítico	8,0	1,7	0,1	0,4	45,0	4,5	0,2	0,1	40,0
Caulim	48,0	34	0,1	1,0	3,0	0,2	0,8	0,9	12,0
Filito	72,0	15,0	0,7	0,7	0,1	2,0	5,0	0,5	4,0
Talco	65,0	4,0	0,1	1,5	0,4	25,0	0,3	0,2	3,5
Areia Quartzosa	86,0	9,0	0,1	0,7	0,03	0,23	0,9	0,04	3,0
Argilas Regionais	64,0	21,0	0,7	2,5	0,5	1,0	3,0	0,3	7,0
Argila (RS)	56,0	29,0	0,9	1,8	0,5	0,6	0,8	0,4	10,0
Argila (PR)	76,0	15,0	0,6	1,5	0,6	0,6	1,2	0,5	4,0
Fonólito	50,0	23,0	0,1	3,0	0,4	0,5	12,0	5,0	6,0
Siltito	70,0	13,5	0,5	3,0	1,0	2,0	5,0	2,0	3,0
Argilito	68,0	17,5	0,6	4,0	0,3	1,1	4,0	0,5	4,0

A fritta para o esmalte é adquirida de vários fornecedores da região e compõe-se basicamente de: quartzo (sílica), carbonatos, feldspato K e Na, boratos, silicato de zircônio, óxidos (de zinco, chumbo, estanho, etc.) e wollastonita (silicato de cálcio). As Tabelas 3 e 4 apresentam a composição percentual em peso e as especificações químicas dos insumos minerais usados nas fritas, bem como a composição percentual dos boratos.

Na indústria cerâmica, o enxofre, o carbono e o ferro são elementos indesejáveis (contaminantes). O ferro presente nos feldspatos é eliminado através de vários processos, entre outros, separação magnética, flotação, lixiviação ácida etc. Calcário para uso tanto em esmaltes como em massas cerâmicas tem que conter o mínimo de ferro possível (inferior a 0,5% para a massa e 0,1% para esmaltes).

Os sulfetos, pirita e calcopirita, presentes nas matérias-primas podem provocar defeitos nas peças cerâmicas. Além disso, a eliminação do anidrido sulfuroso provoca muitas vezes pintas sobre os esmaltes; isto ocorre quando o resíduo de Fe encontra-se na presença de partículas de carbono ou CO, sendo reduzido, comportando-se, então, como um fundente enérgico a uma temperatura em torno de 1.050°C.

**Tabela 3 – Insumos minerais que compõem o esmalte ou fritas cerâmicas, composição em peso (%) e especificação química.**

Insumos	(%) peso	Insumos	(%) peso
Quartzo (Sílica)	45 a 60	Boratos	0 a 20
Carbonatos	5 a 15	Silicato de Zircônio	0 a 18 %
Feldspato K	até 10	Óxidos (Zn, Pb, Sn)	Zn=Até 25; Pb=Até 20; Sn= < 1,0.
Feldspato Na	até 12	Wollastonita	< 5

Especificação Química (%)									
Insumos	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	PF
Quartzo	99,0	< 0,7	-	< 0,1	-	-	-	-	0,2
Carbonatos	< 1,0	-	-	< 0,2	53,0	2,0	-	-	43,0
Feldspato K	64,0	19,0	0,2	0,1	0,3	0,1	12,0	4,0	0,3
Feldspato Na	67,0	18,5	0,1	0,2	0,5	0,3	2,0	11,0	0,4
Silicato de Zircônio (Hf<3,0; ZrO <sub>2</sub> =60-65%)	33,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Wollastonita (Silicato de Cálcio)	50,0	-	-	< 0,2	48,0	-	-	-	1,8

Composição em peso (%) dos boratos		
Boratos	Na <sub>2</sub> O	B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Ácido bórico H <sub>3</sub> BO <sub>3</sub>	-	56,3
Borax	31,37	68,63
Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> .5H <sub>2</sub> O	21,23	47,94
Na <sub>2</sub> B <sub>2</sub> O <sub>7</sub> .10H <sub>2</sub> O	16,23	36,65

**Tabela 4 - Composição média (% em peso) de algumas fritas usadas na indústria cerâmica.**

Compostos	c/Pb	Cristalina c/ Pb	Opaca	Branca de Zircônia	Mate	Mate com Zn
SiO <sub>2</sub>	33,0 - 35,0	50,0 - 60,0	58,0	50,0 - 60,0	40,0 - 45,0	25,0 - 30,0
PbO	60,0 - 65,0	3,0 - 20,0	-	0 - 2	0 - 15	-
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0 - 3	7 - 12	7,0	5 - 8	5 - 10	3 - 5
B <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	8 - 15	6,0	5 - 10	10 - 15	30 - 45
Na <sub>2</sub> O	-	3 - 8	6,0	5 - 10	0 - 5	0 - 5
K <sub>2</sub> O	-	5 - 12	-	0 - 3	0 - 5	0 - 5
CaO	-	4 - 6	10	5 - 12	20 - 40	0 - 10
ZrO <sub>2</sub>	-	-	11	10 - 14	3 - 5	-
ZnO	-	-	1	0 - 4	-	20 - 25
MgO	-	-	1	0 - 2	-	-

A presença de calcopirita em argilas vermelhas também provoca o aparecimento de pintas verdes, sempre que esse mineral apresenta uma granulometria superior a  $125 \mu\text{m}$ .

## Processo de fabricação de revestimentos cerâmicos

O processo de fabricação cerâmica consta, basicamente, das seguintes etapas: moagem, atomização, conformação, secagem, esmaltação, queima, classificação e embalagem. As variações no processo ocorrem em função do produto desejado.

### Moagem

A operação é realizada em moinhos, intermitentes ou contínuos, resultando na homogeneização e na redução de tamanho das partículas. A fim de evitar a contaminação da matéria-prima, costuma-se usar, como carga moedora, esferas de alta alumina ou seixos de rochas (quartzo ou riolitos). O produto da moagem é uma suspensão de partículas finas em água, denominada barbotina, com 60-70% de sólidos. O controle granulométrico da moagem em função da malha  $44 \mu\text{m}$  permite obter os produtos com as seguintes especificações granulométricas:

- a) massa de biqueima 4,5 a 5,5 % (retido na malha  $44 \mu\text{m}$ );
- b) massa de monoqueima 4,5 a 5,5 % (retido na malha  $44 \mu\text{m}$ );
- c) massa de monoporosa 4,5 a 5,5 % (retido na malha  $44 \mu\text{m}$ );
- d) massa de porcelanato 1,0 a 1,5 % (retido na malha  $44 \mu\text{m}$ ).

### Atomização

É realizada num equipamento denominado atomizador (*spray dryer*). A atomização tem por objetivo a produção de um pó com características de fluidez e umidade adequadas ao enchimento das cavidades da prensa, para formação do biscoito, ou seja da peça cerâmica sem esmalte.

A operação consiste na injeção da barbotina sob alta pressão (25 a 30 bar) dentro de uma câmara de secagem, onde entra em contato com ar a uma temperatura entre 500 e 600°C. A evaporação da água é quase instantânea e o contato das partículas com o ar quente promove a forma arredondada dos grânulos no atomizador.

### Conformação

A conformação do pó atomizado resulta na formação das peças cerâmicas, as quais, são obtidas através da utilização de prensas hidráulicas. As prensas possuem uma superfície móvel (punção) e outra fixa (estampo). A operação consiste em comprimir o pó atomizado (umidade entre 4 e 7%) entre as superfícies do equipamento, sob uma pressão que pode variar entre 200 e 400  $\text{kg}/\text{cm}^2$ , dependendo do tamanho da peça e tipo do produto desejado. A pressão promove o rearranjo e a deformação parcial dos grãos, de modo a permitir uma elevada compactação do corpo cerâmico.

## Secagem

A operação tem por objetivo a redução da umidade da peça cerâmica, de modo a diminuir o tempo da operação de queima. Usualmente, a umidade da peça é de 0,1%. No processo de monoqueima, a secagem também tem a função de proporcionar um aumento da resistência do suporte cru, necessário para que a peça possa resistir aos choques durante o seu manuseio até o forno.

O secador pode ser do tipo túnel (secagem lenta) ou a rolo (secagem rápida). No primeiro, geralmente utilizado no processo de biqueima, as peças são empilhadas sobre carrinhos de base refratária. Esse tipo de secador utiliza o calor recuperado do ar de resfriamento dos fornos. A operação ocorre em temperaturas relativamente baixas e com elevados volumes. Por sua vez, no processo de monoqueima costuma-se usar secadores a rolo, de operação rápida, que podem ter concepção horizontal ou vertical. Nesses secadores, os corpos cerâmicos formam uma única camada sobre transportadores de correia ou sobre balancins (de grade ou de rolo). Os secadores a rolo são dotados de um gerador autônomo de calor, que permite variar as condições térmicas e higrométricas do ar.

## Esmaltação

Inicia-se com a moagem das fritas e demais matérias-primas (caulim, quartzo, feldspato, corantes, etc.). O produto moído, com granulometria, predominantemente, abaixo de 44  $\mu\text{m}$ , tem 50 a 60% de sólidos em peso e está pronto para aplicação. A moagem é realizada em moinhos intermitentes, com carga moedora formada por bolas de alta alumina e revestimento também de alta alumina.

A operação de esmaltação consiste na aplicação de esmaltes sobre o suporte queimado (biqueima) ou sobre o suporte cru (monoqueima). A aplicação pode ser realizada pelo sistema de cortina, por pulverização (*spray*) ou por cabine de discos giratórios. A técnica de véu fileira é a mais utilizada na biqueima tradicional; a de véu campana é mais utilizada na monoporosa, e a técnica onde se utiliza cabine de discos giratórios é mais aplicada na monoqueima. Após a aplicação de esmaltes é efetuada a decoração por técnicas de serigrafia, que pode ser plana ou em rolo giratório.

## Queima

A queima é responsável pelas características mecânicas e propriedades de inércia físico-química do produto. A operação é programada de acordo com o uso a que se destina a cerâmica.

Assim como os secadores, os fornos podem ser do tipo túnel (fornos lentos, usados na biqueima) ou do tipo rolo (fornos rápidos, usados na monoqueima). Atualmente, há uma grande predominância dos fornos a rolo. Nesses fornos, as peças cerâmicas são dispostas em uma única camada (monoestrato), o que permite um considerável aumento da superfície de contato quando esse processo é comparado à disposição em pilhas, usada nos fornos tipo túnel. Os fornos a rolo são dotados de queimadores de alta velocidade, que criam grande turbulência no canal de queima. Esses dois fatores possibilitam a redução do tempo de queima.

## Classificação e Embalagem

A etapa de classificação e embalagem consta de transporte das peças em correia, classificação visual e por sistema de leitura óptica.

## Processos de fabricação de azulejo

### Biqueima tradicional

O processo envolve duas queimas:

- a) a sinterização da base (também conhecida por biscoito);
- b) a sinterização do esmalte (formação do vidrado).

O produto acabado é obtido após um período de queima de 82 horas.

