

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

**“ESTUDOS DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA
NO MINÉRIO APATÍTICO DO COMPLEXO
ALCALINO DE JACUPIRANGA, SP”.**

Paula Regina Pinheiro da Cunha Alves

Orientadora: Profa. Dra. Lília Mascarenhas Sant'Agostino

Monografia de Trabalho de Formatura

SÃO PAULO
1999

10 NOV. 1999

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
INSTITUTO DE GEOCIÊNCIAS

**“ESTUDOS DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA
NO MINÉRIO APATÍTICO DO COMPLEXO
ALCALINO DE JACUPIRANGA, SP”.**

Paula Regina Pinheiro da Cunha Alves

Orientadora: Profa. Dra. Lília Mascarenhas Sant'Agostino

DEDALUS - Acervo - IGC



30900004564



Monografia de Trabalho de Formatura

SÃO PAULO
1999

AGRADECIMENTOS

Finalizados cinco anos de faculdade, percebo com satisfação que esta etapa certamente perdurará em minha memória como bons tempos... Entretanto, tal conclusão não teria sido possível sem as inúmeras pessoas que estiveram comigo nesta jornada. Neste sentido, agradeço aos meus colegas da turma de 1995 (os que se formam e os que ficam), aos "agregados", e a todos os outros amigos cultivados (graduandos, pós graduandos, funcionários), companheiros de estudos e campos, bate-papos e cervejas, baladas e festas. Gostaria de poder mencionar todos, porém para não deixar de incluir alguém, agradeço-os na figura das amigas Monalisa Horvath e Janaína T. C. Silva.

Aos professores que também participaram deste universo da Geologia, vão aqui meus agradecimentos. Porém, não poderia deixar de evidenciar dois nomes: o do Prof. Dr. Daniel Atencio, amigo e torcedor desde os primeiros anos de faculdade e, especialmente, o da Dra. Lília M. Sant'Agostino, professora, profissional e amiga (obrigada pelos conselhos, críticas e elogios, todos muito importantes!).

Agradeço ainda aos muitos amigos que fiz nestes 9 meses de Serrana, de todos os níveis, formando uma grande equipe de trabalho. Aliás, é devido a essas amizades que tem sido possível superar a distância da família e dos amigos de São Paulo.

Finalmente, não poderia deixar de agradecer à minha família (avós, tios...), especialmente à minha mãe Ira e aos meus irmãos Michele, Priscila e Junior, que sempre estiveram e estarão comigo, mesmo a algumas centenas de quilômetro...

*Dedico este trabalho a todos aqueles, parentes e amigos, que torceram e me apoiaram
nesta caminhada até aqui, especialmente à minha querida mãezinha, da qual sou fã de
coração!*

ÍNDICE

1. INTRODUÇÃO	1
1.1 Objetivos	1
1.2 Relevância do trabalho	2
2. TRABALHOS ANTERIORES	3
2.1 O Morro da Mina	3
2.1.1 Localização e acessos	3
2.1.2 Geologia regional	3
2.1.3 Geologia local	5
2.1.4 Histórico da mina	7
2.2 Trabalhos anteriores de caracterização tecnológica	9
3. METODOLOGIA E DESENVOLVIMENTO DO TRABALHO	11
3.1 Atividades de campo	12
3.1.1 Mapeamento das frentes de lavra	12
3.1.2 Amostragem volumétrica (na mina)	14
3.1.3 Amostragem na usina de tratamento do minério	14
3.1.4 Análise dos furos de sondagem	16
3.2 Atividades de laboratório: ensaios de caracterização tecnológica e mineralógica	17
3.2.1 Britagem	18
3.2.2 Moagem	18
3.2.3 Separação magnética em campo de baixa intensidade	20
3.2.4 Deslamagem	20
3.2.5 Flotação	21
3.2.6 Classificação granulométrica	22
3.2.7 Separações minerais	22
3.2.8 Análises de composição mineralógica	24
4. RESULTADOS OBTIDOS E INTERPRETAÇÃO	26
4.1 Resultados das atividades de campo: mapeamento e amostragem	26
4.2 Resultados das atividades de laboratório	29
4.2.1 Caracterização tecnológica	29
4.2.2 Caracterização mineralógica	39
5. CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES FINAIS	54
6. BIBLIOGRAFIA	57
6.1 Bibliografia de referência	57
6.2 Bibliografia consultada	58

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: Mapa de acessos e localização da área	3
FIGURA 2: Mapa geológico do Complexo Alcalino Carbonatítico de Jacupiranga	4
FIGURA 3: Configuração atual da cava (setembro/1999)	8
FIGURA 4: Fluxograma sumário da usina de tratamento de minério, com indicação dos pontos amostrados	15
FIGURA 5: Distribuição granulométrica das amostras volumétricas x over da usina .	29
FIGURA 6: Mina e britagem primária	Anexo 3
FIGURA 7: Britagem secundária	Anexo 3
FIGURA 8: Homogeneização	Anexo 3
FIGURA 9: Alimentação da usina	Anexo 3
FIGURA 10: Usina: da moagem ao condicionamento	Anexo 3
FIGURA 11: Usina: da flotação ao produto final	Anexo 3
FIGURA 12: Fluxograma de preparação das amostras volumétricas e testemunhos de sondagem	Anexo 6
FIGURA 13: Fluxograma de preparação das amostras do over da classificação da usina	Anexo 6
FIGURA 14: Fluxograma de preparação das amostras do rejeito final da usina	Anexo 6
FIGURA 15: Fluxograma do procedimento experimental para caracterização do concentrado final	Anexo 6
FIGURA 16: Fluxograma do procedimento experimental para caracterização mineralógica	Anexo 6

ÍNDICE DE TABELAS

TABELA 1: Mineralogia do minério do Morro da Mina, Cajati, SP	6
TABELA 2: Cronograma efetivo de desenvolvimento do trabalho de formatura	12
TABELA 3: Evolução dos testes de moagem	19
TABELA 4: Resultado final das amostras selecionadas, com tempo de 8 minutos	19
TABELA 5: Comparação entre testes de separação magnética	20
TABELA 6: Comparação entre ensaios de flotação aplicados na mesma amostra	21
TABELA 7: Densidade dos minerais do carbonatito	22
TABELA 8: Relação das frentes de lavra mapeadas e respectivas amostras volumétricas	26
TABELA 9: Síntese das observações de campo referentes às frentes de lavra não selecionadas para caracterização	27
TABELA 10: Descrição litológica sintetizada das frentes de lavra mapeadas e amostradas	28
TABELA 11: Amostras coletadas na usina e características das respectivas pilhas	29
TABELA 12: Partição em massa das amostras volumétricas	30
TABELA 13: Partição em massa das amostras da usina	30
TABELA 14: Balanço metalúrgico das lamas	32
TABELA 15: Balanço metalúrgico da amostra F9/P1	33
TABELA 16: Balanço metalúrgico da amostra F9/P2	33
TABELA 17: Balanço metalúrgico da amostra F10/P1	33
TABELA 18: Balanço metalúrgico da amostra F10/P2	34
TABELA 19: Balanço metalúrgico da amostra F10/P3	34
TABELA 20: Balanço metalúrgico da amostra F10/P4	34
TABELA 21: Balanço metalúrgico da amostra do over da classificação da usina	35
TABELA 22: Balanço metalúrgico do concentrado final da usina	35
TABELA 23: Balanço metalúrgico dos concentrados dos ensaios de flotação	37
TABELA 24: Balanço metalúrgico dos rejeitos dos ensaios de flotação	37
TABELA 25: Balanço metalúrgico da alimentação da flotação	38
TABELA 26: Balanço metalúrgico dos ensaios em meio denso (fração -48 +100#)	41
TABELA 27: Balanço de massa dos ensaios em meio denso	42
TABELA 28: Balanços de massa e metalúrgico dos ensaios em meio denso para o concentrado final da usina	43
TABELA 29: Balanços de massa e metalúrgico dos ensaios de separação magnética Frantz para o concentrado final da usina	44
TABELA 30: Composição mineralógica calculada para a amostra F9/P1 (estimativa)	48

TABELA 31: Composição mineralógica calculada para a amostra F9/P2 (estimativa)	48
TABELA 32: Composição mineralógica calculada para a amostra F10/P3 (estimativa)	49
TABELA 33: Composição mineralógica calculada para a amostra do <i>over da</i> classificação da usina (estimativa)	49
TABELA 34: Composição mineralógica estimativa do concentrado final da usina	50
TABELA 35: Resultados obtidos por difração de raios-x para os produtos dos ensaios em meio denso	51
TABELA 36: Resultados obtidos por difração de raios-x para as lamas	52
TABELA 37: Resultados obtidos por difração de raios-x para os produtos magnetita	53

ÍNDICE DE FOTOS

FOTO 1: Aspecto visual da amostra F9/P2	Anexo 2
FOTO 2: Aspecto visual da amostra F10/P2	Anexo 2
FOTO 3: Aspecto visual da amostra F10/P3	Anexo 2
FOTO 4: Vista parcial do circuito de moagem da usina	Anexo 4
FOTO 5: Separação da magnetita na usina, através de polia magnética	Anexo 4
FOTO 6: Ciclones de deslamagem da usina	Anexo 4
FOTO 7: Células de flotação mecânica	Anexo 4
FOTO 8: Concentrado da flotação	Anexo 4
FOTO 9: Flotação em coluna	Anexo 4
FOTO 10: Concentrado da flotação em coluna	Anexo 4
FOTO 11: Pátio de homogeneização do minério	Anexo 4
FOTO 12: Detalhe da retomadora, à esquerda, enviando minério, enviando minério à usina, e da <i>stacker</i> , à direita, formando outro intervalo da pilha	Anexo 4
FOTO 13: Britador de mandíbulas	Anexo 5
FOTO 14: Operação do britador	Anexo 5
FOTO 15: Quarteamento da amostra britada utilizando quarteador do tipo <i>Jones</i>	Anexo 5
FOTO 16: Moinho de disco (operação a seco)	Anexo 5
FOTO 17: Moinho de rolos (operação via úmida, utilizando carga de bolas)	Anexo 5
FOTO 18: Equipamento de separação magnética do tipo <i>WHIMS (Wet High Intensity Magnetic Separator)</i>	Anexo 5
FOTO 19: Peneiramento vibratório (via úmida)	Anexo 5
FOTO 20: Célula de flotação em bancada (<i>batch</i>)	Anexo 5
FOTO 21: Ensaio de separação em meio denso	Anexo 5
FOTO 22: Separador magnético do tipo <i>Frantz</i> isodinâmico	Anexo 5

RESUMO

O Complexo Alcalino de Jacupiranga, situado a 230 km NW do município de São Paulo, constitui uma ocorrência clássica de rochas alcalinas e ultrabásicas no Brasil. Neste conjunto de rochas está incluído um corpo de carbonatito contendo apatita, que vem sendo lavrado desde a década de 40, voltado principalmente à produção de fertilizantes. Este projeto visa estudar em detalhe o minério apatítico, através do desenvolvimento de uma metodologia de caracterização, dirigida ao aprofundamento do conhecimento da jazida, na fase de operação da mina. Esta metodologia envolve atividades de descrição litológica, amostragem, preparação de amostras, ensaios e análises diversas.

A implantação do projeto, vinculado ao planejamento de lavra e beneficiamento do minério, permitirá otimizar seu aproveitamento, através do conhecimento de suas características tecnológicas e mineralógicas.

ABSTRACT

The Jacupiranga Alkaline Complex, located at 230 km NW from São Paulo city, is a classic occurrence of alkaline and ultrabasic rocks in Brazil. This set of rocks include a carbonatite body bearing apatite mineralization, that have been work since 1940 decade, aiming to fertilizer production. This project study in detail the apatitic ore, through development of characterization methodology, directed to knowledge of deposit, in the mine operacional phase. This metodology includes activeties of litological description, sampling, sample process, tests and laboratory analyses.

The project results, attached to mine planning and ore process, will be allow to optimize your use, through knowledge of its technological and mineralogical characteristics.

1. INTRODUÇÃO

O Complexo Alcalino de Jacupiranga constitui uma ocorrência clássica de rochas alcalinas e ultrabásicas no Brasil. O minério apatítico, enfocado neste trabalho, refere-se aos carbonatitos que afloram na parte central inferior do complexo, situada no município de Cajati, SP.

A produção de concentrado de apatita foi iniciada em 1943, a partir da lavra de minério residual. Atualmente a mina opera e possui reservas projetadas para o futuro apenas em material rochoso, encontrando-se completamente esgotado o minério associado ao manto de intemperismo.

Dentro de um plano de otimização do aproveitamento do recurso mineral, nos aspectos de lavra e beneficiamento, faz-se fundamental o conhecimento detalhado das características tecnológicas do minério, tanto quanto a parâmetros geotécnicos como mineralógicos. A empresa de mineração, Fertilizantes Serrana S.A., iniciou um programa visando esta otimização, estando o presente trabalho de formatura inserido neste contexto e desenvolvido em estreita cooperação com a empresa, o qual envolveu atividades de campo e de laboratório (da mina e da Universidade).

1.1 Objetivos

Este projeto de formatura representa a primeira fase de estudos para desenvolvimento de uma metodologia de caracterização voltada à investigação da variabilidade do minério apatítico (carbonatito). O trabalho aqui apresentado insere-se dentro de um programa piloto que tem como meta estabelecer e implantar rotinas operacionais de descrição litológica/ amostragem/ preparação de amostras/ ensaios/ análises, consolidando condições para o desenvolvimento de estudos sistemáticos posteriores. Conseqüentemente, visa também iniciar um banco de dados de correlação entre tipos litológicos de minério e seu comportamento na usina de beneficiamento, ainda não existente.

A caracterização tecnológica, neste caso, dirige-se ao aprofundamento do conhecimento da jazida, na fase de operação da mina. O avanço, e conseqüente implantação do projeto, que envolve atividades de mapeamento das frentes de lavra, análise de testemunhos de sondagem, e ensaios tecnológicos e de beneficiamento em escala de bancada, permitirão conjugar informações geológicas e tecnológicas, que integradas à modelagem da jazida, resultarão em um importante apoio para o planejamento de lavra e beneficiamento do minério.

1.2 Relevância do trabalho

O conhecimento detalhado do corpo mineralizado, visando a otimização de seu aproveitamento, está fortemente vinculado não somente ao planejamento de lavra, mas também ao seu beneficiamento, que por sua vez está atrelado às aplicações do produto, que determinam a qualidade necessária do insumo. Nota-se, portanto, que o trabalho proposto tem abrangência e importância bastante amplas, mesmo nesta etapa inicial, de desenvolvimento, onde foram detalhadas apenas duas frentes de lavra, criteriosamente selecionadas entre aquelas planejadas durante o período de mapeamento.

Os estudos de caracterização propostos adequam-se ao programa da empresa, o que demonstra sua utilidade e aplicabilidade prática. Ao final de todo o programa, que se estenderá além deste trabalho de formatura, ter-se-á uma situação bastante vantajosa, onde a otimização do aproveitamento do recurso mineral consequentemente promoverá redução de prazos e custos de produção (mina e usina). Os benefícios da caracterização tecnológica aliada ao planejamento de lavra já foram atestados em outros trabalhos aplicados em depósitos carbonatíticos de fosfato, tendo sido constatados aumentos na produtividade da usina (como em Takata *et al.*, 1985).

O caráter científico é intrínseco a este tipo de estudo, pois o conhecimento detalhado do minério, além de atender às necessidades da empresa, poderá servir de referência a outros trabalhos de caracterização de depósitos similares, e contribuir com importantes informações para um maior esclarecimento sobre sua gênese.

A relevância destes estudos de caracterização tecnológica voltados para o conhecimento da jazida também reside no fato de que, ainda hoje, o volume de trabalhos nesta área da mineralogia aplicada é considerado pequeno, incluindo aí não apenas o tipo de depósito em questão, mas todos os demais, e para todos os estágios de um empreendimento de mineração.

Do ponto de vista de formação acadêmica, o trabalho de formatura propiciou à aluna a introdução em uma área de especialização de interface com a tecnologia mineral, e de fundamental aplicação à atividade mineira.

2. TRABALHOS ANTERIORES

2.1 O Morro da Mina

2.1.1 Localização e Acessos

O Complexo Alcalino de Jacupiranga situa-se no Vale do Rio Ribeira, sudoeste do Estado de São Paulo, aproximadamente entre as coordenadas 48° 09'W e 24° 41'S, já próximo à divisa com o Estado do Paraná (FIGURA 1). O município de Cajati, antigo distrito pertencente à Jacupiranga, dista cerca de 230 km da cidade de São Paulo.

A mina a partir da qual é obtido o minério apatítico é denominada Morro da Mina, e integra o Complexo Industrial de Cajati, cuja operação é de responsabilidade da empresa FERTILIZANTES SERRANA S.A.

O acesso a região é feito através da rodovia Régis Bittencourt (BR 116), km 488,5, que une a cidade de São Paulo ao sul do país.

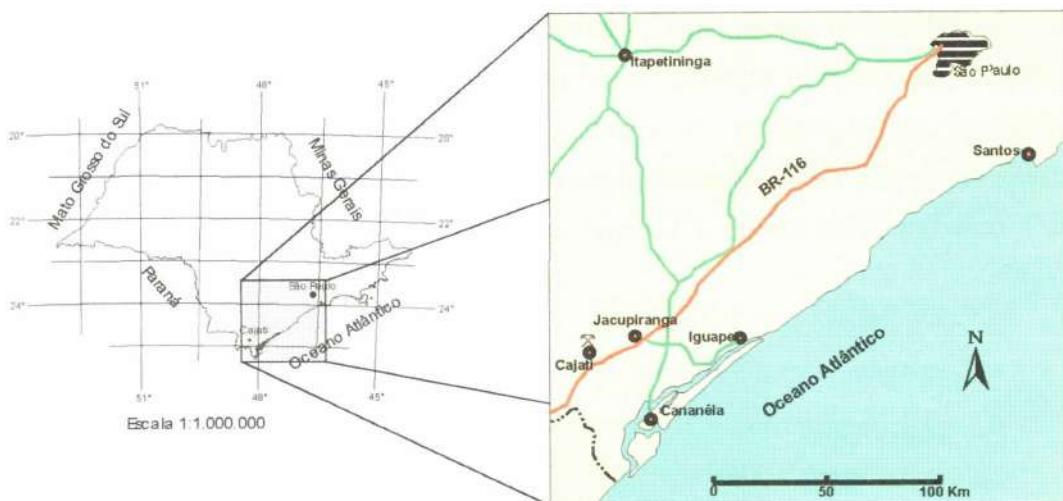


FIGURA 1: Mapa de acessos e localização da área

2.1.2 Geologia Regional

O Complexo Alcalino de Jacupiranga (CAJ) foi descoberto por H. E. Bauer, e apresentado em seu artigo “As Minas de Ferro de Jacupiranga”, em 1877. Em 1891 foram publicadas as primeiras descrições do complexo, realizadas por Derby, onde foi definida a rocha denominada jacupiranguito. Esta rocha é, exclusivamente, a encaixante dos carbonatitos. Originalmente, jacupiranguitos correspondem a rochas alcalinas constituídas essencialmente por titano-augita, com magnetita, biotita, nefelina e olivina como acessórios em quantidade variável. Gaspar (1989), propôs que fosse evitado o uso do termo

jacupiranguito, pois além de não seguir a recomendação da IUGS (*International Union of Geological Society*) para descrição de rochas ígneas, a evolução dos estudos do complexo resultou em diversas redefinições feitas posteriormente, o que causou uma situação conflitante em relação ao termo, e também porque uma característica considerada fundamental em sua definição original é a presença de titano – augita, porém conforme o referido autor, o principal piroxênio dos piroxenitos de Jacupiranga é o diopsídio. Entretanto, em função do uso do termo jacupiranguito estar muito difundido na linguagem da mina, ele será mantido neste trabalho, porém subentendendo-se estar se referindo na verdade a um magnetita clinopiroxenito, que seria a denominação correta para as rochas encaixantes do corpo carbonatítico.

Rochas pré-cambrianas do Grupo Açungui (550 M.a.) são as encaixantes do Complexo Alcalino de Jacupiranga, sendo que ao norte correspondem a granodioritos, e ao centro e sul, mica xistos (Melcher, 1954). Gaspar (1989) relatou ter encontrado, em seu mapeamento, biotita gnaisses ao norte e centro, e biotita - quartzo xistos ao sul.

O CAJ exibe forma ovalada ($10,5 \times 6,7$ km), segundo NNW, observada no primeiro mapa geológico elaborado por Melcher (1954). Uma nova versão geológica (FIGURA 2) foi apresentada por Germann *et al.* (1987), e mostra, em geral, concordância com o mapeamento anterior. Dois corpos intrusivos principais formam o complexo: dunitos, na parte norte, e magnetita clinopiroxenitos (*jacupiranguitos*), na porção sul. O magnetita clinopiroxenito é *intrudido* por um corpo de ijolito com forma de meia lua, e por outro, de forma alongada, de carbonatito (em menor tamanho), que é objeto deste trabalho. Fenitos ocorrem principalmente nas margens do complexo.

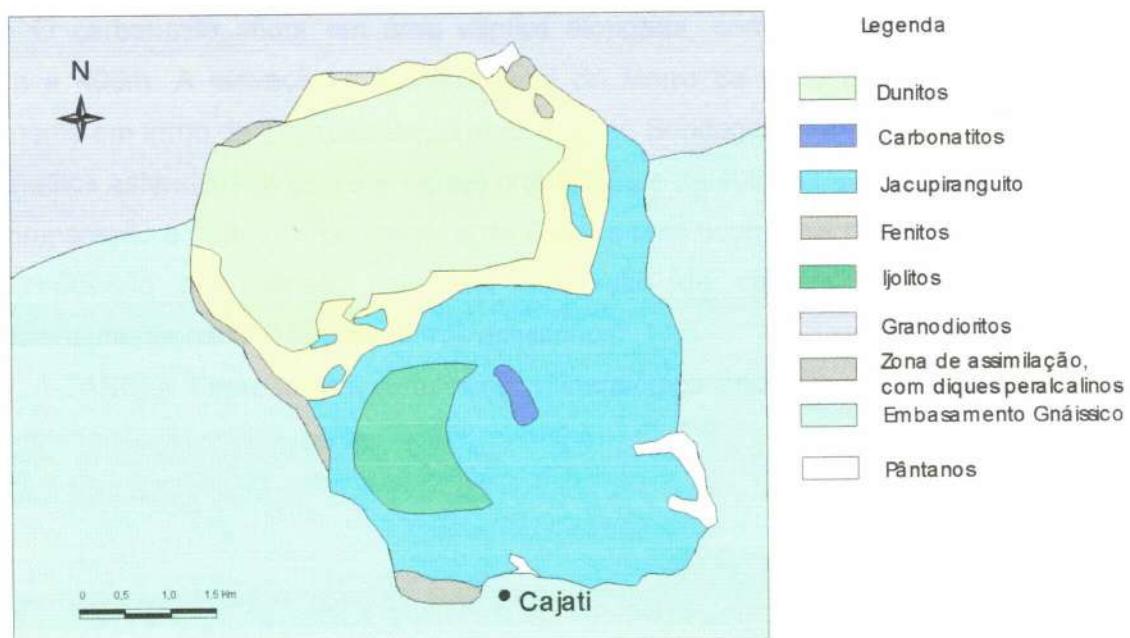


FIGURA 2: Mapa geológico do Complexo Alcalino de Jacupiranga (adaptado de Germann *et al.*, 1987).

Segundo Gaspar (1989), meltegitos, flogopita clinopiroxenitos e clinopiroxenitos contendo nefelina ocorrem em uma área alongada que cobre toda a margem noroeste do magnetita clinopiroxenito. Muitos tipos de rochas que contêm plagioclásio ocorrem ao redor dos corpos de dunito e magnetita clinopiroxenito, por vezes como diques e pequenas intrusões. Estas rochas variam de melagabros (pouco comuns) e flogopita clinopiroxenitos contendo andesina, a quartzo monzonitos e quartzo sienitos. Veios com granulação média a grossa (pegmatíticos) de nefelina sienitos estão também dispersos nos limites do complexo.

A idade aproximada para as rochas que compõem o CAJ, determinadas pelos métodos K/Ar e Rb/Sr, é de 131 ± 3 M.a. (Amaral, 1978, e Roden *et al.*, 1985, *apud* Ruberti *et al.*, 1992). Este valor situa o CAJ entre as diversas ocorrências de rochas alcalinas cretáceas que acompanham as bordas da Bacia do Paraná. Tais ocorrências estão supostamente associadas a abertura inicial do Oceano Atlântico Sul e, provavelmente, tectonicamente condicionadas ao Arco de Ponta Grossa (Ruberti *et al.*, 1992).

2.1.3 Geologia Local

O desenvolvimento da mina de fosfato possibilitou o avanço do conhecimento do corpo carbonatítico. Os primeiros estudos de detalhe, envolvendo mapeamento regional e petrografia, foram realizados a partir de 1954, por Melcher, que propôs uma origem magmática para os carbonatitos intrusivos no jacupiranguito. Gaspar e Wyllie (1983), baseados em minucioso trabalho envolvendo a geologia estrutural e mineralogia dos carbonatitos, incluindo dados de petrografia e química mineral, sugeriram a ocorrência de 5 fases intrusivas dessas rochas.

O carbonatito aflora em área elíptica alongada, com diâmetros aproximados de 1000m e 400m. A elevação máxima original do Morro da Mina era de 225m, estando atualmente em torno de 170m acima do nível do mar. Sondagens rotativas revelaram que os carbonatitos estendem-se pelo menos até profundidade de 400m abaixo do nível do mar. Em comparação a outros carbonatitos, o de Cajati é uma ocorrência relativamente pequena, de composição homogênea, com alta proporção de carbonatos e apatita, sendo excepcionalmente baixo o teor de outros acessórios.

A TABELA 1 apresenta a composição mineralógica média do carbonatito.