Inicialmente, a massa cerâmica, formada por argilas, caulins, talco e calcário, passa por uma moagem a úmido. O produto da moagem, a barbotina com 65% de sólidos, alimenta um tanque de agitação, de onde é bombeado para o atomizador (*spray dryer*). Nesse estágio, o material adquire forma de grãos, chamado de pó atomizado, com umidade de 6%. Em seguida, o “pó atomizado” é colocado em repouso por 24 horas em um silo. Após esse período, o material entra na etapa de conformação das peças, que é realizada por meio de prensas. A etapa seguinte de secagem é feita em secador tipo túnel, para onde as peças são conduzidas, por meio de troles com base refratária, e permanecem por 36 horas, numa temperatura que varia entre 120 e 150°C. Depois da secagem, as peças seguem para um forno túnel, onde permanecem por um período de 36 horas, sob uma temperatura máxima de aproximadamente 1.070°C. Essa operação é feita de modo contínuo e constitui-se na primeira queima para eliminação de matéria orgânica e outras impurezas.

O biscoito resultante da primeira queima segue por meio de correias para a linha de esmaltação, onde recebe as camadas de esmaltes e quantas serigrafias forem necessárias. Em seguida é conduzido ao forno de vidrado onde ocorre a queima do vidrado, a fim de estabilizar os esmaltes e as decorações. As peças são colocadas em caixas refratárias e conduzidas, por um carro com base também refratária, para a segunda operação de queima que também ocorre em forno tipo túnel por um período de 10 horas.

As peças acabadas são conduzidas por meio de correias à seção de classificação e embalagem. A classificação é feita através de uma análise visual. O operador marca com uma caneta fotometálica as peças de acordo com o defeito apresentado. A seguir um sistema de leitura óptica separa as peças de acordo com a classificação e encaminha para a embalagem.

### Biqueima rápida

Na biqueima rápida, a segunda queima é feita em forno a rolo: a queima do vidrado ocorre em apenas 25 minutos e o produto acabado pode ser obtido em 72 horas e 25 minutos.

## Monoporosa

Este tipo de queima é realizado apenas com um tratamento térmico. A matéria-prima, que deve ser de melhor qualidade, é constituída por argilas, caulim, areia quartzosa, talco e calcário. As etapas iniciais de moagem, atomização e conformação ocorrem como descrito anteriormente. A secagem é feita em secador a rolo a uma temperatura de 120°C, durante cerca de 60 min. Daí as peças seguem para a linha de esmaltação e serigrafia. Em seguida, são conduzidas para o forno a rolo, onde ocorre a queima simultânea da base e do esmalte, por um período de 60 min, a 1.100°C (totalizando 2 horas após a prensagem). Todo o sistema é operado de modo contínuo. A linha final de produção é semelhante à que foi descrita para o processo de biqueima, constando de classificação, embalagem e expedição.

## Processos de fabricação de pisos

### Monoqueima

A matéria-prima é constituída por argilas, caulim, areia quartzosa, talco e alguns fundentes, como siltitos, argilitos, filitos ou rochas alcalinas. O processo é semelhante ao anterior e consiste de moagem, atomização, conformação, secagem, esmaltação, serigrafia, classificação, embalagem e expedição. A queima da base e do esmalte também ocorre simultaneamente. Utiliza-se forno a rolo, a uma temperatura de 1.140 a 1.180°C, por um período de aproximadamente 50 min. O produto acabado é obtido em 1 hora e 40 minutos (após a prensagem).

### Grés porcelanato

É um processo de monoqueima para fabricação de revestimentos, tanto para parede quanto para piso. O produto se diferencia dos demais por não usar esmalte em sua superfície e apresentar uma absorção de água inferior a 0,5%. A composição da massa base é a mesma, o que muda é a composição da massa colorida, de acordo com o produto que se deseja fabricar.

A massa é constituída por argilas brancas, caulim, quartzo, talco, feldspatos sódicos e potássicos. Há dois circuitos de moagem, um para a massa base e outro para os corantes. Após a moagem a úmido da massa base, a barbotina resultante é colocada em um tanque sob agitação constante. Em seguida, a massa base é distribuída por meio de bombeamento para tanques menores, conhecidos como tanques de serviço. Nesses tanques é feita a adição do corante moído.

A massa base e a massa colorida são bombeadas, separadamente, para atomizadores distintos onde ocorre a perda de água e a granulação. Em seguida, as massas são armazenadas, em silos separados, por 24 horas. Após esse período, as massas são dosadas com o uso de um sistema de pesagem contínuo microprocessado. A dosagem depende do tipo de produto desejado. A massa colorida pode gerar um produto de uma só cor, se for usada isoladamente, ou gerar um produto pigmentado, se for misturada à massa base.

A etapa seguinte é a de conformação das peças, feita por meio de prensas hidráulicas. As peças prensadas alimentam, em regime contínuo, um secador a rolo, onde permanecem por um período de 60 min a uma temperatura de 120°C. Após a secagem, as peças seguem por meio de correias para sinterização do produto. No forno, as peças permanecem por mais 60 min a uma temperatura de 1.200°C. Alguns produtos, com efeitos e decorações especiais, exigem a aplicação através de serigrafia de determinados sais solúveis, antes da queima.

O grés porcelanato rústico é obtido na saída do forno, enquanto o grés porcelanato polido ainda passa por uma etapa de polimento. O processo de polimento consiste em retirar uma película da superfície do produto queimado, com o objetivo de obtenção do brilho. São utilizados equipamentos semelhantes aos utilizados para polimento de rochas, formados por um conjunto de politrizes, com várias granas, da mais grossa até a mais fina.

Em ambos os produtos, rústico e polido, as etapas finais do processo constam de classificação, embalagem e expedição.

## Dados operacionais

Em todas as unidades industriais, a temperatura nos atomizadores é de 600°C. O pó atomizado sai com 6% de umidade, sendo que, através de transportadores de correia é levado para os silos, onde permanece em repouso por 24 horas para uniformizar a umidade. Após o tempo de repouso padrão, o pó atomizado é conduzido às prensas, onde a perda de umidade é desprezível. Na etapa seguinte, as peças semi-elaboradas saem, de forma contínua, das prensas para o secador, no qual a umidade é reduzida para no máximo 0,1% (umidade residual).

No processo de biqueima, ao sair do secador as peças são conduzidas através de carros com base refratária para os fornos de biscoito. Nos de monoporosa e monoqueima as peças secas são conduzidas através de transportadores de correia para esmaltação e serigrafia. No processo de grés porcelanato, o produto pode ser direcionado para o forno, ou, em vez disso, poderá ser submetido a aplicações de sais solúveis através de serigrafia.

Após a secagem, a umidade cai para 0,1%. A carga moedora dos moinhos é formada por esferas de alta alumina com densidade de 3,6 g/cm<sup>3</sup>. O consumo de bolas de alta alumina é de 2.800 g/t de material moído. O pó atomizado sai do atomizador com 6% de umidade; após a conformação das peças em prensas hidráulicas, elas são encaminhadas de forma contínua para o secador, onde a umidade é reduzida para 0,1%, aproximadamente (conhecida por umidade residual).

O teor de Fe no esmalte deve ser sempre inferior a 0,1%. Atualmente, as “fritas” utilizadas nas unidades industriais da ELIANE são fornecidas principalmente pelas empresas: ESMALGLASS, TORRECID, FRITAS SL (empresas espanholas) e FERRO ENAMEL (empresa americana), instaladas na região.

Na classificação do produto acabado, são utilizadas duas classificações: A e C. Na classe A, o produto é isento de defeitos e na classe C, também chamada de comercial, apresenta algum tipo de defeito. A Tabela 5 apresenta a capacidade produtiva de cada unidade industrial do Grupo ELIANE.

A unidade industrial II produz pisos e azulejos, utilizando os processos de biqueima tradicional, monoqueima e monoporosa, apresentando uma capacidade de produção de 550.000 m<sup>2</sup>/mês. Possui dezesseis moinhos, todos com revestimento de borracha e com capacidade para 13 t, na linha de preparação da massa base, além de oito moinhos com capacidade para 3,5 t, cada, na linha de esmaltação. Na saída dos moinhos de preparação da massa base, há nove peneiras vibratórias circulares.

**Tabela 5 – Produção mensal de cada unidade industrial do grupo Eliane.**

<b>Unidade Industrial</b>	<b>Cap. Produtiva (m<sup>2</sup>/mês)</b>	<b>Unidade Industrial</b>	<b>Cap. Produtiva (m<sup>2</sup>/mês)</b>
ELIANE I	550.000 m <sup>2</sup>	ELIANE - PR	370.000 m <sup>2</sup>
ELIANE II	550.000 m <sup>2</sup>	ELIANE - MG	170.000 m <sup>2</sup>
ELIANE III	400.000 m <sup>2</sup>	ELIANE - ES	650.000 m <sup>2</sup>
ELIANE Porcelanato	140.000 m <sup>2</sup>	CÉRAMUS BAHIA	220.000m <sup>2</sup>
ELIANE V	200.000 m <sup>2</sup>	IASA BAHIA	200.000 m <sup>2</sup>
Total Geral	3.450.000 m <sup>2</sup>		

A ELIANE I possui três prensas PH 330 com capacidade de prensagem de 250 kgf/cm<sup>2</sup>, três prensas PH 980 com capacidade de prensagem 350 kgf/cm<sup>2</sup> e nove prensas PH-550 com capacidade de 320 kgf/cm<sup>2</sup>. As prensas PH 330 e 550 são usadas na biqueima e as PH 980 são utilizadas na monoporosa e monoqueima.

A unidade II dispõe de cinco prensas PH 555 com capacidade de prensagem 320 kgf/cm<sup>2</sup> (linha de produção por biqueima) e duas prensas PH 680 com capacidade de 320 kg/cm<sup>2</sup>, uma prensa 980 com capacidade de 360 kgf/cm<sup>2</sup> e uma prensa PH1890 com capacidade para 470 kgf/cm<sup>2</sup> (monoporosa). As prensas PH 555 e 680 são utilizadas na biqueima, as PH 980 e 1890 são utilizadas na monoporosa e monoqueima. As peças prensadas saem com 6% de umidade. Na linha de produção pelo processo de monoporosa, usa-se secador a rolo vertical. A peça permanece no secador por cerca de 90 min. A queima é feita em forno de rolo a uma temperatura de 1.160°C. Usa-se gás natural como combustível, cujo consumo é de 2,63 N/m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup> de cerâmica.

A unidade industrial III produz 370.000 m<sup>2</sup>/mês pelo processo de monoqueima. A produção de massa e o pó atomizado são preparados na unidade II e transportado para a unidade III por caminhão fechado. O pó atomizado é inicialmente transportado por elevador de canecas para quatro silos com capacidade para 200 t, e alimentam três prensas PH 1.400 com capacidade de prensagem de 320 kgf/cm<sup>2</sup> e uma prensa PH 980 com capacidade de prensagem de 360 kgf/cm<sup>2</sup>. A secagem é feita em secador a rolo vertical. Na esmaltação, usa-se serigrafia plana. A queima é feita em forno monocanal a 1.150°C, usando gás natural como combustível.

A unidade IV produz aproximadamente 140.000 m<sup>2</sup>/mês de grés porcelanato. As argilas são estocadas em silos e alimentam, por transportador de correia, uma balança dosadora. Após a pesagem, o material segue em transportador de correia até o tanque de dispersão (turbo dispersor), que tem capacidade para 10 t. A percentagem de sólidos nesse tanque é de 65%.

A unidade dispõe de seis silos de tremonha, devidamente etiquetados, para feldspato sódico, feldspato potássico, zircônia, quartzito e filito. Dos silos, esses minerais, mais as argilas, alimentam oito moinhos com capacidade de 14 t de matéria-prima, cada. Na moagem são utilizadas 20 t de bolas e 5 m<sup>3</sup> de água. Os moinhos com dimensões de 3,05 x 4,00 m (diâmetro/comprimento) trabalham com velocidade entre 60 e 80% da velocidade crítica. A operação é intermitente e dura 10 h. A preparação do corante é feita em circuito paralelo de moagem, com três moinhos pequenos com capacidade para 5,0 m<sup>3</sup> ou 2,7 t de matéria-prima.

A massa base moída é colocada em seis tanques, com capacidade para 75 m<sup>3</sup> cada, por um período de 3 a 4 h, com 67% de sólidos. Em seguida, a barbotina é bombeada para dois tanques de serviço com capacidade para 90 t cada, onde é feita a adição do corante. Para armazenagem da massa colorida (mistura de barbotina e corante moído) há dezenove silos com capacidade

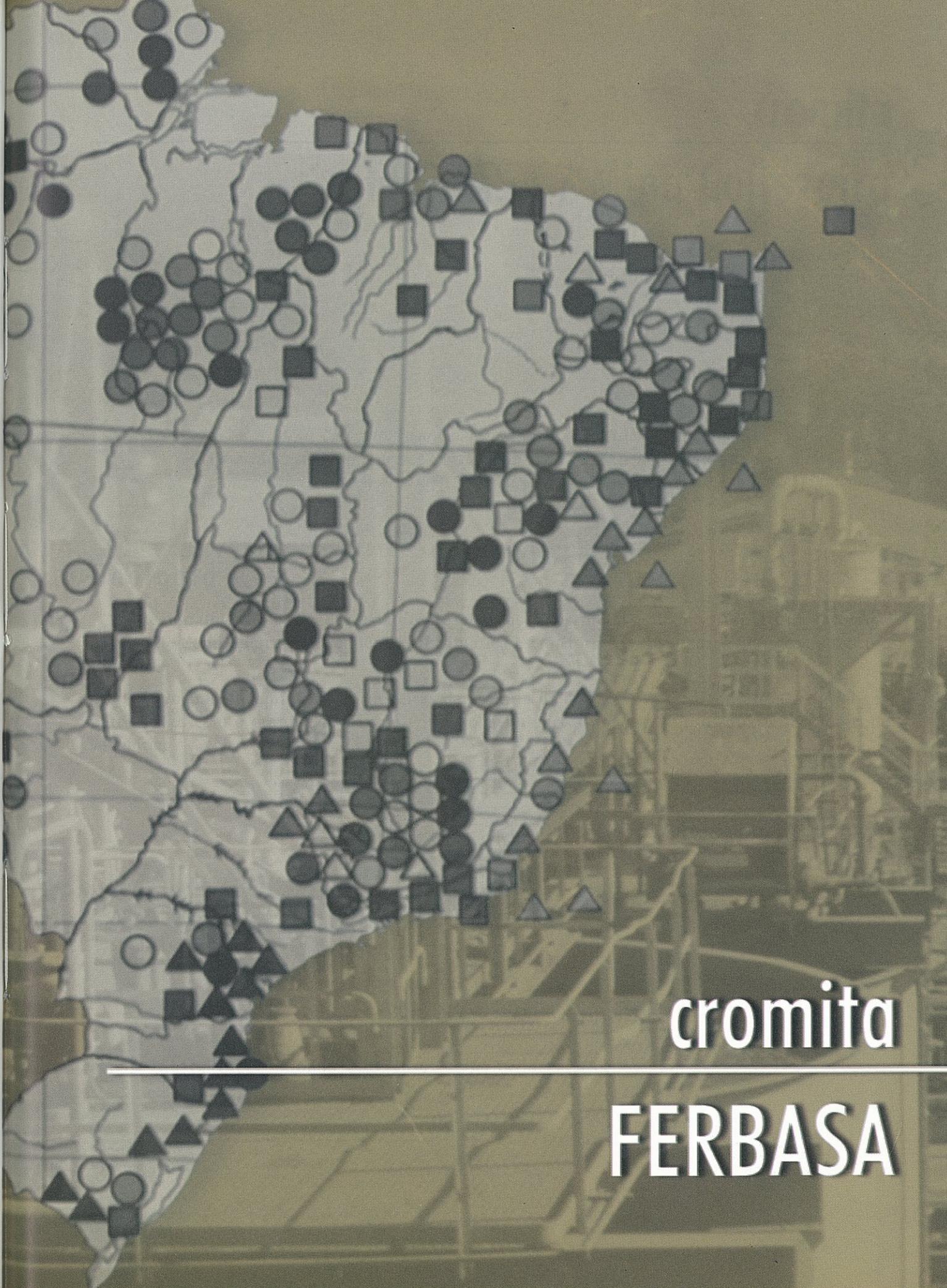
para 60 t cada. Após a atomização, a massa colorida é estocada em sete silos com capacidade para 60 t cada.

Na unidade IV há uma prensa VS-2500, com capacidade para 450 kgf/cm<sup>2</sup>, e duas VS-2800, com capacidade para 450 kgf/cm<sup>2</sup>. A serigrafia é plana e usa sais solúveis, cujo metal é escolhido em função da cor que se deseja obter.

A unidade industrial V fica situada no município de Criciúma e produz 190.000 m<sup>2</sup>/mês de azulejos e grés porcelanato para revestimento e piso.

A preparação da massa base é feita em quatro moinhos com capacidade para 13 t cada. A moagem é feita a úmido (65% de sólidos) em operação intermitente. O tempo de moagem varia de acordo com o corpo moedor utilizado. Com sílex, a moagem é realizada em 6,5 a 7,0 h; enquanto com esferas de alta alumina, a operação dura em torno de 3,5 h. A linha de esmaltação dispõe de cinco moinhos com capacidade para 1,5 t, cada. A percentagem de sólidos no moinho é de 65%. O produto moído passa por duas peneiras vibratórias circulares.

Para a conformação das peças, a unidade V conta com três prensas NASSETTI VIS-1500 com capacidade que varia de 280 a 390 kgf/cm<sup>2</sup>. Na etapa de esmaltação, usa-se serigrafia rotativa, que é feita em quatro equipamentos *rotocolor*. A queima é feita em forno bicanal (canais independentes), capaz de operar simultaneamente na produção de pisos e azulejos.



cromita

---

**FERBASA**

## FERBASA / Mina Coitezeiro

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Eduardo Augusto de Carvalho<sup>1</sup>  
José Jaime de Acioli<sup>2</sup>

■ A Mina Coitezeiro, adquirida pelo grupo FERBASA (Ferro-Ligas da Bahia S.A.) à Bayer S.A. em junho de 1998, está localizada na Fazenda Santo Antônio, município de Campo Formoso - BA, distante 17 km da sede e 400 km da capital Salvador (Figura 1).

### Geologia

Regionalmente, as rochas estão representadas pelos metassedimentos do grupo Jacobina, granito de Campo Formoso, seqüência ultramáfica estratiforme e sedimentos químicos do grupo Bambuí.

As rochas ultramáficas, hospedeiras da cromita da região, estão em contato direto, na sua parte basal, com o granito de Campo Formoso e, na parte superior, com os quartzitos do grupo Jacobina.



Figura 1: Localização da mina Coitezeiro, Campo Formoso, BA

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Técnico, FERBASA

A litologia local encontra-se representada, predominantemente, por peridotito altamente serpentizado (serpentinito), que encaixa corpos tubulares de cromitito dos tipo metalúrgico (*lump*), com teor médio de 37% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , estratificado e disseminado. Esse tipo, quando ocorre na zona argilosa de alteração, é denominado de friável, apresenta teores de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  entre 10 e 30%. A Tabela 1 apresenta a composição mineralógica do minério (ROM) e as características do concentrado para fins metalúrgicos da usina de concentração da mina Coitezeiro.

**Tabela 1 – Composição mineralógica do minério e características químicas da alimentação e do concentrado da usina da mina Coitezeiro.**

Composição mineralógica do minério da mina Coitezeiro			
Mineral / Rocha	Peso (%)	Mineral / Rocha	Peso (%)
Cromita + Magnetita	46	Calcita	0,5
Serpentinito	20	Outros	1,5
Piroxênio	32		
Características químicas da alimentação e do concentrado da usina da mina Coitezeiro			
Compostos	Alimentação (Peso %)	Concentrado (Peso %)	
$\text{Cr}_2\text{O}_3$	17,0	44,0	
FeO	16,0	36,5	
$\text{SiO}_2$	22,0	4,0	
$\text{Al}_2\text{O}_3$	10,0	4,2	
CaO	–	1,0	
MgO	15,0	9,0	
Outros	20,0	–	
Relação Cr/Fe	0,85	1,0	

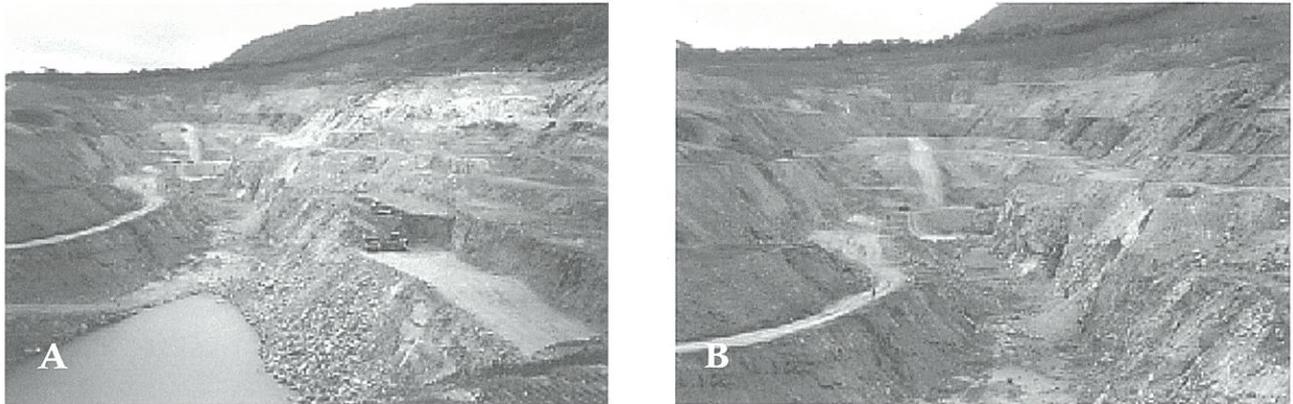
O processo de beneficiamento para obtenção do concentrado de cromita é constituído das seguintes etapas: britagem, desagregação, classificação, concentração gravítica em espirais Reichert, hidrosseparadores de fluxo ascendente, mesas vibratórias e desaguamento.

Toda a produção da mina (concentrado e *lump*) é destinada à metalurgia da FERBASA, localizada em Pojuca - BA (distante 84 km da cidade de Salvador), onde são produzidas ligas de ferro-cromo, alto e baixo carbono, bem como silício-cromo, que são utilizadas na fabricação de aços especiais e inoxidáveis.