Tabela 1: Mineralogia do Minério do Morro da Mina, Cajati, SP (Pereira e Marguti, 1988).

Mineral	Composição Química	Média (%)	Variação (%)
Calcita	Ca CO ₃	57	30-80
Dolomita	CaMg (CO ₃) ₂	21	1-80
Apatita	Ca ₅ (F,Cl,OH) (PO ₄) ₃	12	3-50
Magnetita	Fe ₃ O ₄	7	2-70
Forsterita	Mg ₂ SiO ₄	2	0-20
Flogopita	KMg ₃ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	2	1-20
Sulfetos	pirrotita, pirita, calcopirita e vallerita	2	0-20
Outros	*	1	1-10

* *baddeleyita, barita, brucita, ilmenita, quartzo (secundário), serpentina e clinohumita, entre outros.*

O contato entre o carbonatito e o jacupiranguito freqüentemente mostra zona de reação, formada pela alternância da bandas milimétricas a decimétricas, em geral de silicatos e carbonatos. No carbonatito ocorrem xenólitos arredondados de jacupiranguito com dimensões centimétricas a vários metros. Numerosos diques também estão presentes, e são constituídos essencialmente por carbonatos, apatita e magnetita, e em alguns casos exibem textura orientada e granulação mais fina que suas encaixantes.

O carbonatito apresenta, como principais elementos estruturais, juntas, falhas, diques e estruturas fluidais, de modo geral dispostos de forma radial e concêntrica. Na porção mediana da cava, segundo a direção WNW – ESE, ocorre a falha mais expressiva e extensa da mina; sua presença impôs alterações nas características do minério que influenciam no seu beneficiamento. Informações obtidas de furos de sondagem, conforme relatado por Gaspar (1989), indicam que o bloco sul foi movido para cima em relação ao bloco norte.

Segundo o modelo estrutural do maciço rochoso (Hasui e Mioto, 1989), as descontinuidades foram geradas durante o esfriamento da chaminé carbonatítica e, mais recentemente, por alívio de carga. Esta variedade de eventos tectônicos esclarece a ausência de um padrão estrutural para todo o maciço ou, pelo menos, parte dele (Ruberti et al. 1992). Recentemente desenvolveu-se um mapeamento geotécnico na mina, visando fornecer complementar e atualizar os dados estruturais para a ampliação da cava.

2.1.4 Histórico da Mina

A produção da mina foi iniciada com a lavra do minério residual, de teores elevados e constituído, basicamente, de apatita, magnetita e alguns argilo-minerais, produtos da dissolução e lixiviação dos minerais carbonatados (Ruberti *et al.* 1992). O minério residual era beneficiado por lavagem e separação magnética, obtendo-se concentrados de apatita com teores em torno de 40% de P_2O_5 , e um máximo de 2,5% de Fe_2O_3 , utilizados para a fabricação de fertilizantes.

Na década de 70, com a exaustão do minério residual, a apatita deixou de ser a única base econômica da mina. A partir de 1972, a massa carbonática e, secundariamente, a magnetita, viabilizados pelo processo tecnológico de beneficiamento, passaram a ser aproveitados como matéria-prima para cimento (somente calcário com teor de $MgO < 4,5\%$, que afloram principalmente na área sul do carbonatito). No final da década de 80, a crise na indústria de fertilizantes incentivou o desenvolvimento de variadas aplicações industriais para o produto e subprodutos da mina: a partir de 1987, ácido fosfórico “refinado” (para indústria alimentícia, farmacêutica, etc.); em 1989, argamassas; em 1990, foscálcio para alimentação animal e calcário para *filler* (carga mineral para indústria de papel e tintas); além de corretivos agrícolas e brita para construção civil. O fosfogesso, rejeito da produção do ácido fosfórico¹, também é aproveitado para cimento e como carga mineral (principalmente para papel). Neste segundo semestre de 1999 entrou em operação, na usina de tratamento do minério, o circuito de aproveitamento do rejeito da deslamagem (que contém cerca de 3% de P_2O_5), utilizando flotação em coluna.

O carbonatito do Morro da Mina é uma rocha branca, de granulação média a grossa, por vezes apresentando estrutura orientada, evidenciada pelo alinhamento de minerais.

A apatita ocorre como pequenos cristais de forma ovóide, alongada, inclusos em indivíduos de carbonato, ou em agregados de cristais prismáticos alongados, subparalelos (formando lineação mineral), provavelmente tratando-se de duas gerações. O teor médio de 12% de apatita corresponde a cerca de 5% de P_2O_5 . Os teores de corte praticados são de 3% de P_2O_5 , e ainda 4,5% de MgO , para que o rejeito carbonático possa ser aproveitado para a fabricação de cimento (carbonatito calcítico).

Atualmente, a usina recebe mais de 13.000t/dia de minério, devendo atingir idealmente 450.000t por mês. A relação estéril/minério praticada é de 1,37. O rejeito da flotação contém entre 0,6 e 0,8% de P_2O_5 , em média.

A figura3 mostra a configuração recente da cava (setembro/ 1999), na cota -60m. A lavra é praticada a céu aberto, com bancadas de 10 ou 20m de altura, com ângulos de talude maiores que 80°. O desmonte do material é feito através de explosivos.

¹ Concentrado apatítico + H_2SO_4 = H_2PO_3 + fosfogesso.



FIGURA 3: Configuração Atual da Cava (setembro/1999)

ESCALA: 1:3000

N

2.2 Trabalhos Anteriores de Caracterização Tecnológica

O minério apatítico em questão já foi alvo de diversos estudos de caracterização tecnológica desenvolvidos pela equipe da empresa, que formava o Centro de Tecnologia Mineral Serrana. Esta equipe foi dissolvida ainda no final da década de 80, tendo sido sua estrutura reduzida de forma que a maioria dos equipamentos foram encostados ou inutilizados, mantendo-se apenas o pessoal necessário para dar continuidade aos testes de aferição da qualidade dos diversos produtos gerados no complexo industrial.

Apesar dos recursos disponíveis na época, todos os trabalhos realizados no minério e voltados ao estudo de sua relação com os problemas apresentados na usina foram desenvolvidos de forma corretiva, e não preventiva, ou seja, analisava-se apenas o minério problema, através de seus produtos no beneficiamento. A proposta de otimização visa, portanto, detalhar o minério antes do seu tratamento, possibilitando evitar ou amenizar os problemas previstos na caracterização.

Além disso, devido às significativas mudanças ocorridas na usina de tratamento do minério nos últimos dez ou quinze anos, principalmente em função da aplicação do berol como coletor, muitos dos trabalhos realizados pela equipe anterior não puderam ser totalmente aproveitados neste projeto, limitando-se, a maioria deles, a apenas fornecer algumas diretrizes de trabalho.

Atualmente, o beneficiamento do minério apatítico segue, basicamente, as seguintes operações unitárias:

- 1) britagem primária (redução para diâmetro de 6 polegadas, aproximadamente);
- 2) britagem secundária (redução para diâmetro de 1,75 polegadas, aproximadamente);
- 3) homogeneização em pilha (4,75% de P_2O_5);
- 4) moagem (moinho de barras);
- 5) separação magnética (rejeito de magnetita);
- 6) classificação por tamanho, em circuito fechado com a moagem (#35);
- 7) deslamagem por hidrociclones (separação de finos: $< 30\mu$);
- 8) condicionamento (adição de berol, coletor da apatita, fubá e soda) e distribuição para as células de flotação mecânica e em coluna;
- 9) espessamento e filtragem.

Genericamente, os parâmetros do minério relevantes para o beneficiamento são, conforme Sant'Agostino (1996): identificação das fases minerais e sua composição química, formas de associações/ inclusões, impregnação/ recobrimento superficial por variedades neoformadas, estado de alteração, grau de liberação.

Para o minério em questão, os aspectos mais importantes, relativos ao beneficiamento (os dois últimos são função direta de sua aplicação), verificados durante a operação da usina, são: presença de oxidação/alteração (por intemperismo ou associada às

zonas de falha), concentração de micas, presença de xenólitos, concentração de magnetita, concentração de calcita suficiente para aplicação como carga mineral, e concentração de MgO. Além destes, outros fatores também devem ser considerados, referentes à granulometria da apatita (fina ou grossa), e às suas características de cristalização (“apatita dura”).

3. METODOLOGIA E DESENVOLVIMENTO DO TRABALHO

O trabalho de formatura foi desenvolvido em estreita cooperação com a empresa mineradora, FERTILIZANTES SERRANA S.A., inserido em um plano de otimização do aproveitamento do minério denominado, pela mineração, de PROJETO DE CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA, e que envolveu atividades de campo (na mina), e de laboratório, devidamente apresentadas nos itens seguintes. A proposta de desenvolvimento do projeto contempla duas fases, sendo esta primeira entendida como piloto (com previsão de se estender ainda um pouco além do período de realização do trabalho de formatura), seguida por uma fase sistemática, visando sua implantação efetiva.

Na etapa inicial do trabalho de formatura, foi realizada uma introdução técnica ao método de lavra aplicado na mina, tanto em relação ao planejamento quanto à operação, e também aos processos utilizados na usina de concentração do minério, visando um direcionamento adequado dos estudos. Em seguida, o trabalho prosseguiu com o desenvolvimento da metodologia de campo e laboratório, visando definir procedimentos que conduzissem à caracterização do minério apatítico em termos de mineralogia e comportamento tecnológico, e que ao mesmo tempo fossem reproduutíveis (procedimentos padrões) e operacionais (ágeis), para aplicação em campanhas extensivas.

Tanto as atividades de campo como as de laboratório foram desenvolvidas dentro do cronograma proposto, apesar deste ter sofrido algumas modificações visando torná-lo mais realista. Entre os problemas deparados durante o projeto, aqueles associados a etapa de laboratório foram os que exigiram maior empenho, tornando o prazo disponível bastante intensivo, principalmente considerando-se ter sido realizado paralelamente aos objetivos da empresa, mais amplos que os deste trabalho de formatura. Por outro lado, esse fato privilegiou a integração com outras atividades correlatas à caracterização tecnológica. O caráter prático do trabalho também foi responsável pela restrição na quantidade de amostras trabalhadas (mas que estão de acordo com um programa piloto).

O cronograma efetivo de desenvolvimento de trabalho de formatura pode ser conferido na tabela 2, a seguir.

Tabela 2: Cronograma efetivo de desenvolvimento do trabalho de formatura

ATIVIDADE		MAR	ABR	MAI	JUN	JUL	AGO	SET	OUT
1	<i>Elaboração do Projeto Inicial</i>								
2	<i>Introdução aos conceitos técnicos e métodos da mina</i>								
3	<i>Seleção e análise de furos de sondagem</i>								
4	<i>Mapeamento de frentes de lavra e amostragens volumétricas</i>								
5	<i>Amostragens na usina de tratamento do minério</i>								
6	<i>Preparação das amostras e ensaios tecnológicos em escala da bancada</i>								
7	<i>Caracterização mineralógica e análises químicas</i>								
8	<i>Elaboração do relatório final do Trabalho de Formatura</i>								

A metodologia definida neste trabalho envolveu as seguintes atividades:

- Mapeamento de frentes de lavra em escala 1:1000, em função do planejamento do mês (maio e junho);
- Amostragem na mina: coleta criteriosa de material das frentes de lavra selecionadas;
- Amostragem na usina: acompanhamento da composição das pilhas e seleção de intervalo contendo material da frente mapeada. Visando neste estágio adequar-se à rotina da usina, optou-se por amostrar o concentrado final, o rejeito final e o material do over da classificação;
- Descrição litológica dos furos de sondagem na área de influência das frentes mapeadas;
- Seleção das informações já existentes obtidas a partir de amostras de testemunhos de sondagem e, eventualmente, realização de novas amostragens;
- Preparação das amostras (mina e usina), aplicação dos ensaios de caracterização tecnológica e mineralógica, em escala de bancada, segundo o procedimento elaborado, e análises químicas;
- Interpretação das informações geradas.

3.1 Atividades de Campo

3.1.1 Mapeamento das frentes de lavra

A seleção das frentes de lavra foi feita através da verificação, no planejamento do mês, dos locais onde se estimou haver tempo suficiente, antes da detonação, para mapeamento e amostragem. Além disso, outras variáveis foram consideradas na definição do terreno, tais como a situação da bancada (por exemplo, se havia material impossibilitando

a aproximação, se havia impregnação muito espessa de pó na parede, etc.). As condições de mau tempo são difíceis de prever e, algumas vezes, prejudicaram o trabalho.

Devido ao fato da data certa das detonações das bancadas serem apenas estimativas (também dependem de muitos fatores imprevistos, relacionados às condições operacionais da usina e da mina), nos casos em que ocorreu adiantamento, o mapeamento também foi prejudicado. Todos esses fatores devem ser considerados porque, na prática, contribuíram para o comprometimento do cronograma idealizado.

O mapeamento utilizou martelo e lupa de geólogo, corda de *nylon* com 20 m e marcações de metro em metro, bússola, HCl diluído, canivete, ímã de mão, caderneta de campo e mapa, tinta *spray*, fita crepe (para identificar amostras de mão) e fita *silver tape* (para ajudar a prender a corda), prancheta, lápis, borracha, cantil, trena, caneta para retroprojetor, capa de chuva, etc.

As características observadas e anotadas durante o mapeamento foram as seguintes: atitude do talude, e estimativa de sua inclinação e altura, descrição do contato geológico (quando houver), dureza relativa e estado de alteração/agregação, estruturas presentes (falha, fraturas, lineações minerais), veios/diques, xenólitos, mineralogia e textura da rocha, e outras informações que se julgou relevantes. As estruturas mais expressivas foram medidas com bússola. As descrições de campo detalhadas das duas frentes de lavra selecionadas para esse trabalho podem ser conferidas no anexo 1.

O procedimento de mapeamento iniciou-se marcando na parede, com *spray*, uma referência, ou ponto inicial, do trecho a ser mapeado. Este ponto, assim como os demais, foi marcado no mapa, para garantir que se tenha pelo menos a sua posição estimada, no caso de uma eventual indisponibilidade da equipe de topografia para levantá-los.

A corda então foi esticada rente à frente de lavra, e iniciaram-se as observações litológicas, percorrendo todo o trecho. Em seguida, com maior detalhe, foram feitas as anotações com indicação dos intervalos que correspondem às variações observadas. Muitas vezes, essas variações são locais, ou em intervalos estreitos (em torno de 5 m), sendo devidamente registradas. Entretanto, procurou-se trabalhar com trechos médios de 10 m, para que houvesse melhor representatividade da descrição.

Finalizadas as anotações, a corda foi retirada e novamente esticada, horizontalmente, no trecho de 20 m seguinte, continuando-se o mesmo procedimento, até terminar a frente.

Com todas as anotações e observações necessárias, prosseguiu-se com a determinação dos pontos de amostragem volumétrica, marcados com tinta *spray*, e subsequente fragmentação (eventualmente) e coleta de material.

3.1.2 Amostragem volumétrica (na mina)

A amostragem de material das frentes de lavra mapeadas é fundamental para que se possa prever seu comportamento durante o beneficiamento, e comparar os resultados com aqueles obtidos, no tratamento na usina, para a(s) pilha(s) por ele compostas. Raramente tais pilhas são formadas exclusivamente por uma única frente de lavra, e às vezes alguma deficiência notada no tratamento do material, detectada pela caracterização, pode ser contornada ou amenizada desde que, ao compor a pilha, tal material seja incluído em proporções adequadas, em função das suas características, garantindo um melhor aproveitamento do minério.

Considerando-se o tipo de depósito em questão, optou-se por realizar amostragens volumétricas representativas das frentes mapeadas. Durante o mapeamento foram determinados subtipos (preliminares) de minério em função das características descritas. Esses subtipos foram definidos preferencialmente em intervalos superiores a 5 metros, garantindo a amostragem apenas das variações mais importantes, em detrimento daquelas que ocorrem localmente e que, em termos de volume, muito pouco viriam a interferir no beneficiamento do minério. Além disso, reduz-se a quantidade de amostras e mantém-se o compromisso com a relação custo-benefício.

Após a definição dos pontos de amostragem durante o mapeamento, procedeu-se à coleta do material. Por se tratar de rocha sã, a fragmentação do carbonatito na frente de lavra foi feita através de um rompedor¹, diretamente no local marcado. Os fragmentos foram então recolhidos (nenhum pedaço dos blocos quebrados foi dispensado) e acondicionados em sacos, para serem carregados até o local de preparação das amostras. Geralmente, a massa recolhida situa-se entre 20 e 30 quilos (algumas fotos desse material podem ser vistas no anexo 2).

3.1.3 Amostragem na usina de tratamento do minério

As amostras obtidas junto à usina de tratamento do minério representam uma importante fonte de dados, permitindo verificar se há ou não proximidade entre os resultados esperado e obtido. Idealmente, dever-se-ia ter em mãos os resultados da caracterização das amostras coletadas na mina antes da respectivas frentes passarem pela usina. Entretanto, durante a realização desta etapa não foi possível trabalhar com o planejamento de lavra de médio prazo (3 meses), e por isso a coleta do material da usina ocorreu imediatamente após

¹ O rompedor utilizado corresponde a um equipamento de grande porte que serve para reduzir os blocos maiores originados pela detonação, de modo a manter as dimensões máximas necessárias para alimentação do britador primário. Há ainda a opção de um rompedor manual, de menor porte, não disponível na ocasião da amostragem.

a do material da mina, o que impôs um outro ritmo ao trabalho, para não se perdesse a amostragem.

O circuito de processamento do minério, desde a mina até a obtenção do concentrado, está ilustrado nos anexos 3 e 4, incluindo fotografias da usina de tratamento. Na figura 4, a seguir, estão apresentados os pontos amostrados, em um esquema simplificado.

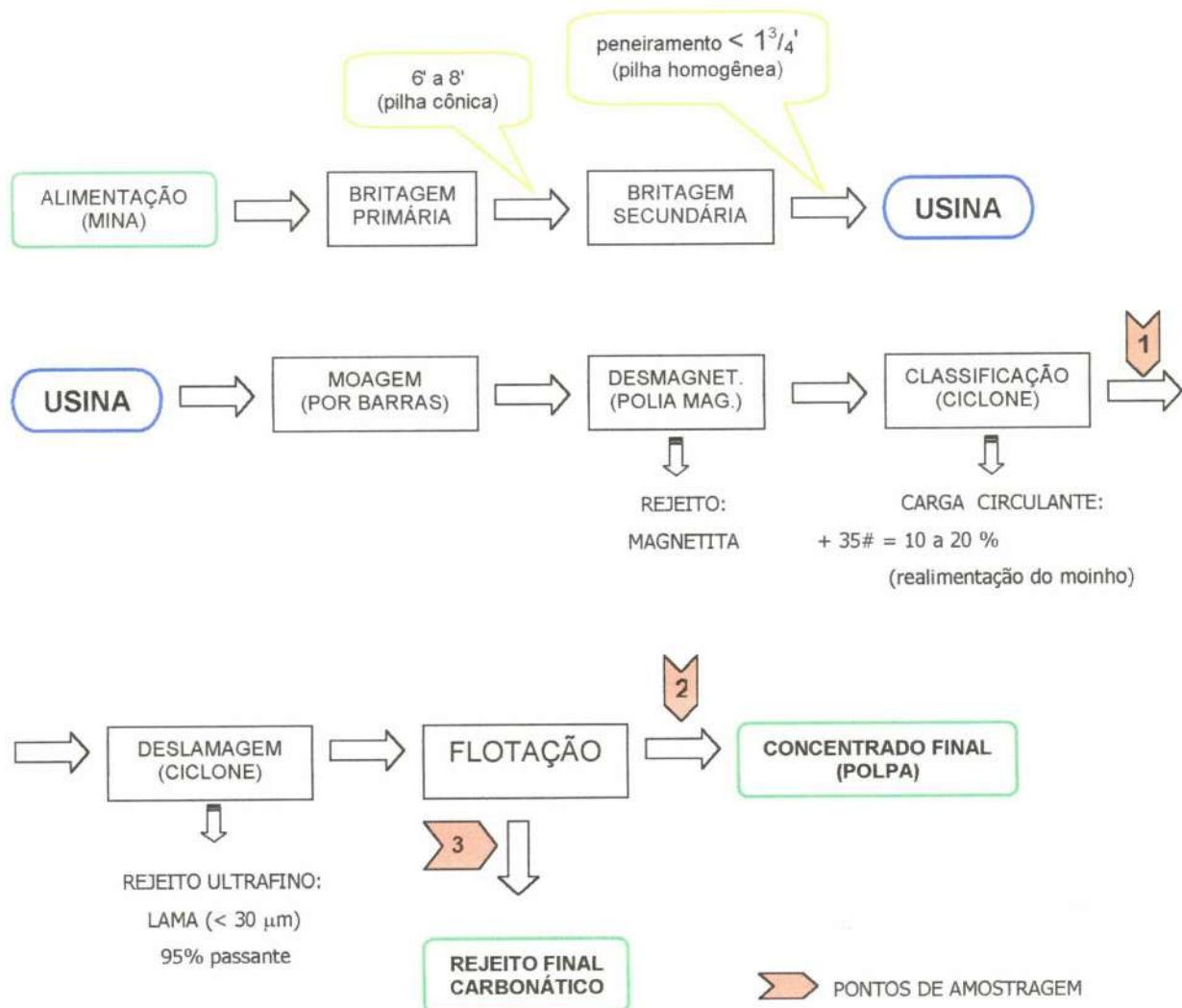


Figura 4: Fluxograma sumário da usina de tratamento de minério, com indicação dos pontos amostrados.

A flotação é realizada através de um circuito mecânico (exceto o material ultrafino) que inclui várias etapas (*rougher*, *cleaner*, e *scavenger*, sendo que as etapas *cleaner* foram substituídas, no decorrer de 1999, por duas colunas de flotação).

Os pontos amostrados estão evidenciados no esquema. Além do concentrado e do rejeito finais, desejava-se obter a alimentação da flotação. Em função da operacionalização

da amostragem, optou-se pelo ponto 1, cujo material corresponde ao *over*² do ciclone de classificação, que equivale a alimentação da flotação mais a lama.

Todas essas amostras, na forma de polpa, foram coletadas em baldes e mantidas em decantação, para desaguamento e secagem. Idealmente, a massa amostrada deve ser superior a 2 kg; entretanto, a quantidade de material do *over* da classificação é função da composição da pilha (intervalo de interesse) e, por isso, foram obtidas massas em torno de 1,5 kg para amostragens por incrementos, ou seja, formada por alíquotas coletadas em períodos de tempo definidos (totalizando cerca de 8 horas). Em termos de representatividade, não há implicações significativas, porém restringe-se a massa disponível das amostras a serem utilizadas na caracterização.

3.1.4 Análise dos furos de sondagem

Os furos de sondagem também representam importante fonte de dados, pois é através deles que se obtém o modelo geológico do depósito, permitindo prever a continuidade ou não das características observadas em superfície.

A análise dos furos de sondagem inicia-se com a seleção daqueles que estão dentro da área de influência das frentes de lavra mapeadas. Em função da situação atual da mina, com bancadas atingindo a cota - 60 m, alguns dos furos mais antigos podem interceptar bancadas que já tenham sido parcial ou totalmente lavradas. Assim, inicialmente selecionou-se, entre todos os furos, aqueles que ainda apresentam intervalos não lavrados. Devido a distribuição dos furos remanescentes, podem haver frentes de lavra com nenhum furo em sua zona de influência, que é definida pela área de até aproximadamente 20 m distante do pé ou da crista da bancada. As frentes de lavra selecionadas para este projeto piloto, assim como os respectivos furos associados, podem ser vistos no mapa do anexo 7.

Após a seleção, prossegue-se com a descrição detalhada dos testemunhos, segundo um roteiro definido para esta finalidade, e que contém os seguintes itens:

- identificação do furo, da profundidade analisada (intervalo), e da cota da boca;
- descrição do estado de alteração/agregação: aspecto da rocha, cor e brilho dos minerais, presença de oxidação, alterações químicas, microfissuras, friabilidade, tipo de alteração (supérgena, ou por percolação em fraturas);
- descrição da textura: dimensões e organização dos grãos, se há orientação, recristalização, grau de heterogeneidade em termos de composição e tamanho, etc.;
- descrição da mineralogia: teste com ácido (intensidade da efervescência), teste com ímã, cor, brilho, hábito, dimensões e outros aspectos macroscópicos dos minerais, quantidade estimada de cada um, etc.;

² Overflow : fluxo de uma das duas saídas do ciclone, correspondente ao material mais fino, passante na malha 35 (35 mesh = 0,417 mm, escala Tyler).

e) descrição geral do material.

A descrição dos testemunhos de sondagem utilizou lupa, trena, ácido clorídrico diluído, ímã, canivete, caderneta de campo, lápis, borracha, caneta para retroprojetor, etc.

Os furos selecionados (SC05, SC11, H01) praticamente não apresentam intervalos não amostrados e, por se referirem a uma campanha de sondagem do início da década de 80, as amostras analisadas não estão mais disponíveis. Neste caso, ter-se-á que trabalhar apenas com os poucos dados obtidos (análise apenas para teor de P_2O_5 e MgO). Entretanto, há a possibilidade de se realizar amostragens para intervalos menores, que é uma alternativa que poderá ser levada adiante. Devido a estes fatores e ao tempo disponível, decidiu-se que para este trabalho de formatura, a caracterização dos testemunhos de sondagem não seria incluída no trabalho. As futuras amostras serão submetidas a análise completa por fluorescência de raios-x incluindo, além de P_2O_5 e MgO , os seguintes óxidos: SiO_2 , CaO , Fe_2O_3 , Al_2O_3 , K_2O , TiO_2 , SO_3 , e ainda, perda ao fogo.