A reserva total de cromita, calculada até a cota máxima de 600 m, projeta a vida útil da mina por mais 10 anos, quando então serão conhecidos os resultados da pesquisa geológica em andamento.

## Lavra da Mina Coitezeiro

O método de lavra utilizado é a céu aberto (Figura 2), com bancadas de 15X15 m na zona alterada e 15 x 12 m na rocha fresca e inclinações de 45° e 60°, respectivamente. O acesso à cava é feito através de uma rampa com inclinação de 12 a 14%. O método de lavra proporciona uma relação estéril/minério de 11/1.

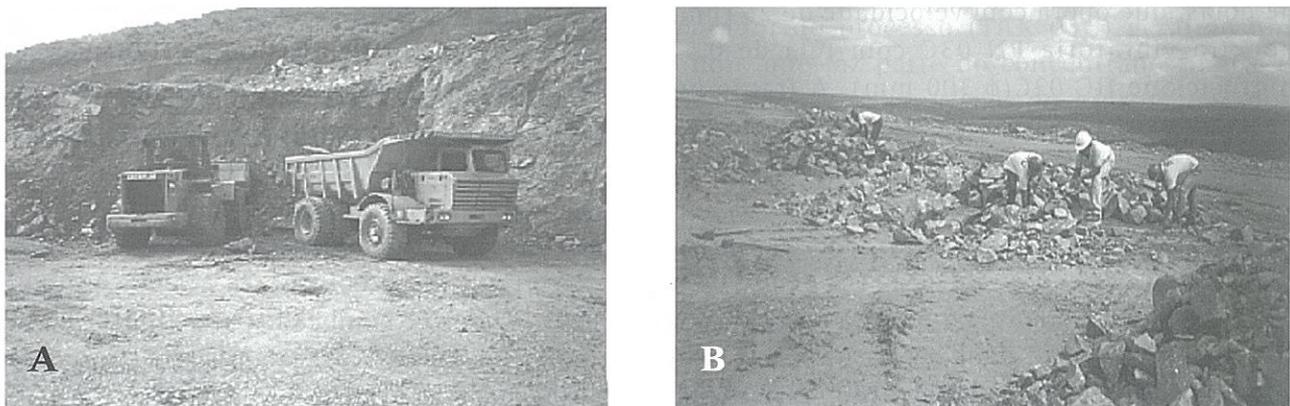


**Figura 2: (A) e (B) Lavra a céu aberto da mina Coitezeiro, BA**

Explosivos e trator de esteira executam o desmonte do minério na lavra, enquanto que carregadeiras frontais de 3,0 m<sup>3</sup> e caminhões fora-de-estrada com capacidade de 20 t transportam o minério friável desde a lavra até o pátio da usina de concentração (Figura 3A).

O estéril da mina, constituído basicamente de serpentinito, é transportado em caminhões fora-de-estrada até o bota-fora da mina, situado a uma distância de 1 km.

Após o desmonte, o minério compacto é selecionado manualmente (Figura 3B) para obtenção do concentrado *lump*. Na etapa seguinte, o concentrado é transportado até um britador de mandíbulas, localizado na Mina Pedrinhas a 4 km de distância, onde é britado abaixo de 75 mm.



**Figura 3: (A) Transporte do minério de cromita, utilizando carregadeira frontal e caminhões fora-de-estrada. (B) Pátio de catação manual do minério *lump* da mina Coitezeiro, BA**

O rejeito da catação manual, chamado de minério compacto, com teor entre 16 a 20% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , é adicionado à pilha de alimentação da usina, junto ao minério friável. Esse material, eventualmente, contém blocos com dimensões de até 80 cm, os quais são fragmentados por fogo secundário (fogacho).

## Beneficiamento

### Cominuição e classificação

A alimentação da usina de beneficiamento de finos é constituída por dois tipos de minério: friável e compacto. A sua proporção na alimentação depende da carga circulante da moagem primária. Quanto mais elevada for, maior deverá ser a quantidade de minério friável a ser alimentado. O processo de alimentação é feito com carregadeira frontal, desde o pátio de estocagem até um silo equipado com uma grelha fixa de abertura quadrada de 400 mm. A pequena fração do material retido na grelha é fragmentada através de processo manual. A Figura 4 apresenta a britagem e a vista panorâmica da usina.

Na etapa seguinte, o minério é peneirado em peneira vibratória (1,20 x 1,30 m), com tela de 25 mm. O retido na peneira segue para a britagem primária em britador de impacto. O produto da britagem, abaixo de 25 mm, é incorporado ao passante na peneira vibratória que, por gravidade, alimenta o tromel desagregador. Após a desagregação a úmido, o material é peneirado numa peneira rotativa, com tela de 10 mm, instalada na descarga do próprio tromel. A fração retida segue por gravidade para a britagem secundária em um britador de impacto, cujo produto, com granulometria abaixo de 10 mm, é incorporado ao passante na peneira rotativa do tromel e constitui a alimentação do classificador espiral. A fração fina do classificador, com 90% abaixo de 0,18 mm, constitui a alimentação do hidrociclone HC 01C ( $\phi$  300 mm), proporcionando um corte granulométrico de 74  $\mu\text{m}$ , cuja fração fina segue para a barragem de rejeitos. A fração grossa do hidrociclone (HC01C) mais a fração grossa do classificador espiral LV 01C constituem a alimentação da peneira vibratória PN 02C, cuja tela é de 0,5 mm. A fração retida na peneira compõe a alimentação dos dois moinhos de bolas, trabalhando em paralelo a uma velocidade de 26 rpm (78% da velocidade crítica). O produto da moagem alimenta uma peneira vibratória PN 04C com tela de 0,5 mm. A fração fina resultante é incorporada à alimentação do hidrociclone HC 02C ( $\phi$  300 mm) e a fração grossa constitui a alimentação da moagem secundária em moinho de bolas, que opera com velocidade de 26 rpm. O produto desse moinho é também peneirado em peneira vibratória PN 03C com tela de 0,5 mm, cuja fração fina alimenta, por sua vez, o hidrociclone HC 02C ( $\phi$  300 mm). A fração grossa junta-se à alimentação dos dois moinhos de bolas, constituindo-se na carga circulante desse circuito de moagem. Conforme apresentado no fluxograma da Figura 5.

### Circuito de grossos

Todo material proveniente da cominuição (abaixo de 0,5 mm) é bombeado para o hidrociclone HC 02C ( $\phi$  300 mm), onde ocorre um corte granulométrico em 74  $\mu\text{m}$ . A fração grossa é bombeada para uma etapa de concentração, constituída por uma bateria de oito espirais (ER 01C). O concentrado obtido nessa operação, com 75% abaixo de 425  $\mu\text{m}$ , alimenta um hidrosseparador TAK 01C, cujo *underflow* é constituído de um concentrado com 65% abaixo de 355  $\mu\text{m}$ . O *overflow*

é bombeado para um hidrociclone HC 05C ( $\phi$  200 mm), onde se realiza um corte em 74  $\mu$ m. O rejeito da bateria de oito espirais (ER 01C) é bombeado para um hidrociclone HC 06C ( $\phi$  300 mm) também para classificar em 74  $\mu$ m. A fração fina resultante é novamente classificada em um hidrociclone HC 03C, ( $\phi$  300 mm), cujos finos são, por sua vez, encaminhados para o espessador ES 01C ( $\phi$  14 m). Nessa operação, obtém-se a água de recirculação do processo. A fração grossa do hidrociclone HC 06C alimenta uma nova bateria de seis espirais (ER 03C). O concentrado resultante segue para o hidrociclone HC 03C ( $\phi$  300 mm), cuja fração fina é conduzida ao espessador, enquanto a fração grossa, mais a fração grossa do hidrociclone HC 02C, retorna à alimentação da bateria de oito espirais.

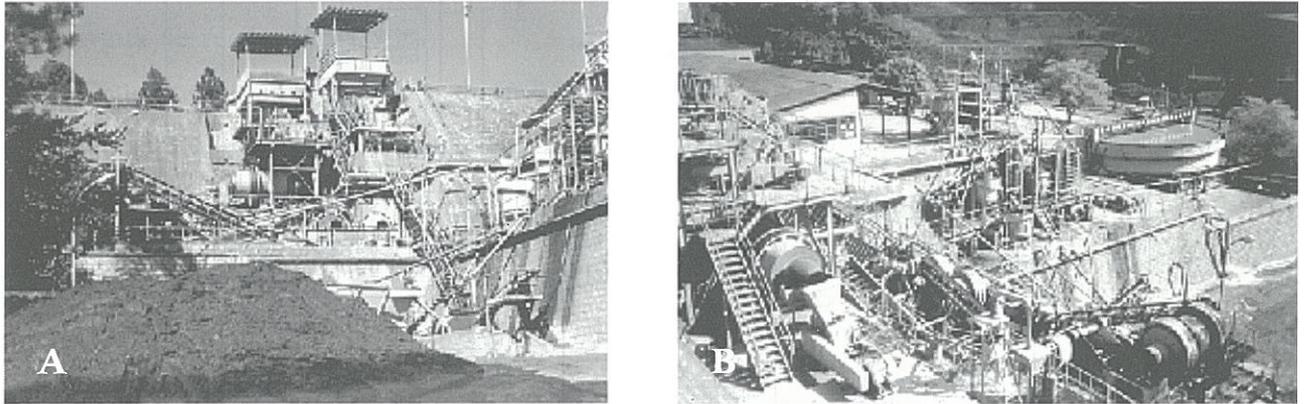


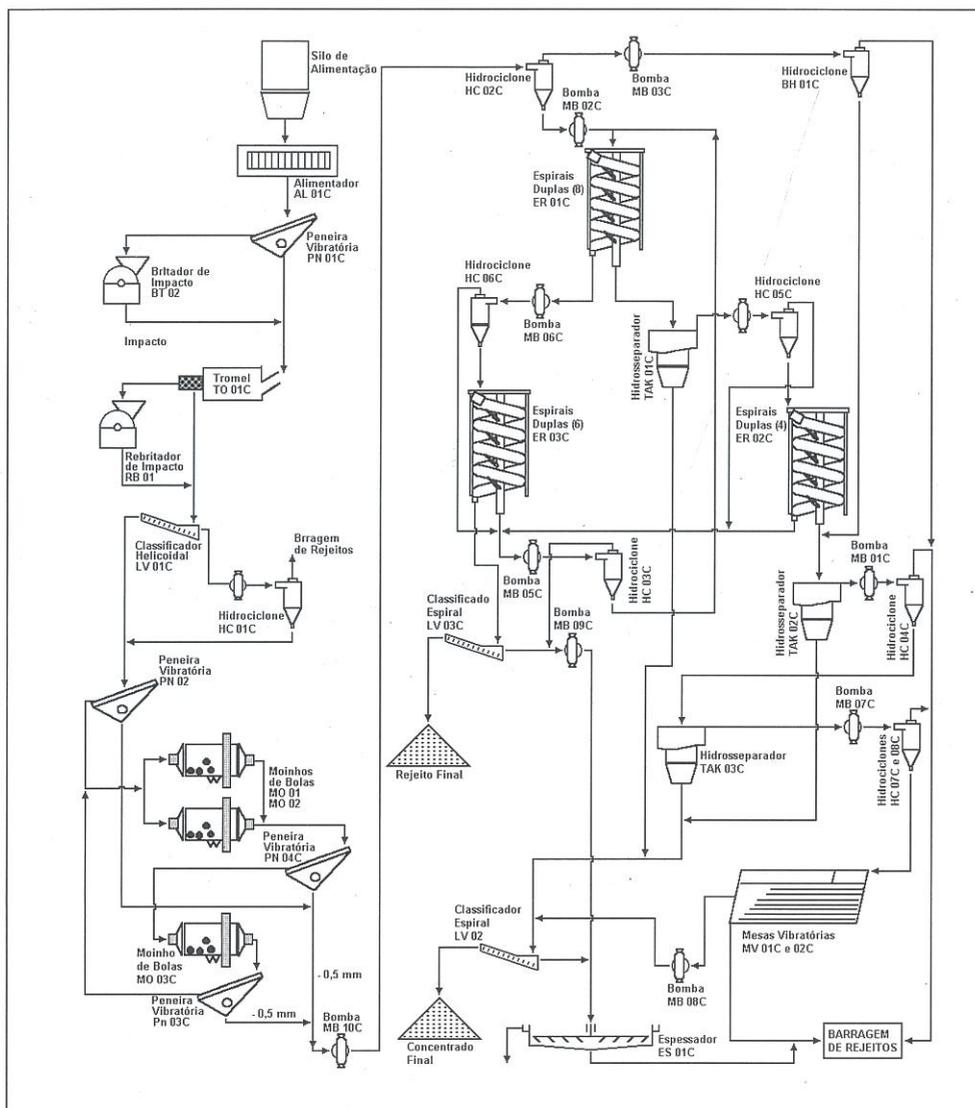
Figura 4: (A) Britagem. (B) Vista geral da usina de concentração de cromita da mina Coitezeiro