3.2 Atividades de laboratório: ensaios de caracterização tecnológica e mineralógica

O desenvolvimento das atividades de caracterização tecnológica e mineralógica utilizou praticamente apenas a estrutura disponível na empresa, seja para os ensaios de bancada (tendo sido a maioria reativados) ou para as análises químicas. Nesta fase piloto do projeto, tais recursos foram adaptados à metodologia durante o seu desenvolvimento, sendo que a maioria dos equipamentos e aparelhagem utilizados podem ser conferidos nas fotografias do anexo 5. Para sua aplicação sistemática, entretanto, algumas melhorias precisarão ser realizadas, de modo a melhor operacionalizar todo o procedimento.

A extensão do processamento em laboratório (quantidade de operações unitárias envolvidas) é variável para cada tipo de amostra (concentrado, rejeito, over e volumétricas, aumentando nesta ordem), em função das características distintas entre elas, e por isso foram desenvolvidos cinco roteiros específicos. O tratamento das amostras volumétricas inicia-se através de um procedimento de caracterização tecnológica, como preparação para os ensaios de caracterização mineralógica. Os ensaios de caracterização tecnológica foram definidos em função do beneficiamento do minério, de modo a se alcançar, em escala de bancada, a situação mais próxima possível (e também mais operacional) daquela realizada em escala industrial. As amostras da usina, por outro lado, são praticamente dirigidas diretamente à caracterização mineralógica. Desse modo, elaborou-se um roteiro para a preparação das amostras da mina (volumétricas), outro para as amostras do over da classificação, um terceiro aplicável ao rejeito final, outro específico para o concentrado da usina e, finalmente, um para a caracterização mineralógica. Os fluxogramas destes roteiros podem ser conferidos no anexo 6, onde as amostras geradas estão marcadas em caixas sombreadas.

Os referidos fluxogramas correspondem à versão final resultante da evolução do trabalho de laboratório, tendo partido da definição de esquemas iniciais que, posteriormente, foram testados e ajustados. O tratamento dos dados gerados na fase piloto, que refletem os resultados produzidos neste trabalho, permitirá realizar uma análise crítica destes fluxogramas, que por sua vez possibilitará vislumbrar eventuais modificações a serem aplicadas adiante, para estudos sistemáticos extensivos a toda jazida. As operações unitárias que compõem os fluxogramas estão descritas nos sub itens a seguir.

3.2.1 Britagem

As amostras da mina, após serem marroadas (eventualmente) até atingirem dimensões máximas de 20 cm, são levadas ao britador de mandíbulas, com abertura de 6 mm. Esta operação é repetida, para a mesma amostra, por mais duas vezes, procurando operar com o britador “afogado”, ou seja, cheio de amostra, para se obter maior eficiência. Em seguida, o material é quarteado de modo a se obter pelo menos 6 alíquotas de 1 kg ($\pm 10\%$), e o restante é armazenado temporariamente em grandes sacos plásticos, para evitar a perda de material fino, e protegido por saco de *nylon*.

3.2.2 Moagem

As amostras da mina, após britadas, passam por peneiramento na malha 7, para garantir que todo o material que alimentará o moinho de bolas seja menor que 3 mm. Assim, a massa retida em 2,83 mm (7#), que representaram desde 0,83% (F10/P4) até 15,55% (F10/P2), é levada a um moinho de disco que, apesar de gerar muitas partículas finas e aplicar força cisalhante durante sua operação, demonstrou ser uma solução aplicável para o objetivo pretendido, frente à disponibilidade do laboratório. A moagem por disco visa obter praticamente 100 % da alíquota passante na malha. Deve-se atentar para que a perda total até aqui mantenha-se inferior a 2% do peso inicial (P_i) da alíquota. Em seguida, o material é levado ao moinho de bolas, que opera a úmido, com 1 litro de água para 1 kg de amostra (50% de sólidos). A carga de bolas foi calculada e testada, resultando em cerca de 10 kg de bolas de aço, de 5 tamanhos diferentes, visando atingir um produto final próximo de 90% passante na #35 (0,500 mm). Para definição de uma moagem padronizada em laboratório que reproduzisse, o mais próximo possível, a granulometria obtida na moagem industrial, foi desenvolvida uma série de testes preliminares utilizando-se amostras de carbonatito típico. A tabela 3, a seguir, mostra a evolução desses testes.

Tabela 3: Evolução dos testes de moagem

TESTE \Rightarrow	15'	20'	20'	15'	10'
AMOSTRA \Rightarrow	F10/P4	F10/P4	F10/P4	F9/P1	F9/P1
Pi (g)	1079,50	1000,10	1078,70	947,84	944,47
+ 35 # (g)	49,31	28,49	4,48	15,50	46,26
- 35 # (g)	1013,10	962,26	722,78	915,41	884,79
perdas (g)	17,09	9,35	351,44	16,93	13,42
+ 35 # (%)	4,57	2,85	0,42	1,64	4,90
- 35 # (%)	93,85	96,22	67,00	96,58	93,68
perdas (%)	1,58	0,93	32,58	1,79	1,42

- ◆ *Pi = peso inicial da alíquota;*
- ◆ *Teste = tempo de moagem no moinho de bolas;*
- ◆ *Identificação da amostra – exemplo: F9/P1 = frente de lavra 9, ponto 1 de amostragem;*

Nota-se que, apesar da moabilidade ter variado nas duas amostras, os resultados obtidos mantiveram-se abaixo de 10% retido na malha 35 (0,500 mm), sendo que, na usina, a porcentagem varia um pouco além desse valor. Assim, fechou-se o teste estabelecendo um tempo de moagem de 8 minutos, para a mesma carga de bolas de aço, em circuito fechado com a peneira 20# (0,841 mm, 100% passante), sendo que o material eventualmente retido foi reduzido em operação manual auxiliar (almofariz). Os resultados obtidos e respectivos comentários constam em item específico, adiante.

A aplicação da moagem padronizada nas amostras selecionadas tornou evidente a variação da porcentagem de material retido na malha 35 verificada na usina, conforme pode ser visto na tabela 4, a seguir.

Tabela 4: Resultado final da moagem das amostras selecionadas, com tempo de 8 minutos.

AMOSTRA	Pi (g)*	+ 20 # (g)	+ 20 # (%)
F9/P1	932,80	14,29	1,53
F9/P2	1041,23	26,99	2,59
F10/P1	1004,55	127,26	12,67
F10/P2	971,36	172,80	17,79
F10/P2	976,02	164,23	16,83
F10/P3	1038,85	24,75	2,38
F10/P4	936,49	12,35	1,32

* peso das amostras antes de serem levadas ao moinho de bolas, já consideradas as perdas anteriores;

3.2.3 Separação magnética em campo de baixa intensidade (ímã permanente)

Esta operação é aplicada na polpa obtida na moagem das amostras volumétricas, e também nas amostras do *over* da classificação e do rejeito final da usina. O equipamento utilizado é do tipo WHIMS (*Wet High Intensity Magnetic Separator*), que opera a úmido. A polpa adicionada no aparelho deve conter pequena porcentagem de sólidos (bastante diluída), que passará através de um campo magnético que pode ser variado. Os minerais magnéticos ficam retidos em uma tela (matriz), de onde posteriormente são coletados. Entretanto, devido à natureza do aparelho, notou-se que algum material não magnético também fica retido e, além disso, o sistema é passível de entupimento, dificultando a operação. Entretanto, apesar desses pequenos inconvenientes, e diante dos recursos disponíveis, este procedimento demonstrou ser o mais operacional e o mais próximo da separação magnética realizada por separadores de polias na usina.

Diversos testes foram realizados, visando definir o modo de operação, aplicando-se variados campos magnéticos. Por fim, foi determinado que a polpa deveria passar apenas pelo campo magnético permanente das bobinas, com o aparelho desligado. A tabela 5, a seguir, mostra um comparativo entre a operação com o aparelho ligado (ON), com campo magnético ajustado para uma intensidade baixa, e desligado (OFF), ambos para a mesma amostra da usina (*over* instantâneo, ou seja, coletado sem incrementos):

Tabela 5: Comparação entre testes de separação magnética

TESTE	Peso (g)	Magnét. (g)	Magnét. (%)	Não Magn. (g)	Não Magn. (%)	Perdas (g)	Perdas (%)
OFF	1096.32	21.73	1.98	1074.33	97.99	0.26	0.02
ON	1094.26	34.80	3.18	1031.52	94.27	27.94	2.55

3.2.4 Deslamagem

Consiste no peneiramento do material não magnético (amostras volumétricas, *over*, rejeito e, ainda, o concentrado final da usina), utilizando-se peneira # 400 (abertura de 37 μm), próxima do corte de 30 μm obtido pelo ciclone na usina de tratamento. O peneiramento é feito por via úmida, mais eficiente para esta malha, utilizando um peneirador vibratório por aproximadamente 10 minutos. A lama obtida, assim como o material magnético, são secados em estufa (100°C).

O produto seco da deslamagem (+400#) é em seguida quarteado em alíquotas destinadas aos ensaios de flotação e de caracterização mineralógica.

3.2.5 Flotação

O ensaio de flotação em escala de bancada (*batch*), aplicado nas alíquotas das amostras da mina, segue o procedimento padrão adotado pela empresa, utilizando uma célula da marca DENVER, com rotor em 1100 rpm. Os reagentes, preparados com concentração de 1%, são os seguintes: fubá (depressor), soda (NaOH : regulador do pH em 10,6), e berol (coletor da apatita³).

A dosagem de cada reagente é proporcional àquela aplicada na usina (75 g/t para o fubá, e 100 g/t para o berol). O tempo de condicionamento de cada etapa do ensaio é muito importante, devendo ser controlado para garantir a eficiência do processo.

O ensaio de flotação em bancada restringe-se à etapa *rougher* sendo realizada, portanto, apenas uma coleta do material flotado (espuma contendo a apatita), até a sua exaustão. A decisão em coletar somente os produtos *rougher* justifica-se pelo fato de que todos os problemas verificados na flotação da usina ocorrem nesta etapa e, desta forma, é possível também agilizar bastante o procedimento. O ensaio é feito em aberto, sem qualquer recirculação de massa ou água. Os produtos (concentrado e rejeito) são então secados em estufa e reservados para definição de sua composição química e mineralógica. Uma comparação entre dois ensaios aplicados na mesma amostra (over da classificação, obtido por incrementos, pilha 0823-1) apresentada na tabela 6, confirma a reproduzibilidade do ensaio.

Tabela 6: Comparação entre ensaios de flotação aplicados na mesma amostra

AMOSTRA ⇒	Alíquota "a"	Alíquota "b"
Pi (g)	399,40	396,30
Conc. Rou (g)	44,45	45,46
Rej. Rou (g)	354,13	345,98
Perdas (g)	0,82	4,86
Conc. Rou (%)	11,13	11,47
Rej. Rou (%)	88,67	87,30
Perdas (%)	0,21	1,23

Obs.: a amostra utilizada corresponde a um minério problema, tendo apresentado desempenho muito ruim na flotação, refletido na baixa recuperação obtida no concentrado final da usina.

3.2.6 Classificação Granulométrica

Esta operação, assim como as separações minerais, integram o processo de caracterização mineralógica, aplicado em todos os tipos de amostra, da mina e da usina, que seguem o mesmo roteiro (exceto o concentrado final).

A classificação granulométrica consiste no peneiramento, por via úmida, dos materiais em 48, 100 e 200 #. As três peneiras são colocadas em peneirador vibratório por 10 minutos, e em seguida todo o material é levado à estufa para secagem e pesagem (o material -200# é recolhido em balde e passa por decantação antes de secar). Esta operação é importante porque permite verificar o comportamento das amostras em função de cada faixa granulométrica, e além disso agiliza o ensaio das separações minerais posteriores. As faixas granulométricas foram determinadas de acordo com as necessidades verificadas na usina e também com as informações de trabalhos anteriores.

3.2.7 Separações Minerais

Corresponde aos ensaios em meio denso e à separação magnética através de aparelho do tipo Frantz isodinâmico. Este último, devido a problemas de massa de amostra, foi aplicado apenas nos produtos afundados do concentrado final, onde seus resultados seriam de maior proveito.

➤ **meio denso:** este tipo de separação de minerais aproveita a diferença de densidade entre eles (vide tabela 7, a seguir). O método é bastante eficiente, e neste caso utiliza um líquido de densidade elevada conhecida, no qual é adicionada a amostra. Decorrido o tempo necessário para formar uma boa coluna de separação (cerca de 16 horas), tem-se o material flutuado e o afundado (densidade maior que a do líquido).

TABELA 7: Densidade dos minerais do carbonatito.

MINERAL	FÓRMULA QUÍMICA	DENSIDADE (g/cm ³)
CALCITA	CaCO ₃	2,72
DOLOMITA	CaMg(CO ₃) ₂	2,85
FLOGOPITA	KMg ₃ Si ₃ AlO ₁₀ (F,OH) ₂	2,86
APATITA	Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F,Cl,OH)	3,15 - 3,20
OLIVINA (Fo)	Mg ₂ SiO ₄	3,27 - 4,37
MAGNETITA	Fe ₃ O ₄	5,18
PIRITA	FeS ₂	5,02
PIRROTITA	Fe _{1-x} S	4,58 - 4,65
CALCOPIRITA	CuFeS ₂	4,10 - 4,30
		Tetrabromoetano: 2,964

³ A retentividade da apatita para o óleo é sua característica de hidrofobicidade, ou seja, capacidade de aderir às bolhas de ar formadas durante a flotação.

O objetivo da aplicação desta operação é separar os carbonatos dos demais minerais. Assim, utilizando-se como meio denso o líquido TBE (tetrabromoetano), com densidade de 2,9 g/cm³ obtém-se, no material flutuado, a calcita, a dolomita e, ainda, a flogopita.

O procedimento utiliza material comum de laboratório químico: kitassatos 500 ml com rolha; bastão de vidro; vidros de relógio; funis de vidro para filtragem a vácuo; mangueiras de borracha; funil de decantação de 250 ml ou 500 ml com tampa; pissetas de 500 ml; suporte para o funil de decantação; tetracloreto de carbono, CCl₄ (como solvente para o TBE).

Ao final da operação, obtém-se 8 produtos por amostra (um afundado e um flutuado para cada faixa granulométrica), que precisam ser lavados repetidas vezes com CCl₄ (ou outro solvente do TBE) e, em seguida, levados à estufa para secarem, para garantir a eliminação do odor tóxico das amostras e, ainda, não interferir na pesagem.

Nota-se que este ensaio, apesar de eficiente, é demorado e desconfortável para o operador, e por isso será avaliada, fora do escopo deste trabalho de formatura, a possibilidade de evitar sua aplicação, visando a implantação do programa sistemático. Devido a estas características, decidiu-se realizar o ensaio em meio denso para todas as amostras selecionadas da usina, porém apenas para algumas da mina: F9/P1, F9/P2 (amostras da mesma frente que compõe a maior parte da pilha 0823-1, correspondendo às amostras da usina escolhidas) e, ainda, F10/P3, para que pudesse ser comparada com a F9/P2. Desse modo, manteve-se a possibilidade de correlacionar resultados da mina e da usina (F9), e ainda obter importantes dados sobre o carbonatito típico (F10), adequando a aplicação da caracterização mineralógica, que é mais intensiva, ao tempo disponível para realização do trabalho de formatura.

➤ **Frantz isodinâmico:** o objetivo da aplicação deste recurso consiste em separar a apatita dos demais minerais presentes, com densidades aproximadas ou maiores (olivina, magnetita remanescente, sulfetos e, em proporção bem menor, carbonatos e flogopita não liberados), e por isso é aplicado apenas nos produtos afundados. Obviamente, na prática o material não magnético não corresponderá a um concentrado puro de apatita.

Diversos testes foram realizados de modo a se determinar as condições operacionais e o procedimento do ensaio, tendo sido definido que cada uma das 4 faixas granulométricas passariam, sucessivamente, pelos campos magnéticos gerados pelas seguintes correntes: 0,3 A; 0,6 A e 1,2 A (os produtos gerados nos testes foram analisados em lupa binocular). As duas granulometrias mais finas são submetidas ao aparelho com inclinação frontal de 10°, e lateral de 25°, enquanto que para as mais grossas, a inclinação lateral é de 20°, de modo a evitar que os grãos pulem fora da calha.

A separação magnética pelo Frantz também é demorada (gasta entre 4 e 6h, em media, para cada corrente, dependendo da granulometria e da quantidade de amostra).

Aplicando-se um silo de maior capacidade, especificamente construído, o aparelho apresentou maior autonomia de operação.

Na versão anterior dos fluxogramas de caracterização mineralógica, este ensaio constava para todas as amostras. Entretanto, devido a problemas como quantidade de massa disponível, a aplicação desta operação foi racionalizada, tendo sido reservada apenas aos produtos afundados da amostra do concentrado final da usina.

3.2.8 Análises de composição mineralógica

Nesta etapa os produtos finais gerados por cada amostra (da mina e da usina) foram analisados através da aplicação de difração de raios-x (DRX, método do pó), e análises químicas por fluorescência de raios-x (FRX), eventualmente apoiados em observações em lupa binocular. Tais análises permitiram completar os balanços metalúrgicos e determinar alguns cálculos estequiométricos. As condições operacionais foram as seguintes:

➤ **Difração de raios-x:** o equipamento utilizado é da marca Philips, modelo PW1820, pertencente ao laboratório de tecnologia da empresa. O aparelho dispõe dos programas APD e *Identify* para determinar os parâmetros operacionais e possibilitar a interpretação dos difratogramas. O aparelho operou com 40 mA e 40 kV, utilizando tubo de cobre. O programa de análise foi definido com tamanho do passo (*step size: $^{\circ}2\theta$*) de 0.020, varredura ($^{\circ}2\theta$) de 5° a 70°, e tempo de 1 segundo por passo, demandando aproximadamente uma hora por amostra.

As amostras foram analisadas sob a forma de pastilhas, produzidas através da pulverização em moinho de panelas e prensagem. Este método foi aplicado apenas em alguns produtos, conforme definido nos fluxogramas, e os resultados estão dispostos nas tabelas 35 a 37.

➤ **Fluorescência de raios-x:** o equipamento utilizado é da marca Philips, modelo PW2400 pertencente ao laboratório de tecnologia da empresa. Todas as amostras foram submetidas a análise por FRX, sob a forma de pastilhas prensadas, assim como para a difração de raios-x, porém aplicando amido como ligante (proporção de 1,00g para 30,00g de amostra).

As análises utilizaram curvas de calibração já existentes e específicas para cada material, e por isso a análise de K_2O e/ou Al_2O_3 não estiveram disponíveis para algumas amostras (o laboratório da empresa ainda está se adequando a essa necessidade), prejudicando a determinação da quantidade de flogopita por cálculos estequiométricos. Além destes compostos, foram dosados também P_2O_5 e MgO (ambos são rotina no laboratório), SiO_2 , Fe_2O_3 , SO_3 e CaO .

Excepcionalmente, as amostras resultantes da caracterização do concentrado da usina (exceto sua lama), devido a indisponibilidade de massa suficiente para preparação de pastilha, foram analisadas no Laboratório de Caracterização Tecnológica do Departamento de Engenharia de Minas da Escola Politécnica da USP, sob a forma de pastilha fundida. Todos os resultados obtidos estão devidamente organizados no item a seguir.

4. RESULTADOS OBTIDOS E INTERPRETAÇÃO

A apresentação dos resultados obtidos está organizada segundo o desenvolvimento do trabalho, de modo a permitir uma melhor percepção da evolução na obtenção dos dados. As informações das atividades de campo e de laboratório estão naturalmente vinculadas, e este aspecto poderá ser facilmente notado no item referente às conclusões. Após cada conjunto de resultados, segue sua interpretação, facilitando a consulta às tabelas e, ainda, propiciando sua correlação.

4.1 Resultados das atividades de campo: mapeamento e amostragem

O mapeamento geológico de detalhe e respectivas amostragens foram realizados nas frentes de lavra apresentadas na tabela 8, a seguir.

TABELA 8: Relação das frentes de lavra mapeadas e respectivas amostras volumétricas

FRENTE	AMOSTRA*	BANCADA**	EXTENSÃO MAPEADA
F1	-	40 N	58 m
F5	-	- 60	5 m
F9	P1	50	60 m
F9	P2	50	
F10	P1	-10	
F10	P2	-10	
F10	P3	-10	
F10	P4	-10	
F10	P5	-10	
F13	-	40 N	40 m

As amostras sombreadas correspondem àquelas selecionadas para caracterização.

* ponto de coleta da amostra volumétrica

** referente ao pé da bancada, no nível onde foi realizado o mapeamento.

Os resultados detalhados do mapeamento, que constam no anexo 1, referem-se apenas às frentes de lavra selecionadas para caracterização (denominadas F9 e F10), sendo que para as demais, as informações de detalhe obtidas podem ser conferidas no mapa geológico (anexo7), e ainda na tabela 9, a seguir, que resume os aspectos mais importantes, extraídos das descrições de campo. As frentes F9 e F10 foram escolhidas por estarem situadas em uma área problemática da mina (no que se refere ao aproveitamento do minério na usina de concentração), com características geológicas mais complexas, denominada de “zona de xenólitos”. O mapeamento das outras frentes foi importante

porque, além de contribuir com a ampliação do conhecimento pessoal do depósito, também serviu de adaptação à metodologia desenvolvida para esta atividade.

Tabela 9: síntese das observações de campo referentes às frentes de lavra não selecionadas para caracterização.

FRENTE MAPEADA	DESCRÍÇÃO SUMÁRIA E COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA MÉDIA ESTIMADA
F1	<p><i>Magnetita carbonatito calcítico</i> (58m): carbonatito cinza, efervescência alta ao HCl, contendo muita magnetita, de granulometria variável porém predominantemente grossa, às vezes muito concentrada. A apatita é geralmente fina e orientada segundo fluxo vertical, formando lineação. Sua quantidade é bastante variável, ocorrendo porções ora muito enriquecidas, ora praticamente depletadas. Flogopita verde, de granulometria média, ocorre dispersa na rocha. Sulfetos pouco disseminados também estão presentes, além de pequena quantidade de olivina e ainda um mineral vermelho, que deve corresponder à perovskita. Muitas fraturas foram observadas, algumas com preenchimento carbonático, e geralmente propiciando oxidação localizada. Feições de recristalização dos carbonatos foram notadas, assim como alguns planos de falha estriados, estes evidenciando movimento. O carbonatito encontra-se predominantemente muito pouco alterado.</p> <p>C= 65%; M= 16%; A= 12%; F= 3%; S= 2%; O=2% (a quantidade de apatita e de magnetita é bastante variável).</p>
F5	<p><i>Carbonatito calcítico com flogopita</i> (5m): carbonatito branco a acinzentado, de efervescência alta ao HCl, composto por magnetita de granulometria média, apatita fina, flogopita verde fina a média, e pequena quantidade de sulfetos. A rocha apresenta-se um pouco alterada, feição constatada pela redução aparente de sua dureza.</p> <p>C= 72%; M= 12%; A= 8%; F= 6%; S= 2%; O=0%</p>
F13	<p><i>Magnetita carbonatito</i> (40m): carbonatito cinza, apresentando efervescência média a alta, com algumas porções mais calcíticas onde ocorrem, além dos carbonatos, apenas magnetita grossa concentrada. Apatita fina ocorre em quantidade inferior à média. A flogopita é verde e sua granulometria é bastante variável (fina até grossa). Olivina média a grossa está presente em pequena quantidade, assim como sulfetos finos dispersos na rocha. Um mineral vermelho observado deve corresponder a perovskita. Os minerais estão, de modo geral, orientados segundo um fluxo magmático. Esta feição é prontamente evidenciada através da observação da distribuição da magnetita. A quantidade deste mineral é bastante variável na rocha, e sua granulometria é mais grossa nas proximidades do contato com a zona de xenólitos. Muitas fraturas foram notadas (algumas causando oxidação localizada), devendo estar associadas a falhas de pequena extensão, cujo movimento pode ser constatado através de planos e espelhos.</p> <p>C= 68%; M= 16%; A= 8%; F= 4%; S= 2%; O=2%</p>

Os números entre parênteses referem-se à extensão mapeada.

C = carbonatos (calcita/dolomita), M = magnetita, A = apatita, F = flogopita, S = sulfetos, O = olivina.

Tabela 10: descrição litológica sintetizada das frentes de lavra mapeadas e amostradas.

TIPO AMOSTRADO	DESCRÍÇÃO SUMÁRIA E COMPOSIÇÃO MINERALÓGICA MÉDIA ESTIMADA
F9/P1	<p><i>Magnetita carbonatito rico em apatita</i> (material tipo de praticamente toda a extensão mapeada desta frente, = 52m): apatita grossa, às vezes concentrada, hábito prismático alongado, magnetita média a grossa, presença sulfetos (pirrotita ou pirita), rara ocorrência de flogopita e olivina, sempre grossas; presença de xenólitos foi verificada em quantidades gradativamente maiores, até o contato com jacupiranguito franco, onde ocorrem também as bordas de reação.</p> <p>C= 55%; M= 20%; A= 18%; F= 3%; S= 3%; O=1%</p>
F9/P2 (FOTO)	<p><i>Carbonatito calcítico oxidado</i>: presença de falha propiciou oxidação, pouco a medianamente intensa (conforme variação da cor de alteração, no intervalo de 8m); a rocha contém principalmente carbonatos (calcita/dolomita, efervescência mediana a alta), magnetita e apatita.</p> <p>C= 73%; M= 15%; A= 8%; F= 1%; S= 2%; O=1%</p>
F10/P1 (FOTO)	<p><i>Magnetita carbonatito calcítico com flogopita</i> (26,5m): apatita média a grossa, magnetita evidente na rocha e amplamente dispersa (grãos predominantemente grossos), presença de alguma quantidade de flogopita com granulação média e, mais raramente, sulfetos (pirrotita/pirita).</p> <p>C= 64%; M= 18%; A= 11%; F= 5%; S= 2%; O=0%</p>
F10/P2 (FOTO)	<p><i>Magnetita carbonatito calcítico com olivina</i> (6m): contém apatita e magnetita grossas, sulfetos disseminados, flogopita em menor quantidade, e olivina em proporção expressiva; minerais estão parcialmente afetados por oxidação superficial.</p> <p>C= 62%; M= 18%; A= 12%; F= 2%; S= <1%; O=6%</p>
F10/P3	<p><i>Carbonatito calcítico oxidado</i> (15m): afetado por oxidação pouco intensa, propiciada pela presença de falha. A olivina ocorre em menor quantidade e, além dos carbonatos, predomina a magnetita, contendo ainda apatita e flogopita. A granulometria é, em geral, média a grossa.</p> <p>C= 63%; M= 17%; A= 11%; F= 4%; S= 2%; O=3%</p>
F10/P4	<p><i>Magnetita carbonatito</i> (15m): rocha semelhante à amostra F10/P1, porém com granulometria geral um pouco reduzida, composição calcítica mantida, magnetita menos dispersa, presença de apatita prismática, média a fina, e ainda alguma quantidade representativa de flogopita e sulfetos.</p> <p>C= 66%; M= 17%; A= 10%; F= 4%; S= 2%; O=1%</p>

Os números entre parênteses referem-se à abrangência do tipo descrito na frente mapeada.