## Circuito de finos

O circuito de finos inicia-se na classificação realizada no hidrociclone HC 05C, ( $\phi$  200 mm). A fração fina é considerada como rejeito final do processo, sendo conduzida para o espessador ES 01C. Já a fração grossa segue para um conjunto de 4 espirais duplas (ER 02C), cujo concentrado, mais a fração grossa do hidrociclone BH 01C (utilizado para classificar a fração fina do hidrociclone HC 02C), alimenta o hidrosseparador TAK 141 (TAK 02C). A fração fina retorna então ao circuito, fazendo parte da alimentação do hidrociclone HC 04C, ( $\phi$  300 mm). O concentrado (*underflow*) do hidrosseparador TAK 02C é considerado como parte do concentrado final, seguindo para o desaguamento no classificador espiral LV 02C. O rejeito (*overflow*) alimenta o espessador ES 01C, de modo a obter a água de recirculação da usina. A fração grossa do hidrociclone HC 04C alimenta o último hidrosseparador do processo (TAK 03C) gerando um concentrado (*underflow*) com 96% abaixo de 0,15 mm, que faz parte do concentrado final e é também desaguado no classificador espiral (LV 02C). O rejeito (*overflow*) do hidrosseparador alimenta dois hidrociclones ( $\phi$  125 mm) (HC 07C e 08C), onde a fração fina segue para a barragem de rejeitos. A fração grossa, com granulometria entre 75 e 44  $\mu$ m, alimenta, com vazão de sólidos de 8 t/h, duas mesas vibratórias MV 01C e 02C, para a recuperação da quarta fração do concentrado final. O rejeito das mesas (fração leve) segue para a barragem de rejeitos. O fluxograma da Figura 5 mostra as operações das diferentes etapas de operação da usina.

## Desaguamento

O circuito de desaguamento é constituído de três etapas: a primeira, do rejeito final; a segunda, do espessador e, finalmente, a do concentrado final.



**Figura 5: Fluxograma de beneficiamento de minério de cromita da mina Coitezeiro, FERBASA**

O desaguamento do rejeito final é realizado em um classificador espiral LV 03C, cuja alimentação é a fração leve (rejeito) do conjunto de 6 espirais duplas (ER 03C). A fração fina do classificador segue para o espessador (ES 01C) para posterior desaguamento, ao passo que a fração grossa constitui o rejeito final do processo de beneficiamento.

O desaguamento no espessador é realizado sem a adição de floculante, utilizando apenas a própria velocidade normal de sedimentação do material. O espessador ES 01C é alimentado não só pela fração fina do classificador espiral LV 02C, mas também pelas frações finas (*overflow*) dos hidrociclones HC 02C, 03C e 05C. A fração grossa (*underflow*) do espessador é depositada na barragem de rejeitos, enquanto a fração fina (*overflow*) constitui a água de recirculação da usina.

O desaguamento do concentrado final é realizado em um classificador espiral LV 02C, cuja alimentação é a fração grossa (*underflow*) dos hidrosseparadores TAK 01C, 02C e 03C e do concentrado das mesas vibratórias (MV 01C e 02C). A fração fina do classificador espiral LV 02C, segue para o espessador, ao passo que a fração grossa constitui o concentrado final do processo. Apesar de o classificador ser utilizado para desaguamento do concentrado final, observa-se no produto final uma redução do teor de sílica em relação à alimentação do classificador.

## Dados operacionais

Capacidade nominal da usina: 400 t/d, com teor médio de 17%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$

Razão de concentração: 2,5

Produção de concentrado *lump*: 160 t/d

Produção de finos de cromita: 120 t/d

Velocidade do moinho: 26 rpm (78% da velocidade crítica)

Água de recirculação 93%

Consumo de água: 1,5  $\text{m}^3/\text{t}$  de minério tratado

Consumo de energia na moagem: 17% do consumo total da usina

Consumo de energia na britagem: 6,3% do consumo total da usina

Consumo de energia na cominuição: 23,3% do consumo total da usina.

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de cromita da FERBASA - Mina Coitezeiro**

<b>Código:</b> AL 01C	<b>Equipamento:</b> Alimentador
<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;	<b>Tipo:</b> Esteira;
<b>Quantidade:</b> 1;	<b>Dimensão:</b> 3,50 x 1,0 m;
<b>Velocidade:</b> 13 rpm;	<b>Motor:</b> 15 HP
<b>Código:</b> PN 01C	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;	<b>Modelo:</b> KSF;
<b>Quantidade:</b> 1;	<b>Dimensão:</b> 1,16 x 1,33 m;
<b>Motor:</b> 7,5 HP	
<b>Código:</b> BT 02C	<b>Equipamento:</b> Britador de impacto
<b>Modelo:</b> 1710/8;	<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;
<b>Revestimento:</b> FURLAN;	<b>Tipo de revest.:</b> Aço Manganês;
<b>Motor:</b> 125 HP;	<b>Consumo de energia:</b> 47.807 kWm;
<b>Dimensões:</b> C 1,6 m x L 1,0 m x h 2,0 m;	<b>Abertura:</b> 400 mm;
<b>Descarga:</b> 25 mm;	<b>Capacidade:</b> 20 t/h;
<b>Horas de trabalho:</b> 20 h/dia	
<b>Código:</b> TO 01C	<b>Equipamento:</b> Trommel
<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;	<b>Dimensões:</b> 500 x 18000 mm;
<b>Tela de abertura:</b> 10 mm;	<b>Velocidade de rotação:</b> 7 rpm
<b>Código:</b> RB 01C	<b>Equipamento:</b> Rebritador de impacto
<b>Modelo:</b> APK 130;	<b>Fabricante:</b> HAZEMAG;
<b>Revestimento:</b> FURLAN;	<b>Tipo de revest.:</b> Aço Manganês;
<b>Motor:</b> 60 HP;	<b>Consumo de energia:</b> 22.947 kWm;
<b>Dimensões:</b> C 1,3 m x L 0,8 m x h 1,5 m;	<b>Abertura:</b> 25 mm;
<b>descarga:</b> 10 mm;	<b>Capacidade:</b> 20 t/h;
<b>Horas trabalhadas:</b> 20 h/dia	
<b>Código:</b> LV 01C	<b>Equipamento:</b> Classificador espiral
<b>Tipo:</b> AKINS;	<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;
<b>Dimensões:</b> 11,0 x 3,3 x 2,5 m;	<b>Velocidade de rotação:</b> 18 rpm;
<b>Motor:</b> 10 HP	
<b>Código:</b> PN 02C	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Tipo:</b> Vibratória Horizontal;	<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;
<b>Capacidade:</b> 20-25 t/h;	<b>Dimensões:</b> 4,3 x 1,8 m;
<b>Tela de abertura:</b> 0,5 mm;	<b>Material da tela:</b> poliuretano de alta resistência;
<b>Motor:</b> 2 motores de 7,5 CV	
<b>Código:</b> PN 04C	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Tipo:</b> Vibratória Horizontal;	<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;
<b>Capacidade:</b> 20-25 t/h;	<b>Dimensões:</b> 5,4 x 1,2 m;
<b>Tela de abertura:</b> 0,5 mm;	<b>Tela:</b> poliuretano de alta resistência;
<b>Motor:</b> 2 motores de 7,5 HP	
<b>Código:</b> PN 03C	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Tipo:</b> Vibratória Horizontal;	<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;
<b>Capacidade:</b> 20-25 t/h;	<b>Dimensões:</b> 4,2 x 1,2 m;
<b>Tela de abertura:</b> 0,5 mm;	<b>Tela:</b> poliuretano de alta resistência;
<b>Motor:</b> 2 motores de 7,5 HP	
<b>Código:</b> MO 01C, 02C e 03C	<b>Equipamento:</b> Moinho de bolas
<b>Fabricante:</b> KÜTTNER;	<b>Dimensões:</b> C 2,3 m x f 1,5 m;
<b>Diâmetro das bolas:</b> 90 mm;	<b>Material da bola:</b> aço fundido;
<b>Consumo de bolas:</b> 240 g/t;	<b>Enchimento:</b> 30 %;
<b>Velocidade do moinho:</b> 26 rpm (78 % da velocidade crítica);	<b>Motor:</b> Bufalo, 60 HP;
<b>Capacidade:</b> 10 t/h;	<b>Revest.:</b> Borracha, ENVIROTECH;
<b>Cons. de energia:</b> 43.700 kWm	
<b>Código:</b> HC 01C, 02C, 03 C e 06C	<b>Equipamento:</b> Hidrociclone
<b>Modelo:</b> RWS;	<b>Fabricante:</b> AKW;
<b>Diâmetro interno:</b> 300 mm;	<b>Seção Cônica:</b> 50 mm;
<b>Seção Cilíndrica:</b> 30 mm;	<b>Pressão de aliment.:</b> 2,0 kg/cm <sup>2</sup> ;
<b>Corte:</b> 200 malhas	
<b>Código:</b> BH 01C, HC 07C e 08C	<b>Equipamento:</b> Hidrociclone
<b>Modelo:</b> RWS 2522;	<b>Fabricante:</b> AKW;
<b>Quantidade:</b> 8 BH 01C, 1 HC 07C e 1HC 08C;	<b>Diâmetro interno:</b> 125 mm;
<b>Seção Cônica:</b> 35 mm;	<b>Seção Cilíndrica:</b> 50 mm;
<b>Pressão de aliment.:</b> 2,3 kg/cm <sup>2</sup> ;	<b>Corte:</b> 300 malhas
<b>Código:</b> HC 04C e 05C	<b>Equipamento:</b> Hidrociclone
<b>Fabricante:</b> AKW;	<b>Diâmetro interno:</b> 200 mm;
<b>Seção Cônica:</b> 30 mm;	<b>Seção Cilíndrica:</b> 25 mm;
<b>Pressão de aliment.:</b> 1,8-2,0 kg/cm <sup>2</sup> ;	
<b>Código:</b> MB 11C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> Ash, A-6-6;	<b>Fabricante:</b> ENVIROTECH;
<b>Sucção:</b> 15 cm;	<b>ecalque:</b> 15 cm;
<b>Potência:</b> 15 HP;	<b>Ponto do circuito:</b> Rejeito do classificador helicoidal LV 01C, alimentando o hidrociclone HC 01C
<b>Código:</b> MB 10C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> SRLC 5-14-14;	<b>Sucção:</b> 13 cm;
<b>Recalque:</b> 36 cm;	<b>diâmetro do rotor:</b> 36 cm;
<b>Potência:</b> 30 HP;	<b>Ponto do circuito:</b> Finos das peneiras vibratórias PN 02C, 03C e 04C, alimentação do hidrociclone HC 02C