C = carbonatos (calcita/dolomita), M = magnetita, A = apatita, F = flogopita, S = sulfetos, O = olivina.

A descrição apresentada na tabela 10 servirá de base, adiante, para comparação com os resultados obtidos na caracterização desses subtipos preliminares de minério.

Após a detonação e o carregamento das frentes de lavra mapeadas e amostradas, foram determinados, entre as pilhas de homogeneização formadas, os intervalos de minério cujo trajeto na usina seria acompanhado para amostragem. O resultado desta seleção pode ser conferido na tabela 11, a seguir, que apresenta informações referentes às amostras obtidas.

TABELA 11: Amostras coletadas na usina e características das respectivas pilhas*

AMOSTRA	PILHA	INTERVALO	FRENTE	PROPORÇÃO	MASSA (t)	MATERIAL	FOGO
OVER CLASSIF.	0823-1	5 – 105 m	F9	68,34%	4319,77	Dolomítico	717
CONCENTRADO	0823-1	5 – 105 m					
REJEITO FINAL	0823-1	5 – 105 m					
OVER CLASSIF.	0823-2	105 – 170 m	F10	37,60%	1555,61	Calcítico	216
CONCENTRADO	0823-2	105 – 170 m					
REJEITO FINAL	0823-2	105 – 170 m					

As amostras sombreadas correspondem àquelas selecionadas para caracterização.

* inclui apenas as amostras compostas.

4.2 Resultados das atividades de laboratório

Os resultados da caracterização tecnológica e mineralógica, envolvendo todos os dados obtidos nos ensaios e as análises químicas de seus produtos, foram inicialmente lançados em planilhas de cálculo, sendo estas posteriormente transformadas em tabelas, conforme apresentado a seguir.

4.2.1 Caracterização Tecnológica

Partição em massa

A figura 5, logo abaixo, ilustra a distribuição granulométrica das amostras coletadas na mina, comparando-as com aquela obtida para o over da classificação da usina. Os valores que geraram as curvas devem ser conferidos nas tabelas 11 e 12, seguintes.

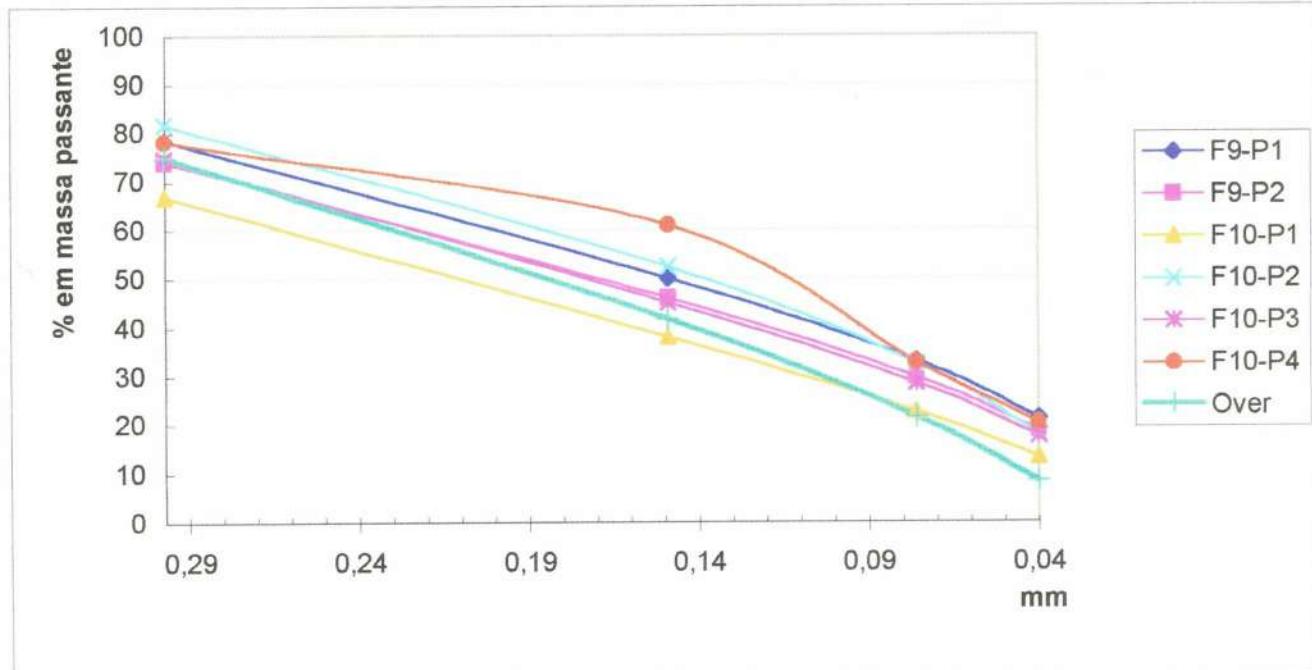


FIGURA 5: Distribuição granulométrica das amostras volumétricas x over da usina.

Tabela 12: Partição em massa das amostras volumétricas

Produto	PARTIÇÃO EM MASSA (PORCENTAGEM)											
	F9 - P1			F9 - P2			F10 - P1			F10 - P2		
	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual
MAGNETITA											2,99	
+ 48#	21,65	20,97	25,94	25,29	33,15	29,22	18,23	10,23	25,31	24,63	21,78	21,12
- 48 + 100 #	28,24	27,35	28,07	27,36	28,90	25,47	29,31	16,45	29,64	28,85	17,24	16,72
- 100 + 200 #	17,00	16,47	16,31	15,90	15,28	13,47	19,95	11,20	16,62	16,18	28,30	27,46
- 200 + 400 #	11,86	11,49	10,90	10,62	9,42	8,30	14,63	8,21	10,84	10,55	12,36	12,00
- 400 #	21,25	20,60	18,77	18,30	13,26	11,70	17,88	10,00	17,58	17,10	20,32	19,70
Total s/ magnetita	100	96,86	100	97,47	100	88,15	100	56,13	100	97,32	100	97,01

Tabela 13: Partição em massa das amostras da usina

Produto	PARTIÇÃO EM MASSA (PORCENTAGEM)					
	Over		Rejeito		Concentrado	
	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual	Ensaio	Tal Qual
MAGNETITA		1,98		2,14		0,00
+ 48#	25,06	24,57	26,33	25,77	10,55	10,55
- 48 + 100 #	33,32	32,66	30,55	29,90	36,07	36,07
- 100 + 200 #	20,15	19,75	18,89	18,49	26,35	26,35
- 200 + 400 #	13,01	12,75	14,49	14,18	16,38	16,38
- 400 #	8,47	8,30	9,74	9,50	10,65	10,65
Total s/ magnetita	100	98,02	100	97,86	100	100

Obs.: 48# = 0,295 mm; 100# = 0,149 mm; 200# = 0,074 mm; 400# = 0,037 mm.

A análise do gráfico da figura 5 permite comparar a moagem experimental com aquela realizada na usina. Neste caso, nota-se que o teste definido para este trabalho apresentou uma boa reprodução para as frações mais grossas. Entretanto, a dispersão aumenta conforme diminui a granulometria, significando que a moagem de laboratório está gerando maior porcentagem de finos (-400#) que a moagem industrial. Essa é uma característica usual da moagem em batelada aplicada em laboratório. Pretende-se, futuramente, realizar o ajuste fino desse processo através de novos testes variando a carga de bolas, o tempo de moagem, ou ainda substituindo o moinho utilizado por outro de maior diâmetro, até que se atinja a situação mais próxima possível àquela da usina. As amostras F9/P2 e F10/P3 são as que apresentaram a menor dispersão, em relação a curva do *over*, até a granulometria referente à malha 48, enquanto que, para as frações menores, a curva da amostra F10/P1 apresentou um bom ajuste em relação ao comportamento desejado, mesmo sob as condições de moagem aplicadas. De modo geral, esta é a amostra de granulometria mais fina entre as demais, enquanto que a F10/P2 é a mais grossa.

Analizando a tabela 12, verifica-se que para F9/P2 e F10/P3 a distribuição da %massa é bastante parecida, tendo sido ambas as amostras pré definidas como tipos litológicos semelhantes (carbonatito oxidado). Essa relação também pode ser considerada para F9/P1 e F10/P4 (magnetita carbonatitos), com exceção apenas ao valor anômalo desta última, conforme comentado.

A tabela de partição em massa das amostras volumétricas indica também que a faixa granulométrica de valores mais regulares (menos variáveis) corresponde a +48 -100#, com exceção de um valor anômalo referente a F10/P4. Este valor, muito inferior aos demais, está refletido no gráfico da figura 5, onde é facilmente verificado, e possivelmente esteja associado a algum problema operacional (peneiramento, moagem) a ser revisto. Via de regra, as amostras da mina, e principalmente o *over* e o rejeito da usina, caracterizam-se por apresentar 50% ou mais dos grãos retidos em 100#.

A alta variação da quantidade de magnetita nas amostras também pode ser constatada na tabela 12 que, comparada às informações da tabela 10, nota-se que F10/P1 e F10/P2 realmente contêm relevante proporção deste mineral, enquanto que F9/P1 e F10/P4, também definidos inicialmente como magnetita carbonatitos, apresentam magnetita em quantidade muito menor. Estas duas amostras também apresentaram a maior porcentagem de lama (-400#) entre as demais. Mesmo a amostra F10/P1, com apenas 13,26% de lama, gerou proporcionalmente mais partículas ultrafinas que a amostra típica (*over*: 8,47%). Porém, essa situação era esperada, pois o corte da deslamagem na usina, em d_{50} , é de 30 μ m, e no ensaio, de 37 μ m, sendo que o peneiramento tipicamente não reflete as mesmas condições do ciclone.

A partir da tabela 13 é possível observar que a partição em massa do over está, de modo geral, situada entre os limites definidos pelo concentrado e rejeito finais da usina, apesar do valor relativamente baixo obtido para a fração mais grossa (+48#) do concentrado. Aparentemente, a granulometria predominante da apatita dessa amostra corresponde a fração -48 +100#, e ainda -100 +200#, sendo que acima de 48# este mineral deve apresentar propriedades que reduzam sua flotabilidade. Em relação a magnetita, ocorreu o resultado esperado, com porcentagem massa no rejeito maior que no over. Outro fato relevante é a constatação de que os produtos finais, mesmo já tendo sido deslamados na usina, apresentaram ainda cerca de 10% de grãos passantes em 400#.

Balanço Metalúrgico na Granulometria

Na tabela 14, a seguir, destacam-se os resultados das amostras F10/P1 e F10/P2, tendo apresentado os maiores valores para P2O5, MgO e SiO2, em detrimento do CaO. A alta porcentagem de P2O5 foi confirmada pelas análises por difratometria de raios-x (vide tabela 36). F10/P1 e F10/P2 foram descritas como compostas por quantidades de flogopita (P1) e olivina (P2) pouco acima da média, fato que pode ter contribuição nos teores de SiO2 e MgO. Ambas as amostras contêm alta proporção de magnetita, sendo que no caso de F10/P1, uma quantidade razoável deste mineral compõe a lama; nos dois casos ocorrem valores excessivamente elevados de P2O5. Quanto as amostras obtidas na usina, nota-se que a porcentagem de P2O5 do over é um pouco maior que aquelas constatadas para F9/P1 e F9/P2, que correspondem a maior parte da pilha homogeneizada (68%), devendo ter havido importante contribuição do material minoritário nesta diferença de teores. Além disso, nota-se que estas lamas são essencialmente calcíticas, embora o material da frente de lavra 9 tenha sido definido como dolomítico, em função da porcentagem de MgO. O teor de P2O5 do concentrado também parece estar um pouco alto, apesar do bom resultado obtido para o rejeito.

Tabela 14: Balanço metalúrgico das lamas

	% peso	Teores (% em peso)									
		Tal	Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	CaO/ P2O5
F9/P1 - lama	20,58			3,31	3,47	1,26	nd	0,19	55,32	0,47	16,71
F9/P2 - lama	18,30			2,62	3,70	0,89	nd	0,72	55,80	0,27	21,30
F10/P1 - lama	11,69			7,81	7,96	2,36	0,27	17,04	40,78	0,37	5,22
F10/P2(2) - lama	10,03			11,41	7,74	2,77	0,40	1,06	43,63	0,49	3,82
F10/P3 - lama	17,11			4,14	3,85	1,36	nd	2,62	52,75	0,75	12,74
F10/P4 - lama	19,71			3,36	3,53	1,29	nd	0,38	55,47	0,54	16,51
over - lama	8,30			3,78	9,62	5,76	1,22	2,14	40,03	0,55	10,59
conc. - lama	10,65			17,74	8,50	4,12	1,52	nd	38,54	0,67	2,17
minério - lama	9,53			1,21	9,43	6,13	1,19	2,35	40,99	0,80	33,88

Tabela 15: Balanço metalúrgico da amostra F9/P1

F9 - P1	% peso			Teores (% em peso)						
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	CaO/P2O5
+400 #	78,75	76,28	4,65	2,42	0,91	nd	1,18	52,32	0,58	11,26
-400 #	21,25	20,58	3,31	3,47	1,26	nd	0,19	55,32	0,47	16,71
Total s/ magnetita	100	96,86	4,36	2,64	0,98	nd	0,97	52,96	0,56	12,14

Tabela 16: Balanço metalúrgico da amostra F9/P2

F9 - P2	% peso			Teores (% em peso)						
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	CaO/P2O5
+400 #	81,23	79,17	3,51	3,07	0,68	nd	1,29	51,95	0,41	14,80
-400 #	18,77	18,30	2,62	3,70	0,89	nd	0,72	55,80	0,27	21,30
Total s/ magnetita	100	97,47	3,34	3,19	0,72	nd	1,18	52,68	0,39	15,75

Tabela 17: Balanço metalúrgico da amostra F10/P1

F10 - P1	% peso			Teores (% em peso)						
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	CaO/P2O5
+400 #	86,74	76,46	10,05	6,79	5,02	0,00	13,78	39,44	0,61	3,92
-400 #	13,26	11,69	7,81	7,96	2,36	0,27	17,04	40,78	0,37	5,22
Total s/ magnetita	100	88,15	9,75	6,95	4,67	0,04	14,21	39,62	0,58	4,06

Tabela 18: Balanço metalúrgico da amostra F10/P2

F10 - P2	% peso			Teores (% em peso)					
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	Cao	CaO/P2O5
+40 #	82,12	46,09	9,52	10,87	4,09	1,74	36,36	32,53	0,17
-40 #	17,88	10,03	11,41	7,74	2,77	0,40	1,06	43,63	0,49
Total s/ magnetita	100	56,13	9,86	10,31	3,86	1,50	30,05	34,51	0,23
									3,50

Tabela 19: Balanço metalúrgico da amostra F10/P3

F10 - P3	% peso			Teores (% em peso)					
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	Cao	CaO/P2O5
+ 400#	82,42	80,21	7,08	2,64	1,13	nd	2,04	51,22	1,51
-400 #	17,58	17,11	4,14	3,85	1,36	nd	2,62	52,75	0,75
Total s/ magnetita	100	97,32	6,56	2,85	1,17	nd	2,14	51,49	1,38
									7,85

Tabela 20: Balanço metalúrgico da amostra F10/P4

F10 - P4	% peso			Teores (% em peso)					
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	Cao	CaO/P2O5
+ 400#	79,68	77,30	4,69	2,38	0,87	nd	1,25	52,24	0,48
- 40 #	20,32	19,71	3,36	3,53	1,29	nd	0,38	55,47	0,54
Total s/ magnetita	100	97,01	4,42	2,61	0,96	nd	1,07	52,89	0,49
									11,98

Tabela 21: Balanço metalúrgico da amostra do over da classificação da usina

OVER	% peso		Teores (% em peso)							
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	Cao	SO3	CaO/P2O5
+ 400#	91,53	89,72	4,71	7,81	7,15	nd	1,80	40,79	0,55	8,67
-400 #	8,47	8,30	3,78	9,62	5,76	1,22	2,14	40,03	0,55	10,59
Total s/ magnetita	100	98,02	4,63	7,96	7,04	0,10	1,83	40,72	0,55	8,80

Tabela 22: Balanço metalúrgico do concentrado final da usina

CÓNTRADO	% peso		Teores (% em peso)								Recuperação no Tal Qual (%)		
	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	Cao	SO3	Al2O3	CaO/P2O5	P2O5	MgO	SiO2	SO3
+ 48#	10,55	40,3	0,40	0,27	nd	0,22	54,2	0,01	nd	1,35	28	7	6
- 48 + 100 #	36,07	40,5	0,49	0,25	0,01	0,38	55,1	0,01	nd	1,36	37	11	7
- 100 + 200 #	26,35	36,8	1,23	0,77	0,12	0,31	52,9	0,01	nd	1,44	20	16	13
- 200 + 400 #	16,38	28,5	2,26	4,34	0,94	0,76	48,1	0,08	0,87	1,69	10	19	46
-400#	10,65	17,7	8,50	4,12	1,52	nd	38,5	0,67	nd	2,17	4	47	29
Total	100	36,6	1,55	1,23	0,28	0,35	52,7	0,08	0,13	1,44	100	100	100

O balanço metalúrgico da amostras volumétricas, apresentado nas tabelas 15 a 20, permite constatar que:

- ◆ a composição de F9/P1 e F9/P2 é calcítica e contém teores relativamente baixos de P2O5 (tabelas 15 e 16);
- ◆ a amostra F10/P1 apresenta alto teor de P2O5. O mesmo ocorre, excessivamente, para a SiO₂ e Fe₂O₃, sendo este último apoiado na elevada quantidade de magnetita verificada. Baseando-se no valor obtido para o MgO, este tipo pode ser considerado calcítico/magnesiano (tabela 17);
- ◆ F10/P2 mostrou conter elevado teor de SiO₂, e sobretudo de Fe₂O₃, sendo este claramente associado à magnetita, estando quase totalmente contida na granulometria +400#. A alta proporção deste mineral causa, naturalmente, grande diferença no recálculo dos teores onde é desconsiderada (vide diferenças para P2O5 e MgO, por exemplo), tabela 18;
- ◆ F10/P3 apresenta teores moderados de P2O5 e de SiO₂. O MgO é baixo, caracterizando um material calcítico. A quantidade de SO₃ é alta, apesar de originalmente ter sido descrita pequena quantidade de sulfetos (tabela 19);
- ◆ a amostra F10/P4 comportou-se praticamente como um carbonatito calcítico típico, com teores de P2O5 moderados a baixos (tabela 20);

O balanço metalúrgico da amostra do over da classificação da usina apresentou composição francamente dolomítica, apesar dos materiais F9/P1 e F9/P2 serem calcíticos. O teor de P2O5 é moderado, porém a quantidade verificada para a SiO₂ é altíssima, devendo certamente ter contribuído para o baixo desempenho na flotação.

Através do balanço metalúrgico do concentrado final (tabela 22), verificou-se que a maior proporção de P2O5 recuperado ocorre no material retido em 100# (65%). Esta característica reflete-se na relação CaO/P2O5, que é mais alta nas frações finas. A recuperação de MgO, SO₃ e SiO₂, em geral, aumenta conforme diminui a granulometria. Esse comportamento também pode ser notado para o K₂O e o Fe₂O₃. No caso do MgO e do SO₃, a recuperação na lama (-400#) é bem maior que nas outras frações.

Ensaios de flotação

Tabela 23: Balanço Metalúrgico dos Concentrados dos Ensaios de Flotação

AMOSTRA	% massa		Teores (% em peso)							Recuperação no ensaio (%)		
	Ensaios	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	Al2O3	P2O5	MgO
F9 - P1	11,87	9,06	30,89	1,23	0,60	0,06	0,70	53,10	0,31	0,15	78,90	6,00
F9 - P2	9,90	7,84	27,54	2,46	0,38	0,05	0,56	52,00	0,09	0,14	77,70	7,90
F10 - P1	3,57	2,73	33,58	2,51	2,00	0,25	2,32	51,00	0,61	0,42	11,90	1,30
F10 - P2	2,85	1,32	32,24	3,27	2,56	0,34	1,81	50,20	0,00	0,50	9,70	0,90
F10 - P3	17,97	14,41	34,27	1,53	0,47	0,05	1,07	53,20	0,43	0,15	87,00	10,40
F10 - P4	12,07	9,33	29,21	1,33	0,67	0,06	0,85	53,10	0,52	0,15	75,20	6,80
Over	8,63	7,74	25,95	4,08	2,21	0,23	2,07	48,50	1,28	0,36	47,6	4,5

Tabela 24: Balanço Metalúrgico dos Rejeitos dos Ensaios de Flotação

AMOSTRA	% massa		Teores (% em peso)							Recuperação no ensaio (%)		
	Ensaios	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	Al2O3	P2O5	MgO
F9 - P1	88,13	67,22	1,11	2,58	0,95	nd	1,25	52,22	0,62	nd	21,05	93,96
F9 - P2	90,10	71,33	0,87	3,14	0,71	nd	1,37	51,95	0,45	nd	22,33	92,07
F10 - P1	96,43	73,73	9,18	6,95	5,13	nd	14,20	39,01	0,61	nd	88,08	98,68
F10 - P2	97,15	44,78	11,92	7,66	6,55	nd	11,69	37,09	0,27	nd	92,64	98,76
F10 - P3	82,03	65,80	1,12	2,88	1,27	nd	2,25	50,79	1,75	nd	12,98	89,58
F10 - P4	87,93	67,97	1,32	2,52	0,90	nd	1,30	52,12	0,47	nd	24,76	93,24
Over	91,37	81,98	2,70	8,16	7,62		1,77	40,06	0,48		52,42	95,49

Tabela 25: Balanço Metalúrgico da Alimentação da Flotação

AMOSTRA	% massa		Teores (% em peso)							
	Ensaio	Tal Qual	P2O5	MgO	SiO2	K2O	Fe2O3	CaO	SO3	Al2O3
F9 - P1	100	76,28	4,65	2,42	0,91	nd	1,18	52,32	0,58	nd
F9 - P2	100	79,17	3,51	3,07	0,68	nd	1,29	51,95	0,41	nd
F10 - P1	100	76,46	10,05	6,79	5,02	nd	13,78	39,44	0,61	nd
F10 - P2	100	46,09	12,50	7,53	6,44	nd	11,41	37,46	0,26	nd
F10 - P3	100	80,21	7,08	2,64	1,13	nd	2,04	51,22	1,51	nd
F10 - P4	100	77,30	4,69	2,38	0,87	nd	1,25	52,24	0,48	nd
Over	100	89,72	4,71	7,81	7,15		1,80	40,79	0,55	

O balanço metalúrgico nos ensaios de flotação mostra que os teores de P2O5 dos concentrados (tabela 23) podem ser considerados, de modo geral, muito bons, estando acima do valor médio de 28%. Exceção se faz apenas para a amostra do over, com 25,95% de P2O5, que é um valor aceitável. Esse fato indica que o minério de menor proporção na pilha (cerca de 30%), e que não corresponde ao material da frente de lavra 9 (F9), apresentou influência relevante na definição das características do minério homogeneizado. A recuperação do over no ensaio foi muito baixa (aproximadamente 48%), e ainda pior para as amostras F10/P1 e F10/P2 (em torno de 10%). A amostra F10/P3, por outro lado, apresentou recuperação no *rougher* próxima à recuperação final (>90%).

Algumas amostras apresentaram altos teores de P2O5 na alimentação da flotação, e em apenas uma, correspondente a um minério oxidado (F10/P3), este fosfato foi mantido no concentrado. A elevada recuperação de P2O5 no rejeito verificada para F10/P1 e F10/P2 (tabela 24) reflete bem esta situação, ou seja, de presença relevante de apatita no rejeito *rougher*. Ainda na mesma tabela, é interessante notar a quantidade relativamente alta de P2O5 no rejeito do ensaio com o over, assim como de MgO e, principalmente, SiO2.

Em geral, o balanço metalúrgico dos concentrados das amostras da mina apresenta valores comparativamente pouco contrastantes, desconsiderando F10/P1 e F10/P2. Ambas contêm teores elevados de P2O5, e muito altos para o SiO2; os teores de K2O, Fe2O3, Al2O3 e ainda MgO também são bem maiores que aqueles obtidos para as demais amostras. Isso indica que deve haver uma quantidade relevante de flogopita (e talvez também de olivina e/ou magnetita) junto ao concentrado *rougher* do ensaio, o que pode ter relação com a recuperação baixíssima calculada para P2O5 e MgO.

O balanço metalúrgico da alimentação foi calculado segundo as tabelas do concentrado e do rejeito. Comparando os resultados do over com aqueles das amostras com as quais está associado (F9/P1 e F9/P2), observam-se diferenças muito grandes entre eles, principalmente para o MgO, o SiO2 e o Fe2O3, sempre maiores no over, o que evidencia novamente a forte influência do material minoritário da pilha (cerca de 30%) na determinação das características do minério beneficiado.