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de cromita da FERBASA – Mina Coitezeiro.**

<b>Código:</b> MB 05C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> Ash, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 HP; <b>Ponto do circuito:</b> Concentrado da espiral dupla 03C e rejeito da espiral dupla 02C, alimentação do hidrociclone HC 03C.	
<b>Código:</b> MB 06C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> Ash, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 HP; <b>Ponto do circuito:</b> Rejeito da espiral dupla ER 01C, alimentação do hidrociclone HC 06C.	
<b>Código:</b> MB 07C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> Ash, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 HP; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito do separador hidráulico tak 03C, alimentação dos hidrociclones HC 07C e 08C	
<b>Código:</b> ER 01C, 02C e 03C	<b>Equipamento:</b> Espiral Dupla
<b>Modelo:</b> Mark VI; <b>Fabricante:</b> REICHERT; <b>Quantidade:</b> ER 01C: 8; ER 02C: 4; ER 03C: 6.	
<b>Código:</b> TAK 01C e 02C	<b>Equipamento:</b> Hidrosseparador
<b>Tipo:</b> Fluxo ascendente; <b>Modelo:</b> TAK 141; <b>Fabricante:</b> AKW; <b>Capacidade:</b> 20 t/h; <b>Dimensões:</b> h 1,75 m; f 1,45 m; <b>Pressão de água:</b> 0,8-1,2 kg/cm <sup>2</sup>	
<b>Código:</b> TAK 03C	<b>Equipamento:</b> Hidrosseparador
<b>Tipo:</b> Fluxo acedente; <b>Modelo:</b> TAK 141; <b>Fabricante:</b> AKW; <b>Capacidade:</b> 20 t/h; <b>Dimensões:</b> h 1,75 m; f 1,45 m; <b>Pressão de água:</b> 0,8-1,2 kg/cm <sup>2</sup>	
<b>Código:</b> MV 01C e 02C	<b>Equipamento:</b> Mesa vibratória
<b>Tipo:</b> Deister <i>Overstrom</i> ; <b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Capacidade:</b> 8 t/h (polpa); <b>Dimensão:</b> C 4,3 m x L 2,0 m; <b>Velocidade da mesa:</b> 282 rpm; <b>Amplitude:</b> 10 a 13 mm; <b>Inclinação:</b> 2,5-3,0°	
<b>Código:</b> MB 08C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> Ash, modelo A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 HP; <b>Ponto do circuito:</b> concentrado das mesas vibratórias MV 01C e 02C, alimentação do Classificador helicoidal LV 02C	
<b>Código:</b> LV 01C e 02C	<b>Equipamento:</b> Classificador espiral
<b>Tipo:</b> AKINS; <b>Fabricante:</b> KÜTTNER; <b>Dimensões:</b> f 1,2 m C 7,6 m; <b>Velocidade de rotação:</b> LV 01 C - 15 rpm e LV 02C - 11 rpm; <b>Potência:</b> 15 HP	
<b>Código:</b> LV 03C	<b>Equipamento:</b> Classificador espiral
<b>Tipo:</b> AKINS; <b>Fabricante:</b> KÜTTNER; <b>Dimensões:</b> f 0,4 m C 6,0 m; <b>Velocidade de rotação:</b> 27 rpm; <b>Potência:</b> 5 HP	
<b>Código:</b> ES 01C	<b>Equipamento:</b> Espessador
<b>Tipo:</b> Levantamento com pá de arraste; <b>Fabricante:</b> KÜTTNER; <b>Dimensões:</b> f 14,0 m; <b>Área unit. sedim.:</b> 0,458 m <sup>2</sup> /24h; <b>Velocidade:</b> 6 rph	
<b>Código:</b> MB 09C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> ASH, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 CV; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito do classificador espiral LV 03C e rejeito do classificador espiral LV 02C, alimentação do espessador ES 01C	
<b>Código:</b> MB 04C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> ASH, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Velocidade de rotação:</b> 1750 rpm; <b>Potência:</b> 15 CV; <b>Ponto do circuito:</b> Finos do TAK 01C, alimentação do hidrociclone HC 05C	
<b>Código:</b> MB 03C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> SRL-C; <b>Fabricante:</b> DENVER; <b>Sucção:</b> 10 cm; <b>Recalque:</b> 13 cm; <b>Potência:</b> 40 CV; <b>Velocidade de rotação:</b> 1750 rpm; <b>Ponto do circuito:</b> Finos do hidrociclone HC 02C, alimentando hidrociclone BH 01C	
<b>Código:</b> MB 02C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> SRL-C; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 13 cm; <b>Recalque:</b> 10 cm; <b>Potência:</b> 40 CV; <b>Velocidade de rotação:</b> 1770 rpm; <b>Ponto do circuito:</b> grossos do hidrociclone HC 02C; alimentando espiral dupla ER 01	
<b>Código:</b> MB 01C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> ASH, A-6-6; <b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Sucção:</b> 15 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 15 CV; <b>Veloc. de rotação:</b> 1750 rpm; <b>Ponto do circuito:</b> finos do hidrosseparador TAK 02C; alimentação do hidrociclone HC 04C	
<b>Código:</b> MB 12C, 13C e 14C	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> KSB 125-250; <b>Fabricante:</b> ETANORM; <b>Potência:</b> 50 CV; <b>Ponto do circuito:</b> piscina; alimentação do sistema hidráulico	

## FERBASA / Mina Ipueira

João Alves Sampaio<sup>1</sup>  
Eduardo Augusto de Carvalho<sup>1</sup>  
Bartolomeu Frigueiro da Fonseca<sup>2</sup>

■ *A mina Ipueira está localizada no município de Andorinhas, BA, quadrícula topográfica de Senhor do Bonfim, na área do Vale do Jacurici, com longitudes de 39° 30' e 39° 50' oeste e latitude 10° 00' sul, a 450 km de Salvador, na região Centro-Norte do estado da Bahia (Figura 1). O conjunto mineiro consiste de 15 minas e 8 ocorrências. As minas principais estão ao longo do mesmo lineamento NS, numa extensão de 70 km, situado na borda leste da serra de Itiúba.*

### Geologia

As rochas ultramáficas, hospedeiras dos cromititos do Vale do Jacurici, estão encaixadas nos granulitos, gnaisses e migmatitos do Complexo Pedra Vermelha. Geralmente são diques máficos-ultramáficos concordantes (*sills*) com a foliação das rochas acima mencionadas e do mesmo modo altamente deformadas. No principal cinturão do Vale do Jacurici, esses *sills* surgem como uma dobra sinforme apertada com o plano axial próximo da vertical. O eixo da dobra possui ondulações que causaram o aparecimento de uma série de domos e bacias ao longo da direção NS.

A espessura da seqüência máfica-ultramáfica não excede aos 300 m. Sua extensão é bastante variável em função da estrutura local. A conhecida faixa Medrado-Ipueira tem 7 km de extensão. Esses *sills* estratificados são geralmente formados por gabros, orto e clinopiroxenitos e eventualmente camadas de cromitito.

Os corpos mineralizados são sempre considerados espessos, principalmente quando comparados aos cromititos de outros importantes complexos estratificados, incluindo os de Campo Formoso. Alguns atingem espessuras de 15 m, embora freqüentemente possuam potência de 5 a 8 m.

As minas com maiores reservas, atividades de mineração e processamento são Ipueira e Medrado. O minério rico apresenta um teor médio de 38% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  e 17% de  $\text{FeO}$ , com uma relação cromo/ferro igual a 2.

<sup>1</sup> Pesquisador, CETEM

<sup>2</sup> Técnico, FERBASA

O minério do tipo disseminado, originalmente com teor de 18% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , após concentração atinge o teor de 42% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , sendo usado na metalurgia misturado com o concentrado tipo *lump*.



**Figura 1: Localização da mina Ipueira, Andorinhas - BA**

A reserva geológica estimada para o Vale do Jacurici é de 30 milhões de toneladas (dados computados até a profundidade de 350 m). A composição mineralógica do cromitito apresenta 80% de cromita e 20% de piroxênio e/ou seus produtos de transformação. A composição química da cromita natural (picotita), desse mesmo cromitito, está apresentada na Tabela 1. A composição mineralógica do minério na alimentação da usina não apresenta os mesmos valores observados para o cromitito. Tal fato deve-se à diluição do minério com estéril durante o processo de lavra. Por outro lado, no processo de concentração gravítica são mais significativos os seguintes dados: a granulometria da alimentação e os teores de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ , os quais correspondem a 18 e 30% respectivamente.

**Tabela 1 - Composição química da picotita natural do Vale do Jacurici**

Compostos	(%) na cromita natural
$\text{Cr}_2\text{O}_3$	48,0
FeO	16,7
Cr/Fe	2,5
MgO	14,1
$\text{Al}_2\text{O}_3$	19,7

## Lavra das minas Ipueira e Medrado

No início da exploração foi usado o método de lavra a céu aberto com bancadas de 25 m e inclinação variando entre 60 e 70°, sendo o desmonte feito com o auxílio de explosivos e trator de esteira.

No momento, encontra-se em operação apenas a lavra subterrânea, empregando o método *sublevel caving*, que consiste na abertura de galerias de produção no *footwall* da camada mineralizada com desmonte em recuo e abatimento do teto. Os painéis alcançam em média 12 a

14 m de altura, com perfuração no sentido ascendente, em leque, usando equipamento específico para essa finalidade.

Para o transporte do material lavado, são utilizadas carregadeiras frontais de pequena altura (LHD) com capacidade de 9 t, operando nas galerias de produção. A partir dos pontos de carregamento de cada nível, caminhões com capacidade de 22 t transportam o material lavado até a superfície.

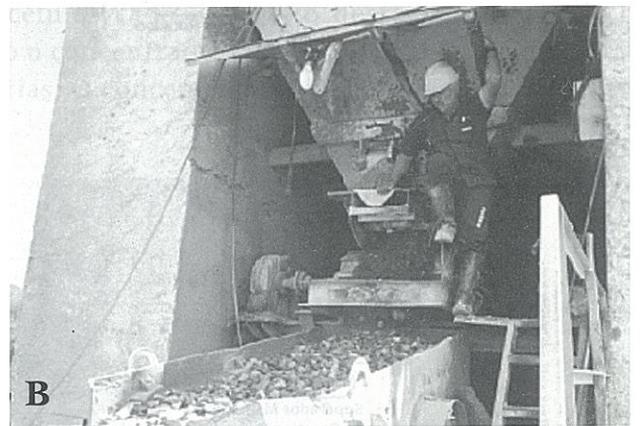
O método de lavra utilizado permite uma recuperação de 70%, com diluição de 10-15% de estéril no minério lavado. A capacidade projetada para a mina de Ipueira é de 2.500 t/d de ROM.