4.2.2 Caracterização Mineralógica

Ensaio em meio denso

A partir da tabela 26, é possível verificar que a amostra do *over* apresentou muitas características tidas como atípicas para um minério de qualidade, o que se confirmou na prática, tendo resultado em baixa recuperação na usina. O maior destaque é o teor de SiO₂, muito alto para o afundado (15,35%), e até para o flutuado (2,64%). A difratometria de raios-x demonstrou haver, além da apatita, diopsídio, olivina e flogopita não liberada no produto afundado. Todos esses minerais compõem o jacupiranguito, especialmente o diopsídio. Aliando este fato a análise do balanço metalúrgico dos ensaios em meio denso das amostras F9/P1 e F9/P2, que representam a maior parte do minério que resultou na amostra do *over*, é possível observar prontamente que não há correlação entre os teores dos elementos dosados para as amostras da mina e da usina, pelo menos na fração -48 +100#. Novamente, torna-se evidente que o material formador da menor proporção da pilha teve influência marcante na depreciação da qualidade do minério composto. É provável que esse material devesse conter uma quantidade significativa de xenólitos de jacupiranguito. O teor de P2O₅ apresentado pelo produto afundado do *over* (tabela 26) está muito aquém do esperado, enquanto que os valores de MgO e Fe₂O₃ estão bastante altos e, consequentemente, o CaO obtido é baixo. Verificou-se ainda que, em fração mais fina (-200 +400#), o diopsídio também ocorre no flutuado (vide tabela 35, com resultados da difratometria de raios-x).

O valor teórico da relação CaO/P2O₅ calculado para a fluorapatita pura é de 1,32 (McClellan, 1980, *apud* Lenharo, 1994). Todos os valores obtidos na tabela 26 para os produtos afundados foram superiores a este número, o que pode representar contaminação de outros minerais, principalmente carbonatos, ou ainda redução no grau de liberação da apatita. Entretanto, esta última hipótese é pouco consistente, tomando por base outros resultados da mesma tabela: o teor de P2O₅ no flutuado é baixo e, portanto, a quantidade de apatita não liberada é pequena. A recuperação de P2O₅ no ensaio das amostras volumétricas é alto, mas o mesmo não ocorre no rejeito, ou seja, apesar de conter pouca apatita, esse resíduo está associado a grãos não liberados. Portanto, para essas amostras, constatou-se que o problema de liberação existe, porém não é muito expressivo. A amostra que apresentou a maior proporção de fosfato apatítico foi a F9/P1 (1,38).

Uma avaliação geral dos teores das amostras volumétricas que constam na tabela 26 mostra que poucos são os valores atípicos, notando-se haver alta quantidade de Fe₂O₃ nos afundados de F9/P2 e F10/P3 (com pequena contribuição da oxidação). No caso da última, esse elemento também é alto no flutuado, assim como o SiO₂. O valor de SO₃ está bastante elevado no afundado, que deve conter relevante quantidade de sulfetos de ferro.

Em relação ao rejeito, nota-se haver alta porcentagem em peso de MgO e SiO₂ nos produtos afundado e flutuado, sendo que para o último, esse fato deve estar associado a um provável enriquecimento em flogopita. Essa característica da amostra está bem representada na recuperação do ensaio calculada para ambos os elementos. O rejeito afundado também contém elevado teor de Fe₂O₃, e baixo CaO.

Analizando os balanços de massa da tabela 27, nota-se que praticamente não há similaridade alguma entre o comportamento das amostras. A amostra do *over* apresenta as maiores porcentagens de afundado, o que não se verifica para as amostras com as quais está associado (F9/P1 e F9/P2). O rejeito, em geral, apresenta valores de porcentagem em peso intermediários em relação às amostras volumétricas e ao *over*. Todas as amostras, exceto o concentrado, naturalmente, apresentaram maior porcentagem em peso para o flutuado, havendo um tendência geral de aumentar nas frações mais finas.

A partir da tabela 28, para a amostra do concentrado final, é possível considerar, em função da porcentagem em peso e dos teores de P₂O₅, que cerca de 99% da apatita está contida no afundado. O restante, presente no flutuado, equivale à apatita não liberada, sendo que na fração mais fina (-200 +400#), essa quantidade é um pouco maior que nas demais. O valor da relação CaO/P₂O₅ nos afundados é bem mais alto que o teórico (1,32) nas duas frações mais grossas. Este súbito aumento provavelmente está associado a presença de outros minerais além da apatita (silicatos).

Os teores de MgO são bem maiores nos flutuados que nos afundados, indicando que o magnésio está contido principalmente na dolomita.

Tabela 26: Balanço Metalúrgico dos Ensaios em Meio Denso (fração 48 + 100 #)

A mostra	Fração	% peso	Teores (% em peso)						Recuperação no Ensaio(%)			
			P205	MgO	SiO2	Fe2O3	CaO	SO3	CaO/P205	P205	MgO	SiO2
-	- 48 + 100 #	ensaio										
F9 - F1	Flutuado	85.14	0.15	2.46	0.67	0.99	53.04	0.05	353.60	2.23	93.92	80.34
	Afundado	14.86	37.72	0.91	0.92	3.75	52.2	3.36	1.38	97.77	6.08	19.66
	Fração	100	5.73	2.23	0.71	1.40	52.92	0.54	9.23	100	100	100
F9 - P2	Flutuado	89.54	0.18	3.15	0.49	0.98	52.14	0.03	289.67	4.22	96.36	81.22
	Afundado	10.46	34.98	1.02	0.97	7.90	50.30	2.34	1.44	95.78	3.64	18.78
	Fração	100	3.82	2.93	0.54	1.70	51.95	0.27	13.60	100	100	100
F10 - P3	Flutuado	80.76	0.32	3.09	1.50	1.29	51.02	0.15	159.44	3.85	96.65	93.19
	Afundado	19.24	33.53	0.45	0.46	9.89	49.80	5.77	1.49	96.15	3.35	6.81
	Fração	100	6.71	2.58	1.30	2.94	50.79	1.23	7.57	100	100	100
Over	Flutuado	68.62	0.42	7.25	2.64	1.07	45.11	0.09	107.40	5.07	52.23	27.33
	Afundado	31.38	17.19	14.5	15.35	11.44	29.45	1.54	1.71	94.93	47.77	72.67
	Fração	100	5.68	9.53	6.63	4.32	40.20	0.55	2.88	100	100	100
Rejeito	Flutuado	79.58	0.28	7.36	2.91	1.10	45.91	0.08	163.96	46.2	51.4	29,1
	Afundado	20.42	1.27	27.08	27.65	22.94	21.09	2.33	16.61	53,8	48,6	70,9
	Fração	100	0.43	10.29	6.59	4.34	42.22	0.41	98.86	100	100	100

Tabela 27: Balanços de Massa dos Ensaios em Meio Denso

		Amostra	F9 - P1 % peso	F9 - P2 % peso	F9 - P3 % peso	Over % peso	Rejeito % peso
Fração	Produto	Ensaio	Tal qual	Ensaio	Tal qual	Ensaio	Tal qual
+ 48#	Flutuado	89,66	18,80	89,79	22,70	76,73	18,90
	Afundado	10,34	2,17	10,21	2,58	23,27	5,73
	Fração	100	20,97	100	25,29	100,00	24,63
- 48 + 100 #	Flutuado	85,14	23,29	89,54	24,50	80,76	23,30
	Afundado	14,86	4,06	10,46	2,86	19,24	5,55
	Fração	100	27,35	100	27,36	100,00	28,85
- 100 + 200 #	Flutuado	90,61	14,92	92,70	14,74	83,42	13,50
	Afundado	9,39	1,55	7,30	1,16	16,58	2,68
	Fração	100	16,47	100	15,90	100,00	16,18
- 200 + 400 #	Flutuado	96,85	11,13	99,14	10,53	94,91	10,01
	Afundado	3,15	0,36	0,86	0,09	5,09	0,54
	Fração	100	11,49	100	10,62	100,00	10,55

Tabela 28: Balanços de massa e metalúrgico dos ensaios em meio denso para o concentrado final da usina

		% peso						Teores (% em peso)				
		Ensaios	Tal qual	P ₂ O ₅	MgO	SiO ₂	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	CaO	SO ₃	Al ₂ O ₃	CaO/P2O5
+ 48#	Flutuado	1,85	0,20	19,70	4,37	1,68	nd	0,46	50,4	0,04	0,12	2,56
	Afundado	98,15	10,36	40,66	0,32	0,24	nd	0,21	54,25	0,01	nd	1,33
	Fração	100	10,55	40,28	0,40	0,27	nd	0,22	54,18	0,01	nd	1,35
- 8 + 100 #	Flutuado	2,68	0,97	11,30	5,92	0,95	0,19	0,26	53,3	nd	0,03	4,72
	Afundado	97,32	35,10	41,30	0,34	0,23	nd	0,38	55,15	0,01	nd	1,34
	Fração	100	36,07	40,49	0,49	0,25	0,01	0,38	55,10	0,01	nd	1,36
- 100 + 200 #	Flutuado	1,56	0,41	6,17	6,80	3,42	0,95	0,57	51,4	0,05	0,75	8,33
	Afundado	98,44	25,94	37,28	1,14	0,72	0,11	0,31	52,92	0,01	0,03	1,42
	Fração	100	26,35	36,79	1,23	0,77	0,12	0,31	52,89	0,01	0,04	1,44
- 200 + 400 #	Flutuado	9,65	1,58	3,67	13,40	11,2	2,95	1,52	36,6	nd	2,97	9,97
	Afundado	90,35	14,80	31,10	1,07	3,61	0,73	0,68	49,36	0,09	0,65	1,59
	Fração	100	16,38	28,45	2,26	4,34	0,94	0,76	48,13	0,08	0,87	1,69

Tabela 29: Balanços de massa e metalúrgico dos ensaios em separador magnético Frantz para o concentrado final da usina

		% peso						Teores (% em peso)				
		Ensaios	Tal qual	P ₂ O ₅	MgO	SiO ₂	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	CaO	SO ₃	Al ₂ O ₃	CaO/P2O5
+ < 3#	Magnético	1,12	0,12	28,70	3,35	4,99	0,19	17,00	41,30	0,76	0,23	1,44
	Não magnet.	98,88	10,24	40,80	0,29	0,19		0,02	54,40			1,33
	Afundado	100,00	10,36	40,66	0,32	0,24	nd	0,21	54,25	0,01	nd	1,33
- 48 + 100 #	Magnético	0,87	0,30	18,20	3,17	3,67	0,21	39,50	26,50	0,73	0,28	1,46
	Não magnet.	99,13	34,80	41,50	0,32	0,20		0,04	55,40			1,33
	Afundado	100	35,10	41,30	0,34	0,23	nd	0,38	55,15	0,01	nd	1,34
- 100 + 200 #	Magnético	0,87	0,22	12,10	10,60	14,90	2,45	24,30	20,40	0,50	3,15	1,69
	Não magnet.	99,13	25,71	37,50	1,06	0,60	0,09	0,10	53,20	0,01		1,42
	Afundado	100	25,94	37,28	1,14	0,72	0,11	0,31	52,92	0,01	0,03	1,42
- 100 + 400 #	Magnético	3,19	0,47	3,89	22,10	32,10	6,13	9,73	8,73	1,87	7,30	2,24
	Não magnet.	96,81	14,33	32,00	0,38	2,67	0,55	0,38	50,70	0,03	0,43	1,58
	Afundado	100	14,80	31,10	1,07	3,61	0,73	0,68	49,36	0,09	0,65	1,59

Separação Magnética Frantz

Os resultados apresentados na tabela 29 mostram que a quantidade de minerais magnéticos (até 1,2A) contida no concentrado final é muito pequena, exceto na fração mais fina, onde atinge 3,19%. O teor de P2O5 no produto magnético decresce com a granulometria, ou seja, a maior parte de apatita não liberada de minerais magnéticos está nas frações mais grossas. Este fato está refletido na relação CaO/P2O5, que varia, nos não magnéticos, de 1,33 (até +100#) a 1,58.

Ao contrário do P2O5, os teores de MgO e SiO2 aumentam conforme diminui a granulometria, ocorrendo uma elevação bastante expressiva a partir da fração -100 +200#. Entretanto, o Fe2O3 não apresenta esse comportamento, pressupondo que entre os magnéticos, nas duas frações mais finas (principalmente -200#), há um predomínio de silicatos magnesianos em relação à apatita.

Estimativas de composição mineralógica

A estimativa da composição mineralógica foi tentativamente realizada neste trabalho, baseando-se no universo de dados gerados, principalmente no balanço metalúrgico apresentado nas tabelas 15, 16, 19, 21 e 22. Entretanto, a determinação da magnetita ficou prejudicada devido a problemas diversos, como aqueles pertinentes ao método de obtenção da amostra (através do WHIMS, vide item 3.2.3), e a análise por fluorescência de raios-x (devido a impurezas, os elementos ficaram fora da curva de calibração, definida para magnetita pura, da usina, gerando resultados que não puderam ser aproveitados). Desta forma, a estimativa mineralógica considerou a % peso de magnetita obtida no ensaio de separação magnética como referência. Porém, conforme descrições de campo, todos os valores que constam nas tabelas a seguir podem ser maiores.

A estimativa mineralógica da amostra F9/P1 (tabela 30) mostra que a elevada quantidade de apatita descrita no mapeamento não corresponde a realidade, sendo que, inclusive, a % de apatita (10,29%) está abaixo do valor médio do depósito, 12%. A estimativa para a amostra F10/P3 demonstrou o contrário, ou seja, mais apatita que o esperado, sendo a mais enriquecida (15,55% no tal qual). Já F9/P2 apresentou a mesma quantidade de apatita que aquela definida visualmente. Em relação às lamas, em todos os casos foi confirmado que nelas a apatita ocorre sempre em menor quantidade na fração +400#. Na usina de tratamento de minério, esse material (< 30 μ) é analisado constantemente, e justamente devido ao fato de apresentar teores médios de P2O5 em torno de 3%, é que foi possível aproveitá-lo no processo recentemente instalado para o

rejeito ultrafino, com meta de produção de 4500 t/mês de concentrado apatítico (quase 10% do total).

Todas as amostras das tabelas 30 a 33 apresentaram quantidade de carbonatos (calcita+dolomita) muito superior àquela determinada em campo. Em todos os casos, a quantidade de dolomita variou de 8,03% (F9/P1) a 11,20% (F9/P2) no tal qual, porém, conforme os balanços metalúrgicos de cada amostra (tabelas 15, 16, 19 e 21), apenas o over tem % de MgO suficiente ($> 8,00\%$) para ser considerado como minério dolomítico. Isso evidencia, mais uma vez, que 68% do material da pilha 0823-1 (referente a amostra do over), que corresponde ao minério da frente 9 (F9), é calcítico, enquanto que os demais 32% certamente continham elevada porcentagem de MgO.

As estimativas da mica estiveram bastante próximas daquelas esperadas, confirmado as observações do mapeamento (vide tabela 10), sendo F10/P3, com 3,06% no tal qual, a mais enriquecida, enquanto que F9/P2, apresentou apenas cerca de 1,62%. Um fato interessante em relação a este mineral, demonstrado pela difração de raios-x, é que as micas analisadas correspondem à flogopita com Ba substituindo parcialmente o K em sua estrutura. A relevante quantidade de bário no carbonatito já havia sido constatada em análises químicas apresentadas em trabalhos anteriores (como, por exemplo, em Gaspar, 1989).

Em relação aos sulfetos, apenas a amostra F10/P3 apresentou valor estimado atípico (2,42% tal qual), tendo sido constatado cerca de 2% no mapeamento de campo. Este valor pode ser considerado um pouco alto (idealmente, não deve ser muito maior que 1%), sendo que com a implantação da caracterização tecnológica e mineralógica sistemática, espera-se definir, com alguma exatidão, o limite a partir do qual os sulfetos poderão representar deficiências no processo de beneficiamento do minério.

A olivina, incluída nas estimativas como "outros" (junto aos demais minerais com porcentagem em peso $< 1\%$), está presente em quantidades muito pequenas, segundo as tabelas 30 a 34, apesar de ter sido atribuído um valor de 3% para a amostra F10/P3 em campo (tabela 10). Entre as amostras volumétricas, aquela com maior porcentagem peso estimada para "outros" é F9/P2, com 0,70% tal qual. O over da classificação apresentou valor muito alto para esta categoria de minerais (7,46% tal qual). Os resultados das análises por difratometria de raios-x (tabela 35) mostrou haver presença expressiva de diopsídio e olivina no produto afundado +100# dessa amostra. Este fato sugere a hipótese de contaminação, na blendagem, do minério calcítico da frente de lavra 9 com jacupiranguito ou, possivelmente, material contendo xenólitos, resultando em um minério considerado como dolomítico, em função do teor de MgO ($> 8,00\%$), e com % peso normal de apatita (11,05%, tabela 33). A quantidade estimada de mica para o over é alta (3,98%), e também foi denunciada na análise por DRX (tabela 35).

As tabelas de estimativa mineralógica mostram, ainda, que a mica e a dolomita tendem a apresentar maior porcentagem peso na lama que na fração mais grossa, sendo que a calcita também segue esta tendência, em menor intensidade, apesar disto não ter sido verificado na amostra do over, o que deve ter relação com as características expostas acima. Os sulfetos, por outro lado, acompanham a apatita, ou seja, em geral estão contidos em menor quantidade nas lamas que na fração +400#.

A estimativa mineralógica do concentrado também foi calculada (tabela 34), revelando haver expressiva redução na quantidade de apatita para as frações mais finas. Por outro lado, a porcentagem em peso da mica e dos carbonatos tende a aumentar conforme se reduz a granulometria. Os minerais definidos como "outros" ocorrem em quantidade bastante alta nos finos (até 20% em peso). Entretanto, a análise da lama (-400#) do concentrado, através de difração de raios-x (tabela 36), mostrou haver apenas apatita, calcita e flogopita (e talvez montmorillonita).

Tabela 30: Composição mineralógica calculada para a amostra F9/P1 (estimativa)

F9 - P1	% peso			% peso					
	Ensaios	Tal Qual	mica	dolomita	calcita	apatita	sulfetos	outros	magnetita
TAI - QUAL	100	2.46	8.03	74.76	10.29	0.97	0.34	3.14	
+400 #	78.75	76.28	2.37	7.22	77.80	11.32	1.05	0.24	-
-400 #	21.25	20.58	3.18	12.28	74.88	8.06	0.85	0.75	-
Total s/ magnetita	100	96.86	2.54	8.29	77.18	10.63	1.01	0.35	-

Tabela 31: Composição mineralógica calculada para a amostra F9/P2 (estimativa)

F9 - P2	% peso			% peso					
	Ensaios	Tal Qual	mica	dolomita	calcita	apatita	sulfetos	outros	magnetita
TA - QUAL	100	1.62	11.20	75.32	7.94	0.68	0.70	2.53	
+20 #	81.23	79.17	1.53	10.80	77.52	8.55	0.75	0.85	-
-20 #	18.77	18.3	2.25	14.49	76.23	6.38	0.49	0.16	-
Total s/ magnetita	100	97.47	1.67	11.49	77.28	8.15	0.70	0.72	-

Tabela 32: Composição mineralógica calculada para a amostra F10/P3 (estimativa)

F10 - P3	% peso			% peso					magnetita
	Ensaio	Tal Qual	mica	dolomita	calcita	apatita	sulfetos	outros	
TAL QUAL	100	3.06	8.55	66.65	15.55	2.42	0.44	2.68	
+ 400#	82.42	80.21	3.09	7.73	68.76	17.24	2.72	0.46	-
-400 #	17.58	17.1	3.43	13.74	70.97	10.09	1.35	0.43	-
Total s/ magnetita	100	97.32	3.15	8.79	68.49	15.98	2.48	0.45	-

Tabela 33: Composição mineralógica calculada para a amostra do over da classificação da usina (estimativa)

OVER	% peso			% peso					magnetita
	Ensaio	Tal Qual	mica	dolomita	calcita	apatita	sulfetos	outros	
TAL QUAL	100	3.98	9.18	65.38	11.05	0.97	7.46	1.98	
+ 400#	91.53	89.72	3.09	7.73	68.76	11.46	0.99	7.97	-
-400 #	8.47	8.30	14.53	27.06	44.49	9.21	0.99	3.72	-
Total s/ magnetita	100	98.02	4.06	9.37	66.70	11.27	0.99	7.61	-

Tabela 34: Composição mineralógica estimativa do concentrado final da usina

CONCENTRADO	apatita	magnetita	sulfetos	mica	outros	calcita	dolomita
+ 48#	97	0,2	nd	nd	1,9	0,3	1,0
- 48 + 100 #	97	0,4	nd	nd	1,6	0,0	0,5
- 100 + 200 #	88	0,4	0,1	0,2	10	1,4	0,2
- 200 + 400 #	68	0,5	0,4	2,0	20	6,6	2,4

Difratometria de raios-x

Os resultados das análises por DRX estão apresentados nas tabelas 35 a 37, e comentados a seguir. Os minerais considerados como principais são aqueles que ocorrem em quantidade relativa mais expressiva, representados pelos picos de maior intensidade nos difratogramas.

Tabela 35: resultados obtidos por difratometria de raios-x para os produtos dos ensaios em meio denso.

AMOSTRA	MATERIAL	MINERAIS PRINCIPAIS	OUTROS
OVER	afundado +100#	A, diopsídio, O, F	-
OVER	flutuado +48#	C, D, F	-
OVER	flutuado +100#	C, D, F	-
OVER	flutuado +200#	C, D, F	-
OVER	flutuado +400#	D, C, F, A, diopsídio	-
REJEITO	afundado +100#	diopsídio, augita, O, F, A	pirrotita
REJEITO	flutuado +48#	C, D, F	-
REJEITO	flutuado +100#	D, C, F	-
REJEITO	flutuado +200#	D, C, F	-
REJEITO	flutuado +400#	C, D, F	diopsídio
F9/P1	afundado +100#	A	-
F9/P1	flutuado +48#	C, D	F
F9/P1	flutuado +100#	C, D	F
F9/P1	flutuado +200#	C	D, A, F
F9/P1	flutuado +400#	C, D, A	-
F9/P2	afundado +100#	A	-
F9/P2	flutuado +48#	C, D	F
F9/P2	flutuado +100#	C, D	-
F9/P2	flutuado +200#	C, D	A, F
F9/P2	flutuado +400#	C, D	A, F
F10/P3	afundado +100#	A	O
F10/P3	flutuado +48#	C, D	F, serpentina
F10/P3	flutuado +100#	C, D	A
F10/P3	flutuado +200#	C, D	A, serpentina
F10/P3	flutuado +400#	C, D, A	serpentina

A = apatita, C = calcita, D = dolomita, F = flogopita (com Ba), O = olivina

Entre os resultados da amostra do over, destaca-se aquele obtido para o afundado, evidenciando a presença do diopsídio (principal piroxênio do jacupiranguito), e também da flogopita não liberada. Em relação aos flutuados, nota-se que a fração -200 +400# mantém o diopsídio e contém um pouco de apatita, arrastada mecanicamente no ensaio.

Para o rejeito, todos os resultados dos flutuados foram normais, exceto por uma pequena ocorrência do diopsídio na fração mais fina, conforme verificado no over (o produto

afundado do rejeito contém relevante quantidade dos piroxênios diopsídio e augita, além de alguma flogopita.

Os resultados obtidos para os produtos das amostras F9/P1 e F9/P2 não apresentaram características incomuns, e indicaram conter pouca flogopita. Verificou-se ainda a permanência de uma pequena quantidade de apatita arrastada nas frações mais finas dos flutuados.

A amostra F10/P3 também apresenta um aparente aumento na quantidade de apatita arrastada à medida que se reduz a granulometria do flutuado. A possibilidade de uma pequena presença de serpentina no flutuado foi proposta pela interpretação dos difratogramas gerados, e pode ter alguma relação com a olivina observada em campo.

Tabela 36: resultados obtidos por difratometria de raios-x para as lamas.

AMOSTRA	MATERIAL	MINERAIS PRINCIPAIS	OUTROS
OVER	lama	C, D, F	A, clinocloro*
CONCENTRADO	lama	A, C, F	montmorillonita*
REJEITO	lama	C, D	F, O, clinocloro*, enargita*
F9/P1	lama	C	D, crossita*
F9/P2	lama	-	C, D
F10/P1	lama	C, A	D, F, clinocloro*
F10/P2 - 1	lama	C, D	A, F
F10/P2 - 2	lama	C, D, A	F, clinocloro*
F10/P3	lama	C	D, A, F, clinocloro*
F10/P4	lama	C, D	A, arfvedsonita*, F

A = apatita, C = calcita, D = dolomita, F = flogopita (com Ba), O = olivina.

obs.: F10/P2-2 equivale a amostra F10/P2 original, sendo a outra apenas uma replicata.

* Minerais menos comuns no carbonatito e que foram sugeridos pela interpretação dos difratogramas:

clinocloro: mineral do grupo da clorita;

montmorillonita: argilo mineral contendo Al e Na;

arfvedsonita e crossita: anfibólios contendo Na e Fe;

enargita: arsênio sulfeto de cobre.

As lamas, de um modo geral, apresentaram resultados conforme o esperado. Entre os minerais de ocorrência menos provável (ressaltados por um asterisco), destacam-se os anfibólios, podendo estar contidos em pequena quantidade nas amostras F9/P1 e F10/P4, que representam a carbonatito típico. Ademais, nota-se a presença de alguma olivina no rejeito final, não devendo estar associada às amostras F9, mas sim ao material que compôs a menor proporção da pilha de minério que alimentou a usina. O elevado teor de apatita na lama das amostras F10/P1 e F10/P2 também se refletiu nos respectivos difratogramas.

Tabela 37: resultados obtidos por difratometria de raios-x para os produtos magnetita.

AMOSTRA	MATERIAL	MINERAIS PRINCIPAIS	OUTROS
F9/P1	magnetita	M, Py, C, D, A	F
F9/P2	magnetita	nd	nd
F10/P1	magnetita	M, C, A, D, F	-
F10/P2 - 1	magnetita	M, C, A, D	F
F10/P2 - 2	magnetita	M, C, A, D	F
F10/P3	magnetita	nd	nd
F10/P4	magnetita	M, C, D, Py, pirrotita	F

A = apatita, C = calcita, D = dolomita, F = flogopita (com Ba), O = olivina, Py = pirita

Os resultados da difratometria de raios-x da magnetita, obtido através do ensaio de separação magnética pelo WHIMS (*Wet High Intensity Magnetic Separator*), confirmou a presença significativa de contaminantes, comparada ao produto da usina. Esse contaminantes são, principalmente, calcita, apatita e dolomita, além de um pouco de flogopita. Entre esses minerais, provavelmente deve haver uma parcela que corresponda a grãos não liberados da magnetita. As amostras F9/P1 e F10/P4 demonstraram conter também impurezas com sulfetos (pirita e pirrotita).

5. CONCLUSÕES E CONSIDERAÇÕES FINAIS

A comparação entre a composição mineralógica descrita em campo e aquela estimada através do universo de dados gerados em laboratório conduziu as seguintes conclusões:

- ◆ a amostra F9/P1 contém menos magnetita e apatita que o esperado devendo, portanto, ser classificada como um carbonatito calcítico típico, e sua granulometria (assim como F10/P2) está entre as mais grossas analisadas;
- ◆ a amostra F9/P2 apresentou características muito próximas daquelas descritas preliminarmente;
- ◆ a amostra F10/P1, apesar de conter bastante magnetita, esta ocorre em quantidade menor que aquela estimada em campo, enquanto que a mica parece estar mesmo presente em proporção pouco acima da média (a informação é inferida porque esta amostra não foi selecionada para aplicação dos ensaios de mineralogia de detalhe), e o teor de MgO é suficiente para considerá-la como calcítica - magnesiana;
- ◆ a descrição da amostra F10/P2 definida pelo mapeamento, neste caso, também esteve bastante próxima daquela obtida experimentalmente, caracterizando-a como um magnetita carbonatito calcítico com olivina, apresentando granulometria grossa, quando comparada aos outros tipos de minério analisados. Em relação a apatita, esta ocorre em quantidade um pouco maior e está contida em maior teor na lama que na fração +400#, o que não é um comportamento típico (esse tipo de minério corresponde a menor proporção da frente de lavra 10);
- ◆ a descrição de campo da amostra F10/P3 também apresentou alta correlação com as características obtidas através dos ensaios aplicados, sendo que a oxidação, assim como para F9/P2, não imprime características mineralógicas marcantes, provavelmente devido ao fato de ser praticamente incipiente na rocha;
- ◆ a amostra F10/P4 contém menos magnetita que o determinado em campo, e ainda, segundo os ensaios, não apresenta muita semelhança com F10/P1, conforme fora descrito. A granulometria é um pouco grossa (vide comportamento na figura 5), e a amostra corresponde, de modo geral, a um carbonatito calcítico típico.

Essas conclusões tornam ainda mais evidente a importância do mapeamento das frentes de minério, que representa um recurso de alta relevância para o planejamento de lavra, devendo ser executado rotineiramente, porém de forma mais objetiva, otimizada em função apenas dos parâmetros relevantes ao beneficiamento do minério, visando requerer menor tempo.

Avaliando o comportamento das amostras de carbonatito típico (F9/P1 e F10/P4) na moagem experimental, através da comparação das curvas granulométricas em relação a

amostra da usina (*over*), conclui-se que este ensaio deve ser otimizado em relação aos finos gerados. Verificou-se, também, que a magnetita grossa não necessariamente é a principal responsável pela caracterização de uma amostra como de maior resistência à moagem, fato este evidenciado por F10/P1, que contém elevada presença do referido mineral, e comporta-se como a amostra moída mais fina em relação às demais (figura 5). F10/P1 e F10/P2 são as amostras que contêm mais magnetita, enquanto que o carbonatito típico (F9/P1 e F10/P4) apresentou a menor quantidade deste mineral e, ainda, a maior proporção de lama, em relação às demais. A similaridade entre F9/P1 e F10/P4 estende-se também, de certo modo, ao balanço de massa, verificada através da distribuição granulométrica (tabela 12). Esta característica também pode ser notada, com a mesma intensidade, entre as amostras F9/P2 e F10/P3, tendo sido ambas descritas como carbonatito calcítico oxidado. Estas amostras figuram entre aquelas onde se obteve as melhores recuperações de P2O5 no ensaio de flotação.

Em se tratando do ensaio de separação magnética, constatou-se que o produto retido na matriz do aparelho utilizado (WHIMS), contém muito mais impurezas que a magnetita separada na usina. Este fato era esperado e, frente aos recursos disponíveis, demonstrou ser o mais apropriado. Entretanto, a elevada quantidade de impurezas impossibilitou a obtenção, em tempo hábil, das análises químicas (por fluorescência de raios-x) dos produtos gerados nos ensaios, sendo que a maioria dos elementos dosados estiveram fora dos limites da curva de calibração definida a partir da magnetita produzida pela usina. Portanto, para a implantação sistemática do trabalho, serão necessários também alguns ajustes.

A flotação em bancada (*batch*) apresentou desempenho muito bom. A comparação entre os resultados obtidos no concentrado e no rejeito para as amostras F9/P1 e F9/P2 em relação ao *over* demonstrou pouca similaridade, apesar de representarem mais de dois terços do material da pilha, conforme exposto anteriormente. O teor de P2O5 na alimentação da flotação (assim como o de SO3) é semelhante nos três casos, porém o *over* contém muito mais MgO e SiO2 (valores anômalos), um pouco menos de Fe2O3, e menor quantidade de CaO.

O desempenho dos ensaios em meio denso foi muito bom, apesar das dificuldades intrínsecas ao método, e o estudo da liberação da apatita na fração eleita (-48 +100#) produziu bons resultados nas condições operacionais disponíveis, indicando que a faixa granulométrica escolhida é bastante adequada e representativa para fins comparativos. A boa seletividade do ensaio em meio denso foi verificada na prática e confirmada através de seus resultados, como na tabela 26, a partir da qual é possível comparar os teores obtidos para os produtos afundado e flutuado, principalmente em relação ao P2O5, Fe2O3 e SO3.

As estimativas mineralógicas, de um modo geral, ao serem comparadas com as observações do mapeamento (considerando as possíveis variações comuns em determinações de campo), atestam que a representatividade das amostras coletadas (segundo a metodologia descrita no item 3.1.2), é boa. A precisão dessas estimativas deverá ser maior quando se estiver de posse das análises da magnetita.

A difratometria de raios-x, como técnica complementar, demonstrou ser de grande relevância para a caracterização mineralógica, justificando um posterior refinamento e intensificação de sua aplicação.

Em uma etapa futura, pretende-se dar maior enfoque às amostras obtidas por testemunhos de sondagem, e melhorar a determinação da mineralogia (dispondo de mais informações), visando posteriormente (com um maior número de amostras caracterizadas), definir os tipos tecnológicos de minério.

6. BIBLIOGRAFIA

6.1 Bibliografia de referência

Gaspar, J. C., Wyllie, P. J. (1983) - Magnetite in the Carbonatites from Jacupiranga Complex, Brazil. *Amer. Mineral.*, 68. p. 195-213.

Gaspar, J. C. (1989) - Geologie et Mineralogie du Complexe Carbonatitique de Jacupiranga, Bresil. França, 343 p. Tese de Doutoramento apresentada a U.E.R. de Sciences Fondamentales et Appliquees de la Universite D'Orleans.

Germann, A., Marker, A., Friedrich, G. (1987) - The Alkaline Complex of Jacupiranga, São Paulo, Brazil: Petrology and Genetic Considerations. *Zbl. Geol. Paleont.*, 1 (7/8). p. 807-818.

Hasui, Y., Mioto, J. A. (1992) - Geologia Estrutural Aplicada. ABGE, São Paulo. 459p.

Lenharo, S. L. R. (1994) - Caracterização Mineralógica/Tecnológica das Apatitas de Alguns Depósitos Brasileiros de Fosfato. São Paulo, 196 p. Dissertação de Mestrado apresentada à Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.

Melcher, G. C. (1954) - Nota sobre o Distrito Alcalino de Jacupiranga, São Paulo. Div. Geol. Min., *Notas Prelim.*, 84 p.

Pereira, G., Marguti, R. L. (1988) - Geology of the Jacupiranga Alkaline Complex. Notas da Serrana S.A. de Mineração, 12 p.

Ruberti, E., R. L. Marguti, Gomes, C. B. (1992) - O Complexo Carbonatítico de Jacupiranga, SP: Informações Gerais. In: Congresso Brasileiro de Geologia, 37. São Paulo, 1992. *Roteiro de Excursão*. 16 p.

Sant'Agostino, L. M. (1996) - Caracterização Tecnológica de um Depósito Mineral – um Estudo de Caso: o Nióbio de Catalão I, Goiás. São Paulo, 199 p. Tese de Doutoramento apresentada à Escola Politécnica da Universidade de São Paulo.

Takata, L. A.; Sachs, P. F. T.; Assis, J. M. N. (1985) - Caracterização Tecnológica de Fosfatos Aplicada ao Planejamento de Lavra da Arafétil. In: Congresso Brasileiro de Mineração, 1, Brasília, 1985. Anais..., s.1, v. 2, p. 78-95.

6.2 Bibliografia consultada

Almeida, F. F. M. (1983) - Relações Tectônicas das Rochas Alcalinas Mesozóicas da Região Meridional da Plataforma Sul Americana. *Revista Brasileira de Geociências*, v.13, p.139-158.

Almeida, F. F. M. (1986) - Distribuição Regional e Relações Tectônicas do Magmatismo Pós Paleozóico no Brasil. *Revista Brasileira de Geociências*, v.16, nº 4, p.325-349.

Ames Jr., L. L. (1959) - The Genesis of Carbonate Apatite. *Economic Geology*, v.54, p.829-841.

Born, H. e Kahn, H. (1992) - Caracterização Geológica e Mineralógica Voltada ao Aproveitamento de Jazimentos Fosfáticos. *In: Encontro Nacional de Rocha Fosfática*, 5, São Paulo, 1990. São Paulo, IBRAFOS, 1992. p. 213-233.

Heinrich, E. W. (1966) - The Geology of Carbonatites. Chicago, ed. Rand McNally.

Kahn, H. e Sant'Agostino, L. M. (1994) - The Influence of Mineral Characteristics and Distribution on Mineral Processing of the Anitapolis, Brazil, Eluvial Phosphate Ore. *Process Mineralogy XII, Applications to Environment, Precious Minerals, Mineral Beneficiation, Pyrometallurgy, Coal and Refractories*, ed. by W.Petruk and A.R.Rule, publication of The Minerals, Metals and Materials Society of AIME (TMS), Pennsylvania, USA , 1994. p.317-327.

Morbidelli, L.; Beccaluva, L.; Brotzu, P.; Gomes, C. B.; Macchiota, G.; Ruberti, E.; Traversa, G. (1991) - Associações alcalinas no Brasil: Revisão das Ocorrências Mesozóicas. *In: Congresso Brasileiro de Geoquímica*, 3, São Paulo, 1991. Resumos, v.2, p. 781-786.

Sant'Agostino, L. M.; Kahn, H. (1997) - Metodologia para Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Minerais. *Boletim Técnico da Escola Politécnica*, 30p., nº. BT/PMI/069.

Schapiro, N.; Mallio, W. J.; Park, W. C. (1981) - Process Mineralogy in Ore Deposits Development. *In: Symposium on Process Mineralogy*, Chicago, 1981. *Process Mineralogy: proceedings*. New York, Metallurgical Society of AIME. p. 25-30.

Silva, J. M.; Coelho, E. M. (1983) - Caracterização das Rochas Fosfáticas Brasileiras: Estágio Atual e Perspectivas Futuras. *In: Conferencia Latino Americana de Roca Fosforica, 1, Cochabamba, 1983. Anais...* s.1, p. 159-172.

Tuttle, O. F.; Gittins, J. (1966) - Carbonatites. New York, ed. John Wiley.

Ulbrich, H. H. G. J.; Gomes, C. B. (1981) - Alkaline Rocks from Continental Brazil. *Earth Sciences Reviews, v.17*, p. 135-154.

Ziesemer, L.; Hartmann, J. R. e Torres, W. F. (1980) - Caracterização e Pesquisa da Jazida de Anitápolis, SC. *Seminário Sobre Técnicas Exploratórias em Geologia, 2, DNPM, Gravatal, SC. Anais...* p.97-108.

ANEXOS

ANEXO 1: Descrição geológica detalhada das frentes de lavra 9 e 10

ANEXO 2: Fotos de algumas das amostras caracterizadas (fotos 1 a 3)

ANEXO 3: Ilustração das etapas de processamento do minério (figuras 6 a 11)

ANEXO 4: Fotos da usina de concentração do minério (fotos 4 a 12)

ANEXO 5: Fotos dos equipamentos utilizados para caracterização (fotos 13 a 22)

ANEXO 6: Fluxogramas de preparação das amostras (figuras 12 a 16)

ANEXO 7: Mapa geológico com as frentes de lavra descritas e furos de sondagem

FRENTE DE LAVRA 9

Ponto de referência topográfica: R9, cota 50m, coordenadas UTM 7.265.468 N, e 790.385 E.

0 a 9 m ⇒ carbonatito cinza claro, textura fanerítica média a grossa, predominando em zona de xenólito (5% de corpos de jacupiranguito: proporção observada na face da frente de lavra). O carbonatito é rico em apatita grossa (2 a 10 mm), contendo porções com grande concentração esverdeada podendo caracterizar, localmente, um apatitito.

A apatita é prismática, hexagonal alongada, cor verde maçã, brilho vítreo a resinoso. As concentrações de apatita parecem ter relação com a presença, pelo menos, de magnetita mais grossa (10 a 40 mm).

A magnetita está bastante dispersa na rocha, e sua granulometria é variável (1 a 40 mm), parecendo, às vezes, estar disposta segundo um fluido magmático. Uma relevante quantidade de sulfetos acompanham-na quando apresenta esta distribuição.

A flogopita está praticamente ausente, porém localmente ocorre com granulometria grossa, cor verde escura ou castanho escura.

Em se tratando de quantidade, o mesmo vale para a olivina: rara e muito grossa.

CARBONATOS: 55%; APATITA: 20%; MAGNETITA: 18%; SULFETOS: 4%; FLOGOPITA: 2%; OLIVINA: 1%

P1: ponto de amostragem volumétrica, a 5m da referência R9 ⇒ carbonatito com magnetita e rico em apatita (coordenadas aproximadas: 7.265.464N e 790.390E)

Obs.: P1 serve como material tipo para quase toda a frente mapeada, exceto para o trecho de 9 a 17m.

9 a 17 m ⇒ neste trecho o carbonatito é interceptado por uma falha (contínua, pois atravessa os 20 m. de altura do talude). A rocha sofreu oxidação mediana a fraca (conforme a cor de alteração, amarelo claro a laranja avermelhado), pouco superficial.

ATITUDE DO PLANO DE FALHA: N221/46NW

Os minerais neste trecho são, predominantemente e em ordem decrescente de quantidade: carbonatos, magnetita e apatita. A calcita apresenta textura sacaroidal, às vezes granular.

CARBONATOS: 73%; MAGNETITA: 15%; APATITA: 8%; SULFETOS: 2%, OLIVINA: 1%; FLOGOPITA: 1%

P2: ponto de amostragem volumétrica, a 10m da referência R9 ⇒ carbonatito oxidado (coordenadas aproximadas: 7.265.460N e 790.392E).

17 a 24 m ⇒ neste trecho (variação local), logo após (e principalmente sob) a área de influência da falha, nota-se que o carbonatito apresenta tonalidade ainda cinza, porém pouco mais escura e, aparentemente, houve pequena redução na quantidade de magnetita e apatita, a favor dos carbonatos (calcita/dolomita).

Neste trecho, a proporção de grãos muito grossos de magnetita é bem menor, mantendo-se variável entre aproximadamente 1 a 15 mm. Sua distribuição sugere fortemente associação com fluidos magmáticos.

A quantidade de apatita é ainda bastante representativa, porém um pouco menos que verificado anteriormente, não formando as concentrações esverdeadas.

Em geral, a composição deste trecho é semelhante ao anterior, principalmente em relação às pequenas quantidades de flogopita, sulfetos e olivina. A principal diferença corresponde ao aumento da proporção de xenólitos observados na superfície da frente de lavra, ultrapassando 10%.

24 a 46 m ⇒ este trecho é muito parecido com o inicial (de 0 a 9m), devendo representar sua continuidade, salvo pequenas modificações notadas entre eles e devidas à falha e, ainda, à presença de xenólitos. Assim, verifica-se que a calcita/dolomita apresenta textura sacaroidal, granulação fina a média, cor cinza claro. Teste do ácido: efervescência mediana a alta.

A apatita é média a grossa (de 2 até >10 mm), hábito prismático hexagonal alongado, cor verde maçã, e brilho predominante vítreo. Novamente a rocha volta a apresentar importantes concentrações de apatita ("massas verdes") que, neste caso, costuma ter grãos com dimensão aproximada de 2 a 4mm.

A magnetita volta a apresentar relevantes proporções de granulometria muito grossa (15 a 40 mm), em geral associadas às elevadas concentrações de apatita, conforme notado anteriormente. Em geral, a magnetita está menos dispersa na rocha, sua cor é preta ou cinza grafite (escuro), e o brilho, metálico.

A presença de sulfetos está relacionada principalmente à magnetita, apesar destes (pirrotita, pirita, calcopirita) poderem estar inseridos em matriz essencialmente carbonática (com muito pouco magnetita). Os sulfetos são finos e, em geral, formam pequenas concentrações. São facilmente encontrados ao longo de feições de lineamentos formados por fluxo magmático.

A flogopita é verde escura, bem formada e grossa, ocorrendo em pequena quantidade na rocha.

A olivina é ainda mais rara e sempre grossa.

A textura da rocha é fannerítica média, inequigranular.

A proporção de xenólitos observada na superfície da frente de lavra é um pouco maior que a do trecho inicial, estando entre 10 e 15%.

Na rocha há um sistema de fraturamentos com a mesma atitude do plano de falha, fragmentando o carbonatito em fraturas paralelas, as quais apresentam abertura muito pequena, em geral, que porém foi suficiente para oxidação de camadas finas da rocha, conferindo-lhes cor alaranjada.

CARBONATOS: 57%; APATITA: 18%; MAGNETITA: 20%; FLOGOPITA: 2%; SULFETOS: 3%; OLIVINA: <1%.

46 a 60 m ⇒ neste trecho, o carbonatito aflorante na frente pode ser descrito igualmente àquele do trecho anterior, ou seja, tem as mesmas características. Entretanto, a diferença é que a partir daqui, apesar de aparentemente ainda haver algum predomínio do carbonatito (verificado apenas na parede da bancada), a presença dos xenólitos de jacupiranguito passa a ser muito expressiva.

O fato deste carbonatito ser relativamente rico em apatita (assim como verificado anteriormente nessa mesma bancada, que está inserida em uma zona de xenólitos) pode ter relação com a presença da encaixante (a relação com a magnetita grossa é mais evidente).

Proporção estimada de xenólitos neste trecho: > 40%.

CARBONATOS: 55%; MAGNETITA: 20%; APATITA: 18%; FLOGOPITA: 4%; SULFETOS: 3%; OLIVINA: <1%.

Foi observado, em alguns locais deste intervalo, a magnetita e a flogopita (verde) ocorrendo como grãos finos (1 a 2 mm), dispersos, porém acompanhando concentrações de apatita grossa.

A apatita, às vezes, ocorre como pequenas concentrações no carbonatito, estando associadas à quantidade de magnetita e, preferencialmente, a sua granulometria também (conforme descrito anteriormente, porém não necessariamente).

A borda de reação com bandamento silicático e carbonático não está associada à presença de xenólito de jacupiranguito, mas a pequena quantidade de fluxo carbonático que fora injetado próximo ao contato. Assim, ocorrem “bordas de reação” em porções onde há apenas carbonatito (frente de lavra).

FRENTE DE LAVRA 10

Ponto de referência topográfica: R10, cota 7,000m, coordenadas UTM 7.265.236,6965 N e 790.484,5832 E;

0 a 10 m ⇒ carbonatito com calcita cinza clara, brilho vítreo, textura granular (aspecto sacaroidal, quando mais fina), fanerítica média (grãos milimétricos visíveis).

Ocorre disseminação de magnetita muito expressiva, com granulometria bastante variável (de 2 a 20 mm, aproximadamente), porém essa variação é gradativa. Sua cor é cinza escuro, brilho metálico (fosco, quando superficialmente alterada, e cor preta).

A apatita é verde, prismática, em geral de granulação média, porém chegando a grossa (onde há muita magnetita).

Flogopita castanho escura ou verde, de granulação média (~5mm) ocorre em menor quantidade.

Sulfetos também estão presentes (cor de bronze, brilho metálico), em geral acompanhando a magnetita, e muitas vezes encontram-se oxidados, por alteração.

CARBONATOS: 65%; MAGNETITA: 18%; APATITA: 10%; FLOGOPITA: 5%; SULFETOS: 2%

P1: ponto de amostragem volumétrica, em torno de 10 m de R10 (carbonatito calcítico magnetita e apatita grossas).

Aos 4 m de distância de R10 ocorre uma fratura, direção N100/88NE, que propiciou a oxidação do carbonatito ao longo da estrutura, atingindo espessura de 50 cm. O material encontra-se moderadamente alterado (de acordo com a cor de alteração, alaranjada), apresentando fraturas menores com preenchimento calcítico (tipo de abertura: pouco aberta a aberta, esta última evidenciada pela boa cristalização da calcita).

Próximo ao ponto de referência (R10), verifica-se que o carbonatito fora localmente afetado por alteração intempérica, resultando em um material muito branco, friável, onde a magnetita, também alterada, ainda mantém sua forma. Ao raspar com o martelo, esta configuração se desfaz.

10 a 20 m ⇒ carbonatito com calcita cinza, granulação média, às vezes mais alva (branca). Quando a massa carbonática aparece empobrecida (ou mesmo desprovida) dos seus minerais “acessórios”, como em muitas porções pequenas e irregulares, visíveis na frente de lavra, a quantidade de apatita é muito pequena, até nula.

A magnetita mantém, neste trecho, sua presença expressiva, predominantemente sob a forma de grãos grossos (média de 2 cm, alcançando 5 cm). Aparentemente, a quantidade de apatita está subordinada à quantidade de magnetita, independentemente da granulometria desta, isto é, não necessariamente a magnetita grossa corresponderá à apatita grossa. Entretanto, nota-se neste trecho uma tendência, ainda que fraca, de aumento da granulometria da apatita, variando desde média (1 mm) até, predominantemente, média grossa (>2mm, em geral entre 2 e 4 mm). Observou-se também algumas variações em relação a este mineral:

_ em algumas partes (assim como descrito no trecho anterior) o carbonatito encontra-se alterado para um material muito branco, que não sofreu oxidação, e bastante friável. Esta alteração provavelmente deve ter sido provocada por algum processo supérigeno ou penetração por meio de pequenas fraturas retilíneas presentes;

_ a apatita também foi afetada pela alteração, tornando-a bastante friável, apesar de terem sido praticamente mantidas suas características visuais (cor, hábito). Localmente, entretanto, tais características foram também modificadas, conferindo-lhe uma cor amarela esverdeada. A apatita é transparente, às vezes, mas principalmente translúcida, leitosa, e com hábito prismático hexagonal.

A flogopita é verde escura, atingindo localmente granulação grossa (>30mm), porém geralmente é média (sub centimétrica), bem formada. Os grãos mais grossos são acompanhados por magnetita também mais grossa, mais desenvolvida. A distribuição deste mineral é uma forte evidência da origem magmática do carbonatito, sugerindo a presença de fluidos magmáticos.

Sulfetos também estão presentes, associados à presença da magnetita, e em quantidades variáveis, porém dificilmente formam concentrações maiores que 2cm. Sua cor é de bronze, e também prateada e, neste trecho, foi muito menos afetada pela oxidação.

Quanto a cor da flogopita notou-se que, no carbonatito, ela apresenta variações de tonalidades de verde, devendo a cor castanha estar associada à presença do jacupiranguito. CARBONATOS: 62%; MAGNETITA: 18%; APATITA: 13%; FLOGOPITA: 5%; SULFETOS: 2%

20 a 26,5 m ⇒ carbonatito com calcita branca a cinza claro, granulação média, textura granular fanerítica média, rico em magnetita e apatita.

A magnetita é centimétrica, sempre grossa, porém com tamanho variável e gradativo (5 a 40 mm), agrupadas, predominando a granulometria entre 10 e 20 mm. Em alguns pontos nota-se desenvolvimento de oxidação pelas bordas, devendo ter resultado de exposição ao intemperismo ou percolação de água via fraturas, estando a massa carbonática fresca.

A apatita é grossa e de quantidade expressiva. Sua cor é verde maçã, seu hábito é prismático hexagonal. Granulometria de 2 a 10 mm (sempre referente ao eixo cristalográfico c).

No carbonatito ocorre flogopita verde, castanha e azulada, predominando a primeira. Geralmente é mais grossa onde a magnetita também é maior.

Sulfetos estão disseminados em pequenas quantidades. Localmente concentra-se pirita. No ponto 26,50m de R10, ocorre um plano de falha com preenchimento da ordem de 1,5mm, onde metade é formado por uma camada de calcopirita, e a outra por um carbonato (efervesce) cinza escuro. O referido plano de falha é pouco expressivo (estruturalmente) no

conjunto, porém define um contato onde para sul (mais distante de R10) ocorre carbonatito com olivina grossa.

ATITUDE DO PLANO DE FALHA: N72/86NW (26,46m de R10).

26,50 a 30 m ⇒ carbonatito com carbonatos acinzentados e textura sacaroidal.