Do material lavado, os blocos com dimensões acima de 1 m são submetidos a uma fragmentação secundária com auxílio de explosivos (fogacho). O material assim lavado, com granulometria abaixo de 800 mm, constitui alimentação parcial da usina de concentração.

## Beneficiamento

### Catação manual

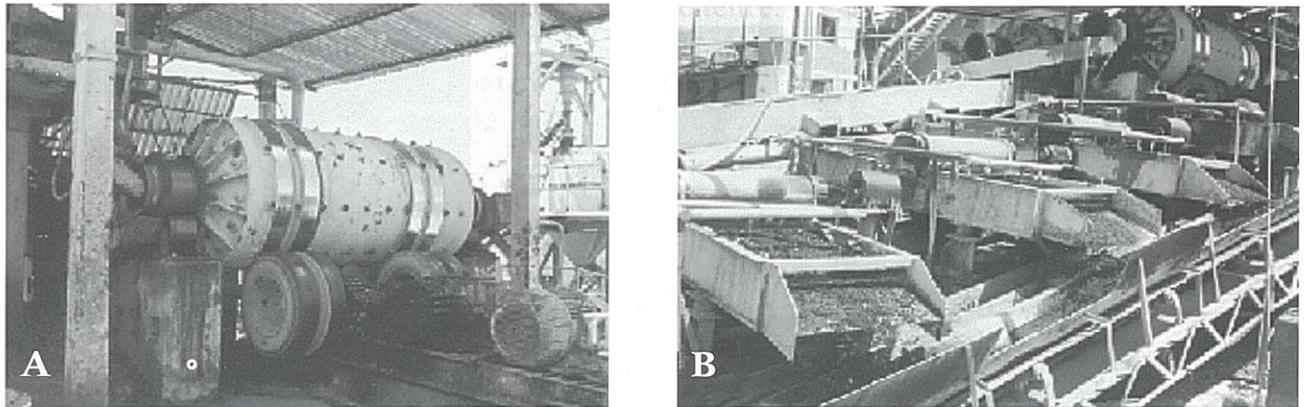
O beneficiamento do minério lavado tem início com a britagem primária realizada em britador de mandíbulas, onde é reduzido a uma granulometria abaixo de 20 cm. Na etapa seguinte, o minério é peneirado em peneira vibratória com abertura de 6,4 cm. A fração retida nessa peneira é submetida a uma catação manual (Figura 2A), que fornece um primeiro concentrado (*lump*). Esse concentrado alimenta um britador de mandíbulas, onde é reduzido a uma granulometria abaixo de 9 cm. O rejeito dessa catação constitui parte do rejeito final do beneficiamento. O material passante na peneira vibratória segue por meio de caminhões para a usina de concentração, distante 4 km.



**Figura 2: (A) catação manual do minério lump. (B) Peneira vibratória utilizada para classificar o minério a 3,8 cm.**

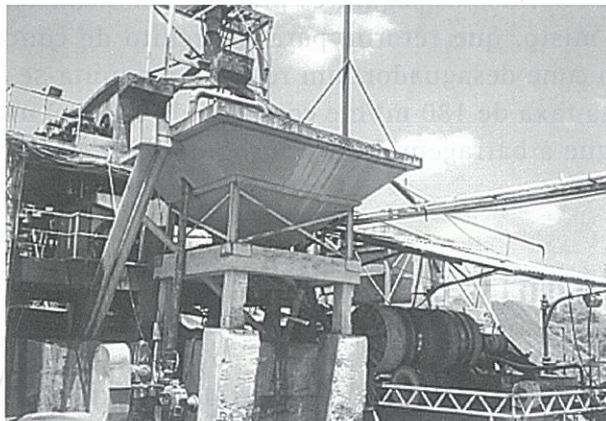


A fração com granulometria acima de 1,3 mm alimenta dois moinhos de barras (Figura 4A), com carga de bolas correspondente a 35% do seu volume interno, operando com 35% da velocidade crítica (27 rpm). A descarga do moinho contém 60% de sólidos e um  $P_{80}$  em torno de 6,4 mm. Esse produto, mais a fração passante na peneira (abertura de 1,3 cm), é peneirado em peneira com abertura de 1 mm (Figura 4B). A fração grossa alimenta dois outros moinhos de barras, que operam com volume de carga em torno de 35% e em circuito fechado com a peneira de abertura de 1 mm.



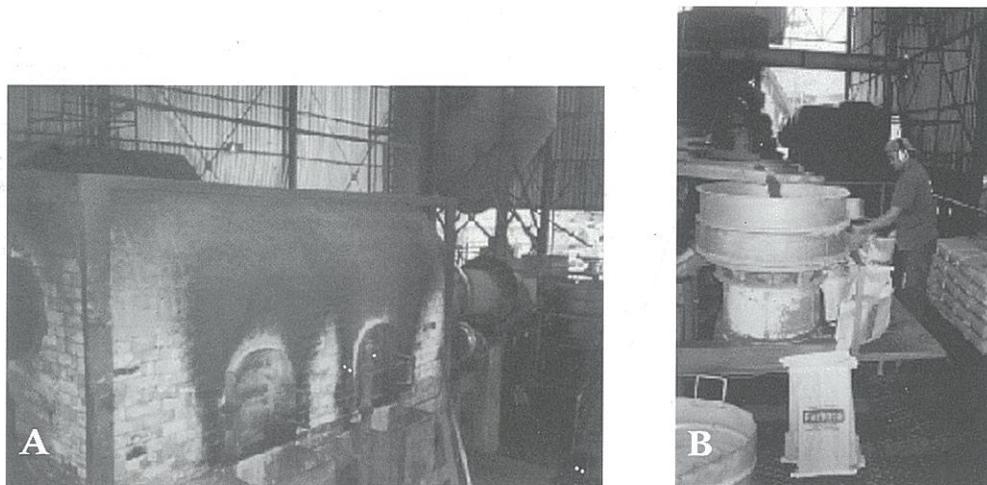
**Figura 4: (A) Moinho de barras utilizado na moagem primária (B) Conjunto de peneiras vibratórias para classificação em 1 mm.**

A fração abaixo de 1 mm segue para uma nova classificação, agora num hidrociclone. A classificação é realizada com 30% de sólidos, onde a fração fina, *overflow*, é conduzida à barragem de rejeitos. A fração grossa, *underflow*, contendo 60% de sólidos e 17% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , alimenta, por gravidade, duas baterias de jigues, de três células cada. O rejeito dos jigues (*overflow*) segue à barragem de rejeitos, ao passo que o concentrado (*underflow*), com teor de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  entre 28 e 30%, alimenta uma nova bateria de jigues com duas células cada. O rejeito desse jigues (*overflow*) segue para o cone desaguador (Figura 5), enquanto o concentrado, com 38% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , segue para a concentração num conjunto de 14 mesas vibratórias. O concentrado (fração pesada) das mesas



**Figura 5: Vista parcial do cone desaguador**

é desaguado em um classificador AKINS e a seguir alimenta o forno rotativo, enquanto o rejeito (fração leve) também alimenta o cone desaguador. O material secado no forno rotativo (Figura 6A) segue para uma separação a seco, em peneiras vibratórias circulares de duplo deque (Figura 6B), com aberturas de 0,85 mm e 0,18 mm, onde são obtidos três produtos, a saber: concentrado para liga de alto carbono (retido em 0,85 mm), areia de cromita (passante em 0,85 mm e retido em 0,18 mm) e concentrado para liga de baixo carbono (passante em 0,18 mm). O material



**Figura 6: (A) Forno rotativo com chama indireta e combustão por lenha. (B) Peneira de duplo deque com aberturas de 0,85 mm e 0,15 mm, utilizada para obter a areia de cromita**

passante em 0,18 mm segue para um separador magnético de correias cruzadas, onde são removidos os silicatos, que contêm fósforo, para a produção de liga com baixo carbono.

O *overflow* do cone desaguador constitui a água de recirculação da usina, enquanto o *underflow* alimenta um moinho de bolas, que opera com um volume de carga de 20% e a 35% da velocidade crítica. O produto da moagem é classificado em um hidrociclone. A fração fina do hidrociclone segue à barragem de rejeitos e a fração grossa, com 18% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , alimenta um outro jigge de duas células. O rejeito do jigge, com 20% de sólidos, segue para um cone desaguador, enquanto o concentrado, com 35% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , é conduzido para concentração em mesas vibratórias. Nas mesas vibratórias são obtidos os seguintes produtos: um concentrado final (fração pesada), com 42% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; um misto, que retorna para o circuito de concentração, fazendo parte da alimentação do primeiro cone desaguador; um rejeito, que junta-se ao *overflow* do jigge de duas células e alimenta, a uma taxa de 180 m<sup>3</sup>/h e com 20% de sólidos, um segundo cone desaguador. O *overflow* resultante segue à barragem de rejeitos, e o *underflow* constitui-se no rejeito final do processo, com 80% de sólidos.

## Dados operacionais

A capacidade da usina de beneficiamento da mina Ipueira é de 2.500 t/d (ROM). A produção diária de concentrado é da ordem de 490 t/d, e consta dos seguintes produtos: areia de cromita (8%), concentrado de cromita (11%) e concentrado *lump* (81%). O concentrado de cromita destina-se à produção de ferro-liga de alto e baixo carbono, daí o nome dos mesmos.

O consumo de água nova é de 120 m<sup>3</sup>/dia, correspondendo a 0,245 m<sup>3</sup>/t de minério tratado. A água de recirculação corresponde a 197% da água nova.

O controle do processo é realizado em 5 pontos do circuito, a saber: alimentação, concentrado de cromita, areia de cromita, concentrado para liga de alto carbono, concentrado para liga de baixo carbono e rejeito final, sendo analisados principalmente os teores de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, P e SiO<sub>2</sub>. A Tabela 2 mostra a composição química dos concentrados para ligas de alto e baixo carbono e da areia de cromita.

O transporte dos concentrados de cromita é rodo-ferroviário. No caso da areia de cromita, o transporte é de responsabilidade do próprio cliente. Os produtos são acondicionados de diferentes maneiras. O concentrado para liga de baixo carbono é acondicionado em *big-bags* de 1.000 kg, enquanto o concentrado para liga de alto carbono é vendido a granel. A areia de cromita é embalada em sacos de papel de 32 kg, evitando-se qualquer contato com água.