Após a falha que limita os intervalos, o carbonatito exibe variações em sua tonalidade cinza, e a apatita passa a ocupar superfícies mais amplas. O fluxo magmático parece ter sido injetado sub verticalmente, assim como a inclinação do talude.

A magnetita e a apatita (esta um pouco menos grossa que no intervalo anterior) mantêm, neste trecho, suas características já descritas.

Algumas faces da rocha mostram um estado inicial da alteração, afetando parcialmente os minerais, notadamente a flogopita e a olivina. Esta última ocorre em quantidade expressiva e granulometria grossa (2 a 15 mm, predominando entre 5 e 10mm), cor verde oliva a verde amarelado.

A flogopita é verde ou azulada, bem formada, com grãos entre 2 e 5 mm, e sua presença foi reduzida, assim como os sulfetos.

CARBONATOS: 62%; MAGNETITA: 18%; APATITA: 12%; FLOGOPITA: 2%; OLIVINA: 6%; SULFETOS: <1%.

30 a 40 m ⇒ por volta dos 30,00m de R10 inicia-se um trecho com material semelhante ao descrito no trecho anterior, mas que, entretanto, fora afetado superficialmente pela oxidação. Este aspecto é mais intenso nas proximidades das fraturas que, nitidamente, propiciaram a alteração e integram a zona de falha. A olivina parece ter sido um dos primeiros minerais afetados por esse processo. O movimento de falha é evidenciado por planos estriados. A cor da oxidação varia do laranja claro ao vermelho terra.

A flogopita, em algumas partes, apresenta um pequeno acréscimo em quantidade. Sua cor predominante é a azulada (verde azulado), podendo ter algum vínculo com a oxidação ou, ainda, com a falha.

A granulação geral da rocha é média a grossa. Algumas porções de composição essencialmente carbonática, depletada em minerais acessórios (olivina, flogopita, sulfetos, magnetita e apatita), também ocorrem.

A oxidação não se desenvolveu na frente como um todo, mas em pontos localizados e associados às fraturas da rocha (pouco abertas até abertas), preenchidas com carbonatos oxidados.

CARBONATOS: 62%; MAGNETITA: 18%; APATITA: 11%; FLOGOPITA: 3%; SULFETOS: 1%; OLIVINA: 5%

P2: ponto de amostragem volumétrica, a 32,00 m de R10 (carbonatito com olivina grossa, rico em magnetita e apatita).

40 a 50 m ⇒ a partir deste trecho nota-se uma redução, em geral, na granulometria (principalmente da magnetita).

A quantidade de olivina diminuiu bastante, porém uma proporção maior de sulfetos (pirrotita/pirita) acompanham a magnetita, assim como a flogopita.

Os carbonatos apresentam cor branca a acinzentada, textura “granular”, fanerítica média a fina (1 - 2 mm).

A flogopita é predominantemente verde, e às vezes, verde azulada.

A intensidade da alteração da rocha é fraca, com oxidação superficial (assim como desde os 30,00m de R10), conferindo tons alaranjados, mais escuros quando mais próximos das fraturas. Algumas faces foram alteradas sem sofrer oxidação, resultando em material branco e friável junto à rocha fresca.

CARBONATOS: 65%; APATITA: 10%; MAGNETITA: 16%; SULFETOS: 2%; FLOGOPITA: 5%; OLIVINA: <2%

P3: ponto de amostragem volumétrica, a 44,70 m de R10 (carbonatito oxidado).

50 a 60 m ⇒ carbonatito calcítico acinzentado, textura fanerítica “granular”. A rocha, neste trecho, mantém a granulometria média, como descrito anteriormente.

CARBONATOS: 66%; APATITA: 10%; MAGNETITA: 18%; SULFETOS: 2%; FLOGOPITA: 3%; OLIVINA: 1%

Os grãos de magnetita têm entre 2 e 5 mm, com exceção de algumas porções ainda mais grossas. Sua forma está menos evidente e sua distribuição é mais esparsa na matriz carbonática.

A flogopita é verde ou castanha, bem formada, com granulometria semelhante a da magnetita.

A apatita é prismática hexagonal, brilho vítreo, transparente, e mantém a cor verde maçã. Os grãos em geral têm cerca de 2 a 3 mm, porém podem chegar a 6 mm.

A oxidação do carbonatito, neste trecho, é mais fraca e bastante localizada, mantendo os minerais praticamente sãos, exceto nas faces intemperizadas.

P4: ponto de amostragem volumétrica, a 56,40m de R10 (carbonatito calcítico com magnetita e apatita médias).

Obs.: dos 60 m em diante não foi possível mapear antes da detonação; este intervalo inclui o ponto de amostragem volumétrica P3.



FOTO 1: Aspecto visual da amostra F9/P2



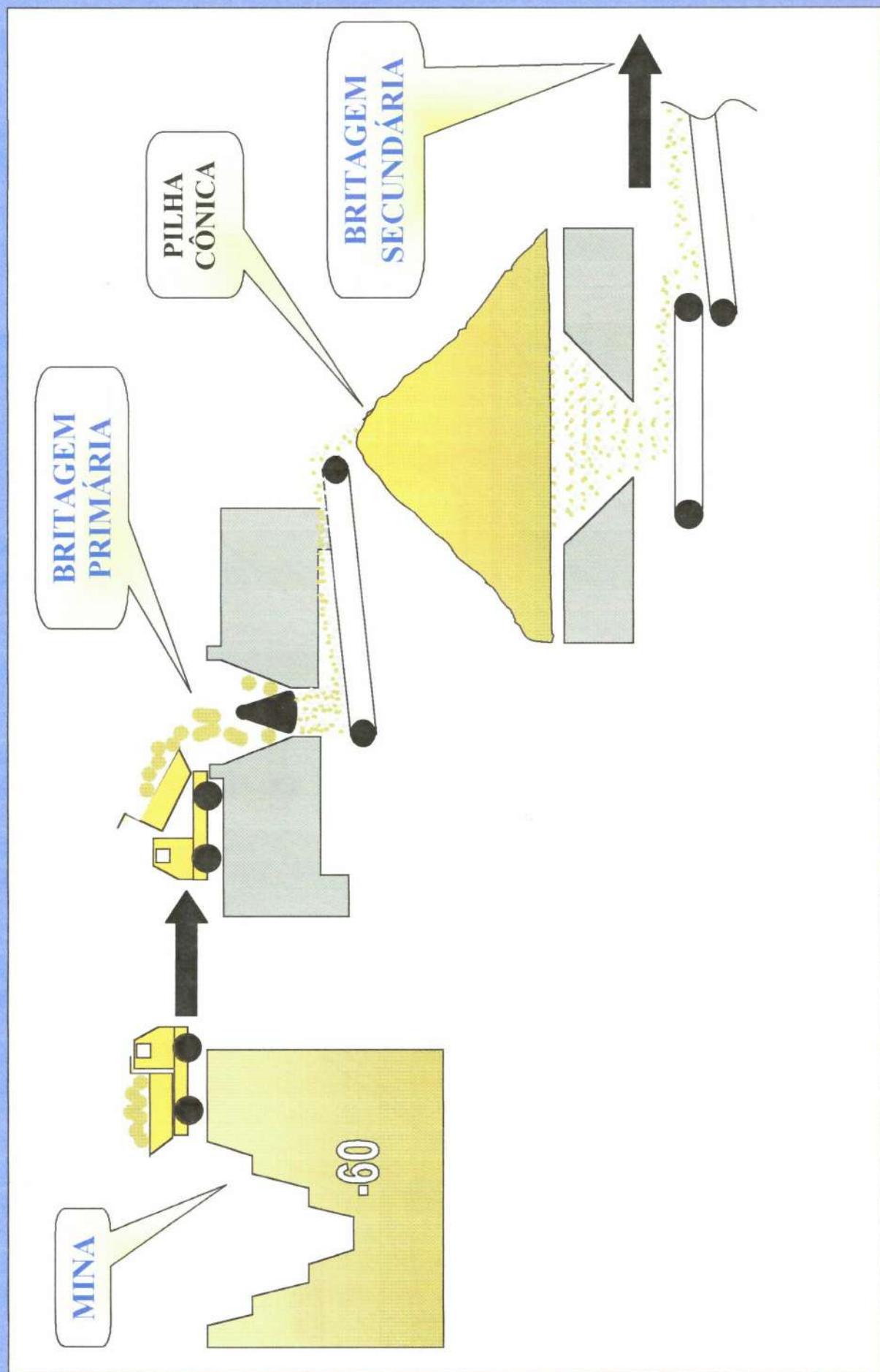
14.7.1999

FOTO 2: Aspecto visual da amostra F10/P2



FOTO 3: Aspecto visual da amostra F10/P3

FIGURA 6: MINA E BRITAGEM PRIMÁRIA



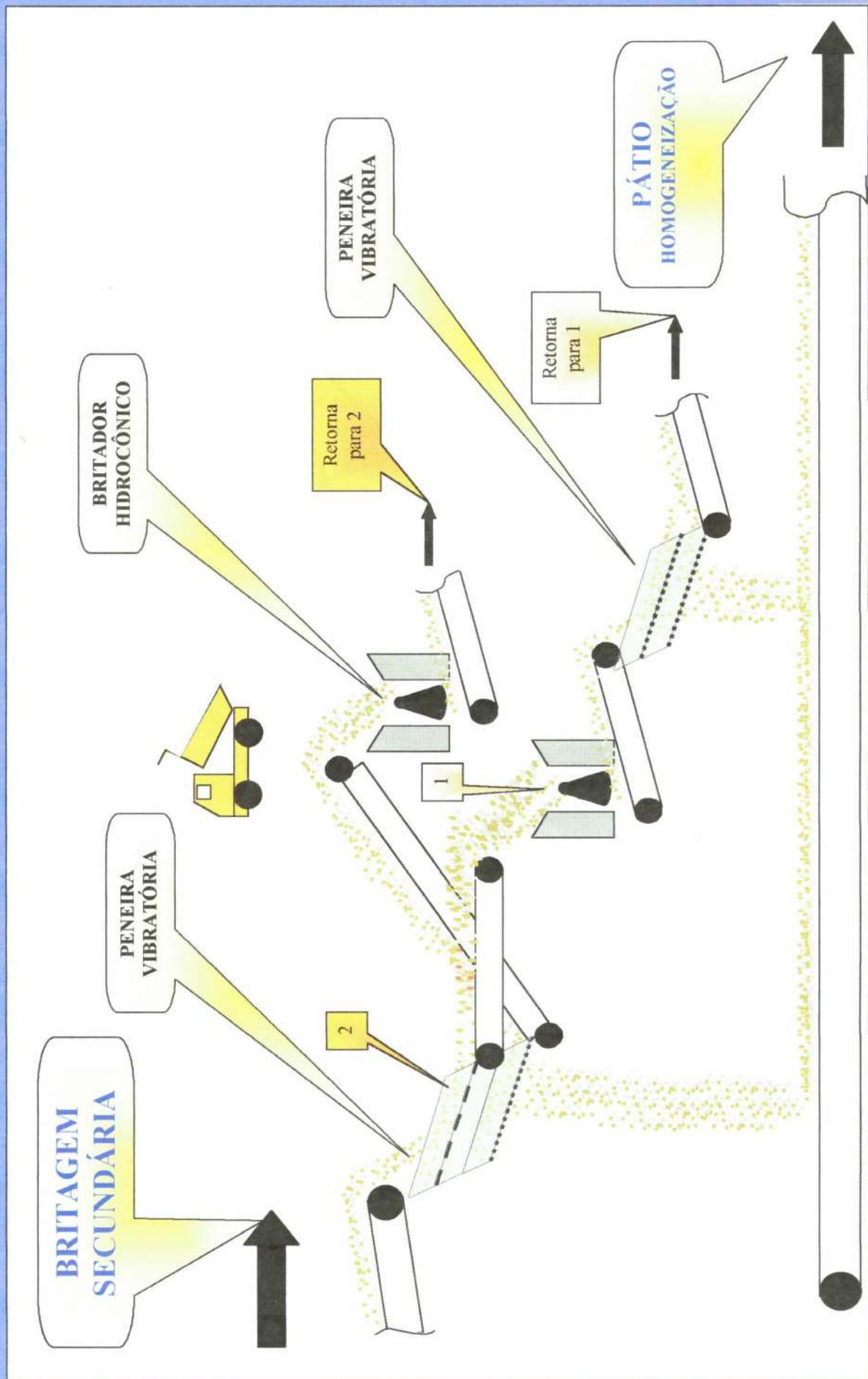


FIGURA 8: HOMOGENEIZAÇÃO

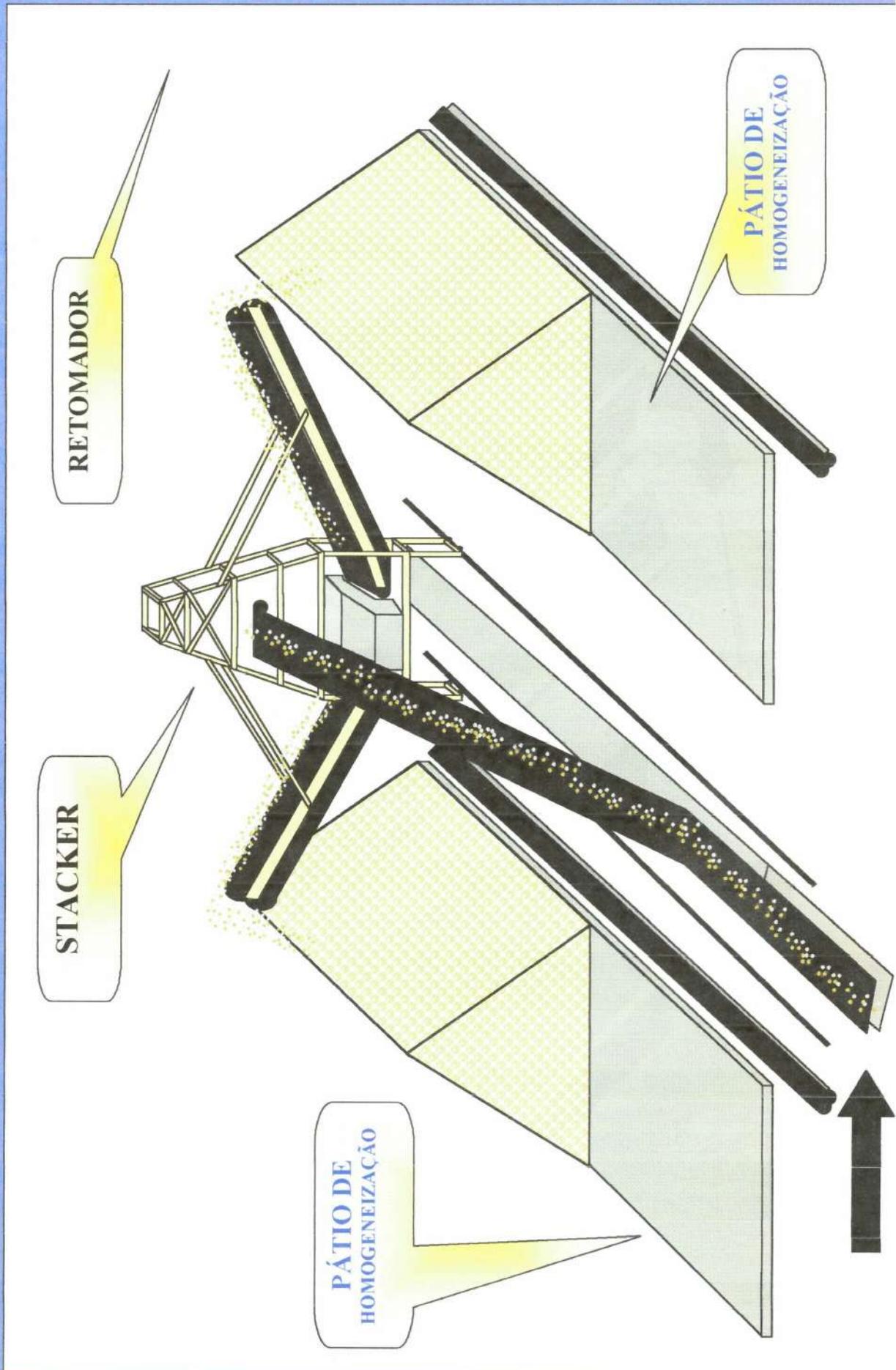


FIGURA 9: ALIMENTAÇÃO DA USINA

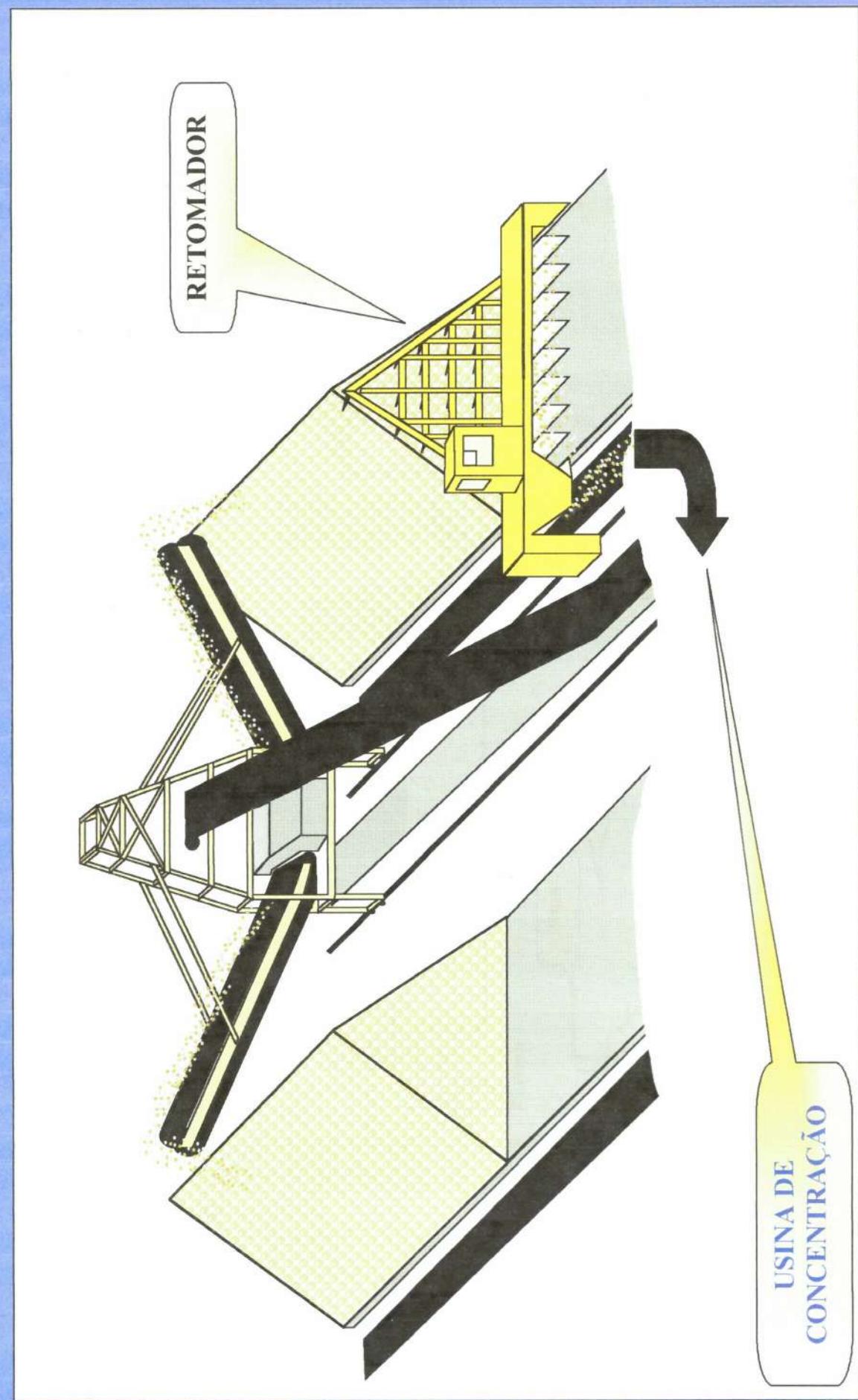


FIGURA 10 USINA DA MOAGEM AO CONDICIONAMENTO

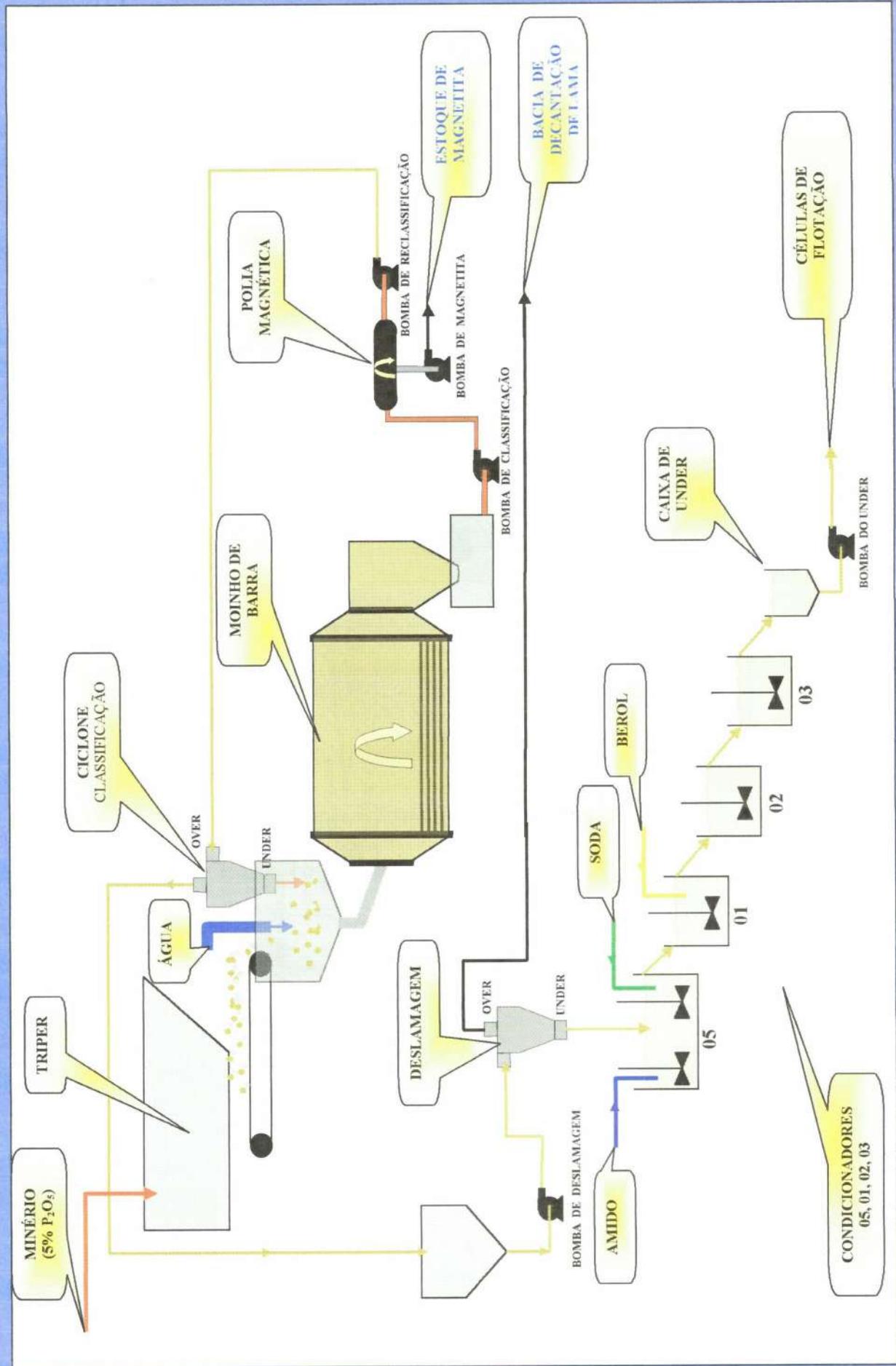


FIGURA 11 USINA: DA FLOTAÇÃO AO PRODUTO FINAL

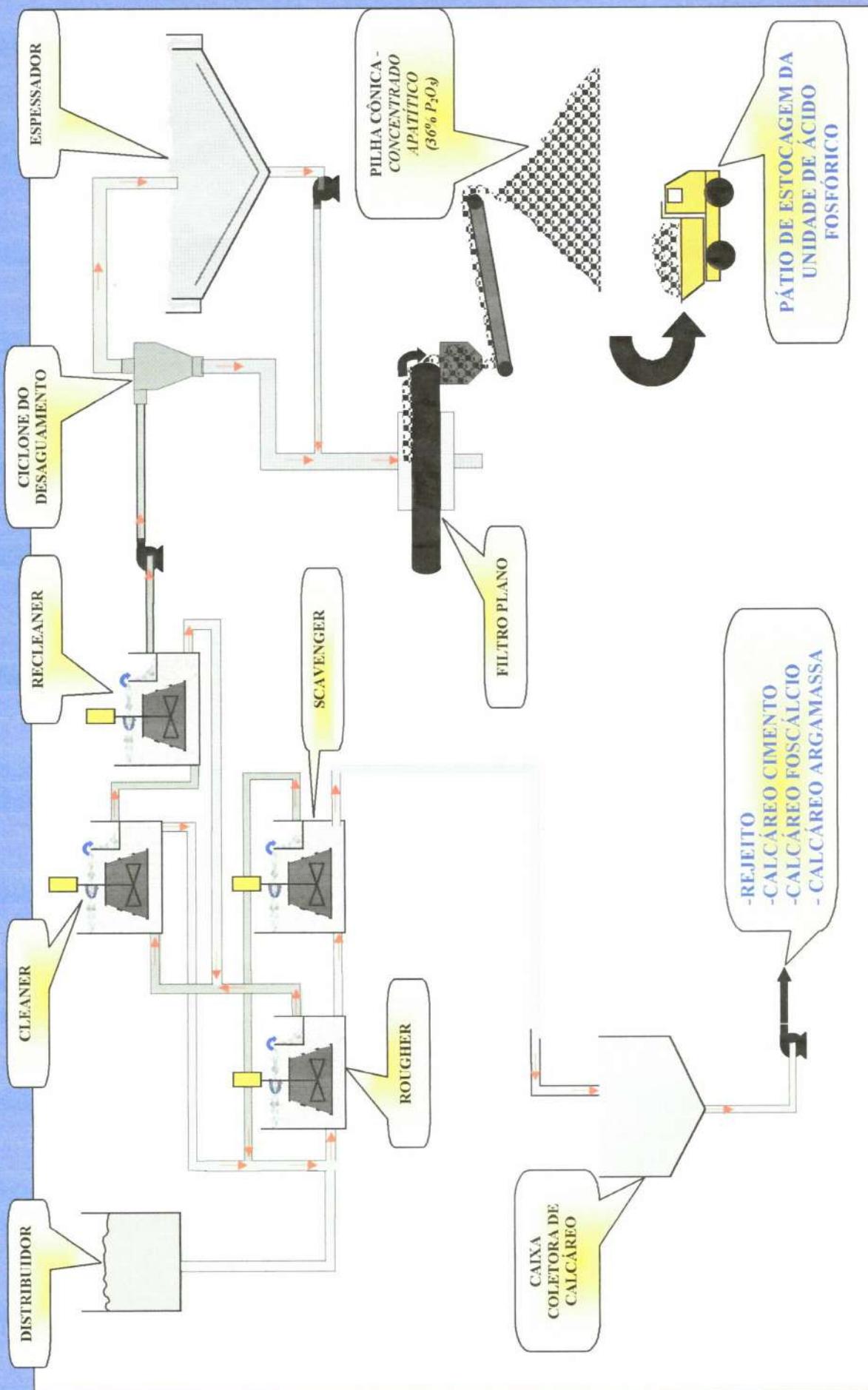




FOTO 4: Vista parcial do circuito de moagem da usina.