**Tabela 2 – Composição química dos concentrados alto e baixo carbono e da areia de cromita.**

Compostos	Concentrados		Areia de Cromita
	Alto Carbono	Baixo Carbono	
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	mín. 44%	mín. 41%	43,5-46,0%
SiO <sub>2</sub>	máx. 4%	máx. 6%	3%
MgO	16%	16%	16,0%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15%	15%	15,0%
CaO	0,6%	0,6%	0,6%
FeO	17-19%	17-19%	17-19%
P	máx. 0,006%	máx. 0,011%	máx. 0,007%
Relação Cr/Fe	2,1	2,1	2,2

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de minério de cromita da FERBASA.**

<b>Código:</b> BR 01	<b>Equipamento:</b> Britador de mandíbulas
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Tipo:</b> Blake; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Dimensões:</b> C: 4,0 m; h: 3,0 m; <b>Tamanho da alimentação:</b> 80 cm; <b>Tamanho do produto:</b> 20 cm; <b>Capacidade:</b> 400 t/h; <b>Tipo de revestimento:</b> aço manganês; <b>Motor:</b> 250 CV;	
<b>Código:</b> PV 01	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Dimensões:</b> 3,0 x 1,2 m; <b>Abertura:</b> 6,4 cm; <b>Motor:</b> 10 CV; <b>Capacidade:</b> 100 t/h	
<b>Código:</b> GV 01	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Tamanho:</b> 2,0 x 1,2 m; <b>Abertura:</b> 3,8 cm; <b>Motor:</b> 7,5 CV	
<b>Código:</b> BR 02	<b>Equipamento:</b> Britador de mandíbulas
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Tipo:</b> 4535; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Dimensões:</b> C: 1,4 m; h: 1,0 m; <b>Tamanho da alimentação:</b> 6,4 cm; <b>Tamanho do produto:</b> 5,1 cm; <b>Capacidade:</b> 40 t/h; <b>Tipo de revestimento:</b> aço manganês; <b>Motor:</b> 30 hp; <b>h/dia:</b> 20 h/dia;	
<b>Código:</b> RB01	<b>Equipamento:</b> Rebritador de mandíbulas
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Tipo:</b> 7050; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Dimensões:</b> C: 2,0 m; h: 2,0 m; <b>Tam. da alimentação:</b> 20 cm; <b>Tamanho do produto:</b> 8,9 cm; <b>Capacidade:</b> 140 t/h; <b>Tipo de revest.:</b> aço manganês; <b>Razão de redução:</b> 2,3; <b>Motor:</b> 75 CV; <b>Regime de trabalho:</b> 9 h/dia.	
<b>Código:</b> RB02	<b>Equipamento:</b> Rebritador de mandíbulas
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Tipo:</b> 6013; <b>Quantidade:</b> 1; <b>Dimensões:</b> C: 1,0 m; h: 0,8 m; <b>Tam. da alimentação:</b> 5,1 cm; <b>Tam. do produto:</b> 2,5 cm; <b>Capac.:</b> 40 t/h; <b>Tipo de revest.:</b> aço manganês; <b>Motor:</b> 15 CV; <b>Razão de redução:</b> 2; <b>Regime de trabalho:</b> 20 h/dia.	
<b>Código:</b> PV 02	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Dimensões:</b> 3,0 x 1,0 m; <b>Abertura:</b> 1,3 cm; <b>Motor:</b> 7,5 CV; <b>Capacidade:</b> 15 t/h	
<b>Código:</b> MO 01	<b>Equipamento:</b> Moimho de barras
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Quantidade:</b> 2 primários e 2 secundários; <b>Dimensões:</b> 1,5 x 3,0 m; <b>Comp. das barras:</b> 2,85 m; <b>Diâmetro das barras:</b> 25% - 1,3 C; 25% - 5,1 cm; 25% - 6,4 cm; 25% - 7,6 cm; <b>Material da barra:</b> aço laminado SAE 1070/90; <b>Consumo de barras:</b> 300 g/t; <b>Enchimento:</b> 35%; <b>Velocid. do moimho:</b> 27 rpm (75 % da velocidade crítica); <b>Motor:</b> WEG, 125 CV; <b>Capacidade:</b> 7,5 t/h; <b>Revestimento:</b> peritéico - borraça; esteiras - aço manganês;	
<b>Código:</b> PV 03	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> FEBA; <b>Quantidade:</b> 4; <b>Dimensões:</b> 4,0 x 1,0 m; <b>Abertura:</b> 1,0 mm; <b>Motor:</b> 5 CV; <b>Regime de trabalho:</b> 20 h/dia.	
<b>Código:</b> BO 01	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> 5-4-14; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 13 cm; <b>Recalque:</b> 10 cm; <b>Potência:</b> 40 CV; <b>Ponto do circuito:</b> Passante da PV 03, alimentação do HC 01	
<b>Código:</b> HC 01	<b>Equipamento:</b> Hidrociclone
<b>Fabricante:</b> ENVIROTECH; <b>Modelo:</b> D-153855/829; <b>Diâmetro interno:</b> 300 mm; <b>Apex:</b> 75 mm; <b>Pressão de alimentação:</b> 2 kg/cm <sup>2</sup> ; <b>Corte:</b> 53 µm	
<b>Código:</b> JG 02	<b>Equipamento:</b> Jigue
<b>Fabricante:</b> MINERALMAQ; <b>Modelo:</b> YUBA; <b>Células:</b> 2; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Capacidade:</b> 6 t/h; <b>Veloc. de pulsação:</b> 220 puls/min; <b>Tipo do leite:</b> ferro-cromo alto carbono; <b>Granul. do leite:</b> 1,9 - 1,3 cm; <b>Dimensão:</b> 2 células de 1,0 x 1,0 m; <b>Motor:</b> 5 CV	
<b>Código:</b> JG 01	<b>Equipamento:</b> Jigue
<b>Fabricante:</b> MINERALMAQ; <b>Modelo:</b> YUBA; <b>Células:</b> 3; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Capacidade:</b> 30 t/h; <b>Veloc. de pulsação:</b> 1ª cel.: 180 puls/min; 2ª cel.: 200 puls/min; 3ª cel.: 220 puls/min; <b>Tipo do leite:</b> ferro-cromo alto carbono; <b>Granul. do leite:</b> 1,9 - 1,3 cm; <b>Dimensão:</b> 2 células de 1,0 x 1,0 m; <b>Motor:</b> 5 CV	
<b>Código:</b> MV 01	<b>Equipamento:</b> Mesa Vibratória
<b>Tipo:</b> Vibratória semi-horizantal; <b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Quantidade:</b> 14; <b>Capacidade:</b> 0,2 t/h (polpa); <b>Dimensões:</b> C: 4,0 m; L: 1,2 m; <b>Velocidade da mesa:</b> 280 puls/min; <b>Amplitude:</b> 19 mm; <b>Inclinação:</b> 2°	
<b>Código:</b> BO 02	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> 8-6-18; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 20 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 75 CV; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito do jigue JG 01, barragem de rejeitos	
<b>Código:</b> BO 03	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> 5-4-14; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 13 cm; <b>Recalque:</b> 10 cm; <b>Potência:</b> 40 CV; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito da mesa vibratória MV 01, cone desaguador	

**Quadro 1 - Características dos equipamentos utilizados para o beneficiamento de minério de cromita da FERBASA.**

<b>Código:</b> BO 04	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> 8-6-18; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 20 cm; <b>Recalque:</b> 15 cm; <b>Potência:</b> 75 CV; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito da mesa vibratória MV 02, cone desaguador	
<b>Código:</b> BO 05	<b>Equipamento:</b> Bomba
<b>Modelo:</b> 5-4-14; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Sucção:</b> 13 cm; <b>Recalque:</b> 10 cm; <b>Potência:</b> 40 CV; <b>Ponto do circuito:</b> rejeito Cone desaguador, alimentação da peneira vibratória PV02	
<b>Código:</b> FR 01	<b>Equipamento:</b> Forno rotativo
<b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Dimensões:</b> C 6 m; f 0,75 m; <b>Temperatura:</b> 400°C; <b>Combustão:</b> Chama indireta; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Combustível:</b> Eucalipto e pinhus; <b>Cons. de combustível:</b> 240 m <sup>3</sup> /mês; <b>Capacidade:</b> 1350 tpm; <b>Motor:</b> 7,5 CV	
<b>Código:</b> PV 04	<b>Equipamento:</b> Peneira vibratória
<b>Fabricante:</b> MINERALMAQ; <b>Modelo:</b> vibratória circular, <b>duplo deck;</b> <b>Quantidade:</b> 6; <b>Dimensão:</b> f 0,8 m; h: 1,0 m; <b>Abertura:</b> 0,85 e 0,18 mm; <b>Motor:</b> 2,5 CV; <b>Capacidade:</b> 1350 tpm. <b>Regime de trabalho:</b> 11 h/dia.	
<b>Código:</b> SM 01	<b>Equipamento:</b> Separador magnético
<b>Fabricante:</b> ERIEZ MAGNETICS; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Tipo:</b> Correas cruzadas, 3 polos; <b>Largura da correia:</b> 61 cm; <b>Campo magnético:</b> 13.500 G; <b>ddp:</b> 110 V; <b>Tipo de corrente:</b> contínua	
<b>Código:</b> MO 02	<b>Equipamento:</b> Moinho de bolas
<b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Dimensões:</b> C: 10 m; f: 5 m; <b>Diâmetro das bolas:</b> 25% - 2,5 cm; 25% - 3,8 cm; 50% - 5,1 cm; <b>Material da bola:</b> aço forjado ou ferro fundido; <b>Consumo de bolas:</b> 200 g/t; <b>Enchimento:</b> 20 %; Velocidade do moinho: 27 rpm ( <b>75% da velocidade crítica</b> ); <b>Motor:</b> WEG, 75 CV; <b>Capacidade:</b> 10 t/h; Revestimento: <b>Cilindro</b> : Borracha, ENVIROTECH; <b>Espelho:</b> Aço mangangês, FAÇO	
<b>Código:</b> HC 02	<b>Equipamento:</b> Hidrociclone
<b>Fabricante:</b> CIMAQ; <b>Modelo:</b> D-10LB-845; <b>Diâmetro interno:</b> 250 mm; <b>Apex:</b> 50 mm; <b>Pressão de alimentação:</b> 2 kg/cm <sup>2</sup> ; <b>Corte:</b> 47 µm	
<b>Código:</b> JG 03	<b>Equipamento:</b> Jigue
<b>Fabricante:</b> FIXO FORJA; <b>Modelo:</b> YUBA; <b>Células:</b> 2; <b>Quantidade:</b> 2; <b>Capacidade:</b> 6 t/h; <b>Velocidade de pulsação:</b> 220 puls/min; <b>Tipo do leito:</b> esferas de aço; <b>Granulometria do leito:</b> 4 mm; <b>Dimensão:</b> 2 células de 1,0 x 1,0 m; <b>Motor:</b> 5 CV	
<b>Código:</b> MV 02	<b>Equipamento:</b> Mesa vibratória
<b>Tipo:</b> Vibratória semi-horizantal; <b>Fabricante:</b> FERBASA; <b>Quantidade:</b> 8; <b>Capacidade:</b> 0,2 t/h (polpa); <b>Dimensão:</b> C 4,0 m x L 1,2 m; <b>Velocidade da mesa:</b> 280 puls/min; <b>Amplitude:</b> 19 mm; <b>Inclinação:</b> 2,0°	
<b>Código:</b> CH 01	<b>Equipamento:</b> Classificador espiral
<b>Tipo:</b> AKINS; <b>Fabricante:</b> FAÇO; <b>Dimensões:</b> f 0,6 m C 6,0 m; <b>Velocidade de rotação:</b> 17 rpm; <b>Potência:</b> 7,5 CV	