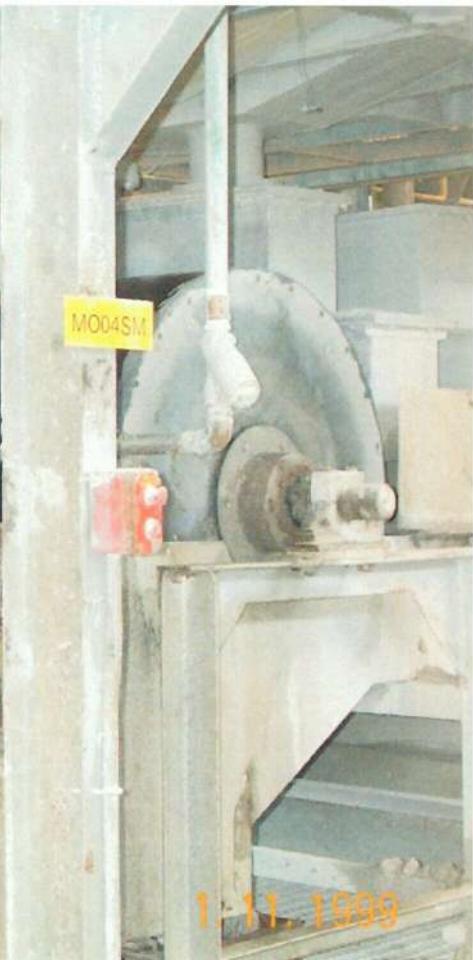


FOTO 5: Separação da magnetita na usina através de polia magnética.



FOTO 6: Ciclones de deslamagem da usina.



FOTO 7: Células de flotação mecânica.



FOTO 8: Concentrado da flotação.



FOTO 9: Flotação em coluna.



FOTO 10: Concentrado da flotação em coluna.

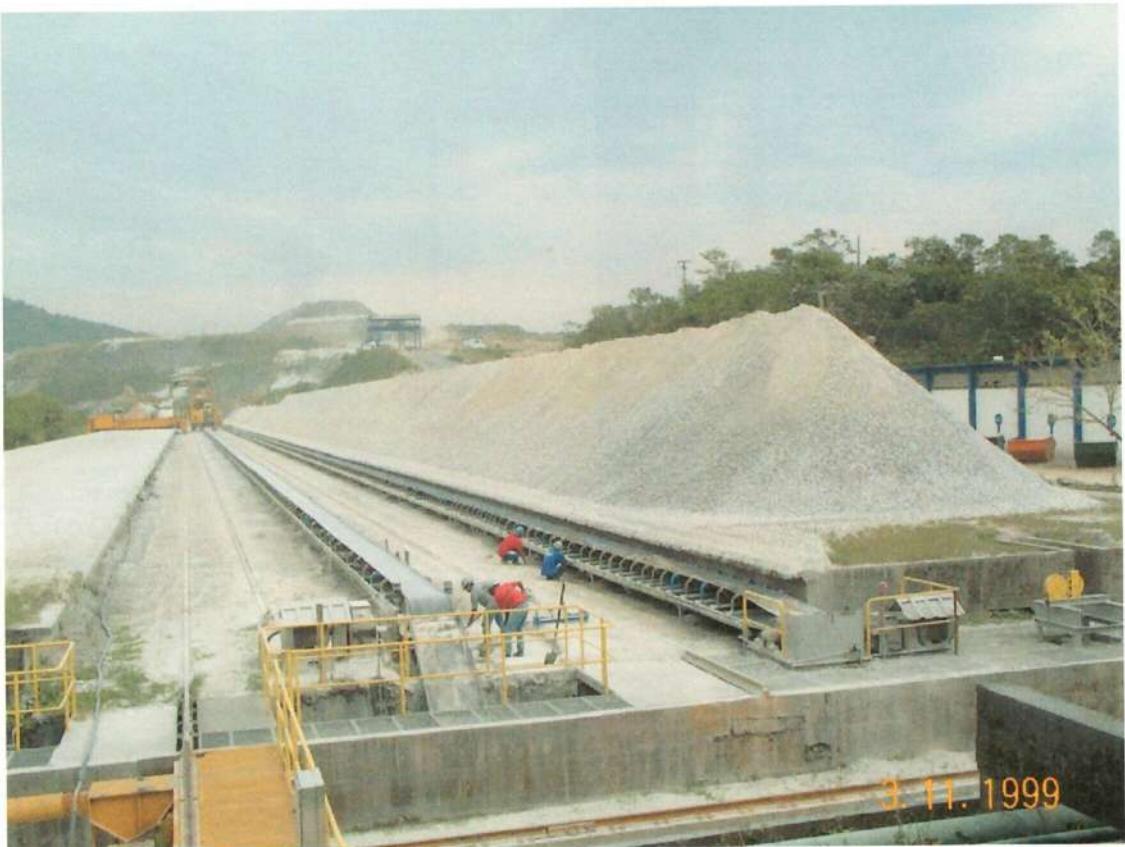


FOTO 11: Páteo de homogeneização do minério.

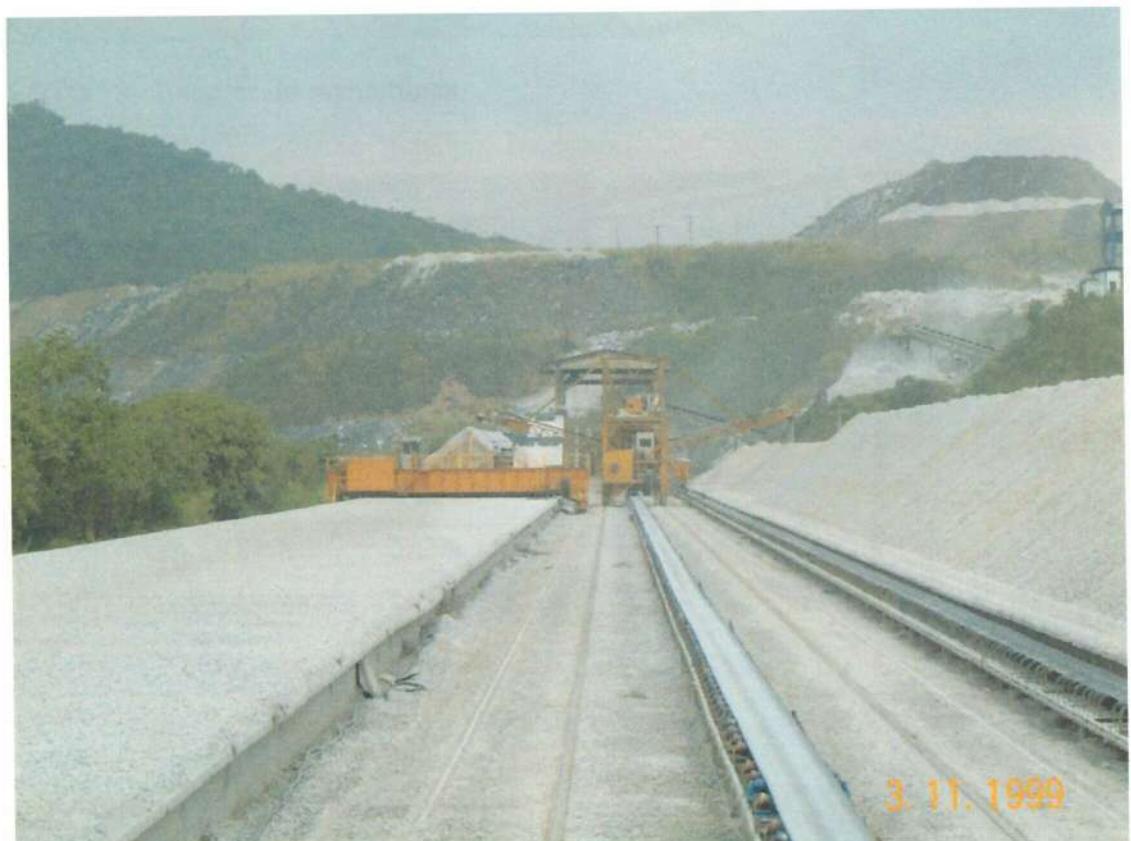


FOTO 12: Detalhe da retomadora, à esquerda, enviando minério à usina, e da stacker, à direita, formando outro intervalo da pilha.



FOTO 13: Britador de mandíbulas.



FOTO 14: Operação do britador.



FOTO 15: Quarteamento da amostra britada utilizando quarteador do tipo *Jones*.



FOTO 16: Moinho de disco (operação a seco).



FOTO 17: Moinho de rolos (operação via úmida, utilizando carga de bolas).

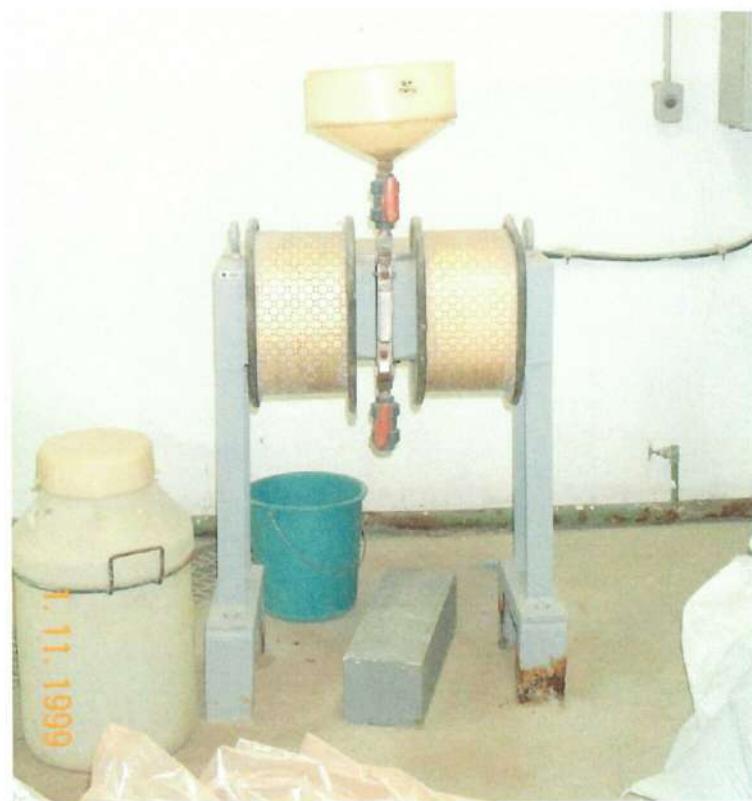


FOTO 18: Equipamento de separação magnética do tipo WHIMS (*Wet High Intensity Magnetic Separator*).



FOTO 19: Peneiramento vibratório (via úmida).



FOTO 20: Célula de flotação em bancada (*batch*).

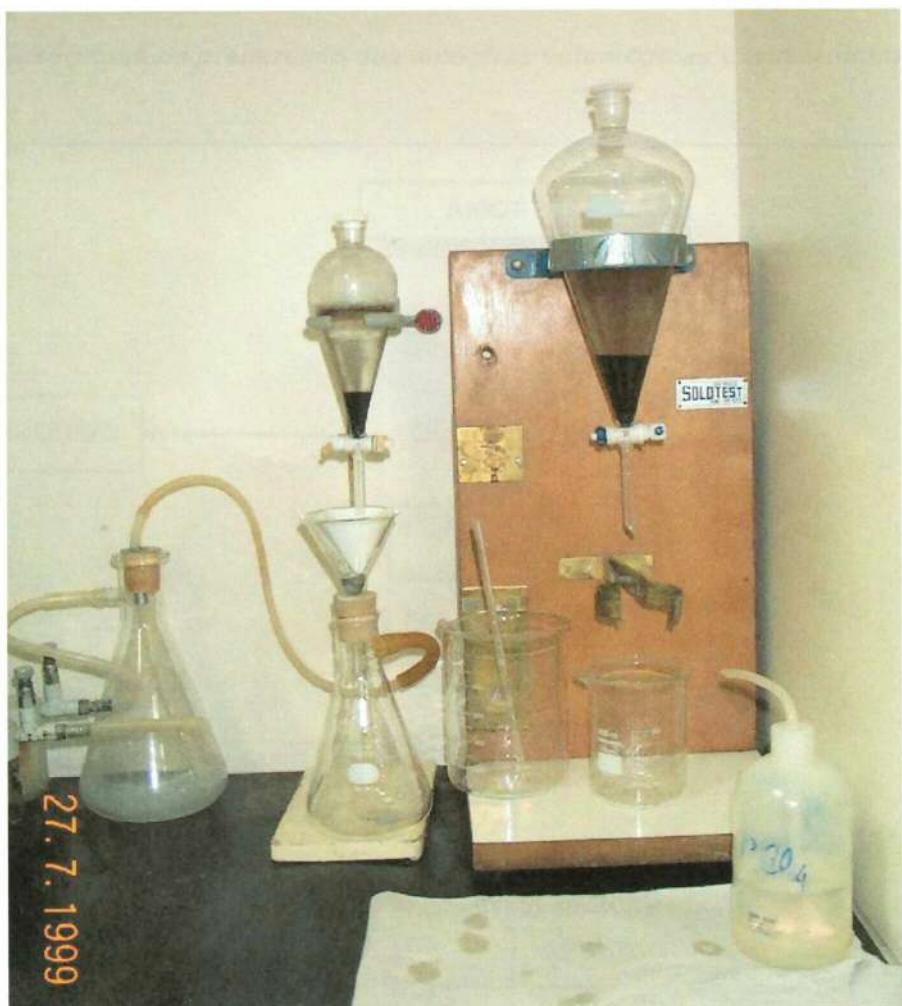
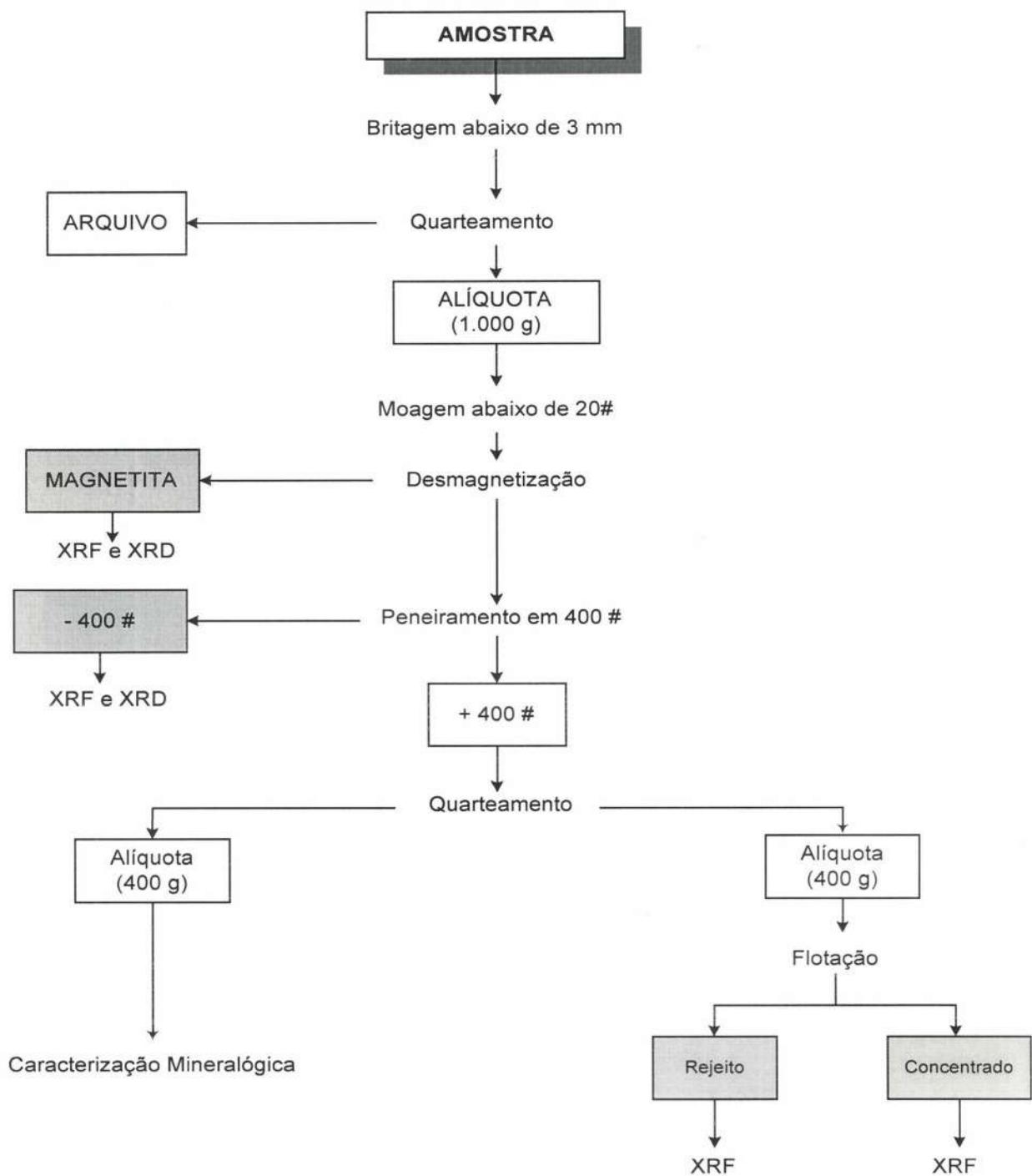


FOTO 21: Ensaio de separação em meio denso.

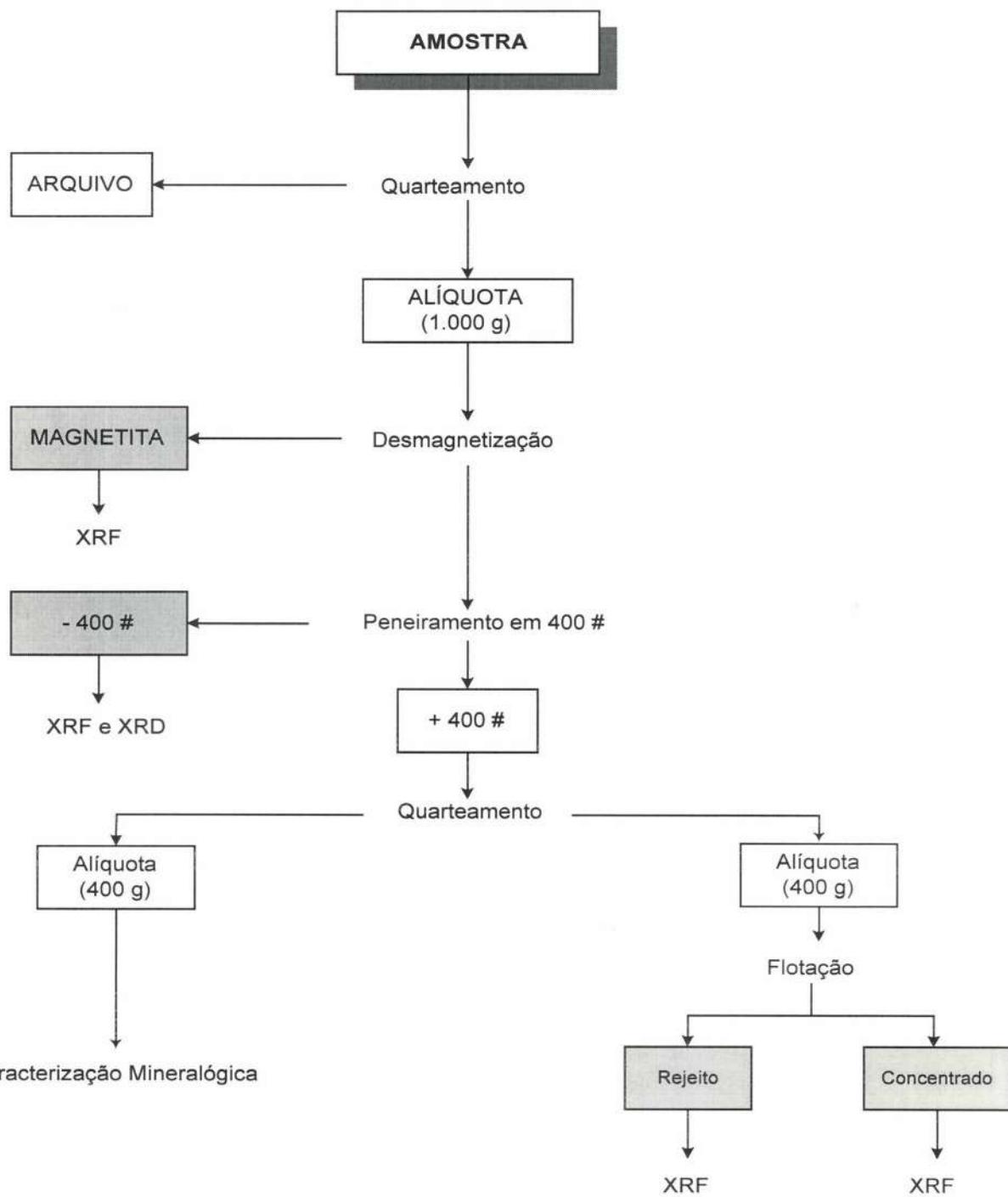


FOTO 22: Separador magnético do tipo Frantz isodinâmico.

3.2.1 Fluxograma de preparação das amostras volumétricas e testemunhos de sondagem



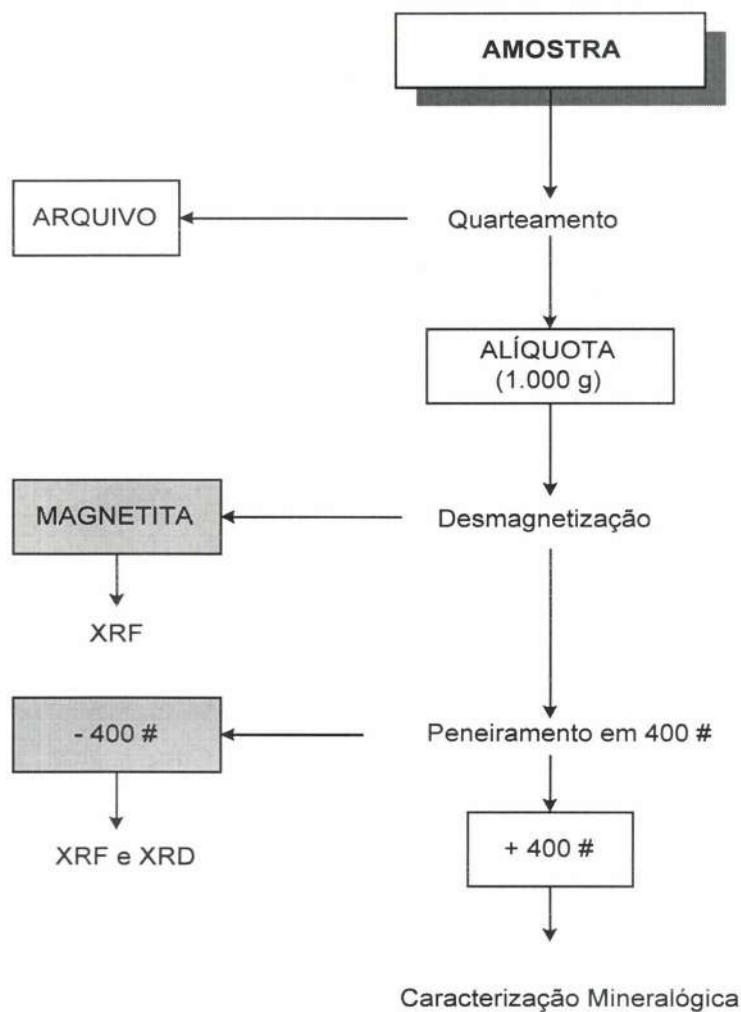
3.2.2 Fluxograma de preparação das amostras do over da classificação da usina



XRF análise química P_2O_5 , CaO, Al_2O_3 , MgO, Fe_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 , SO_3 , K_2O e PF

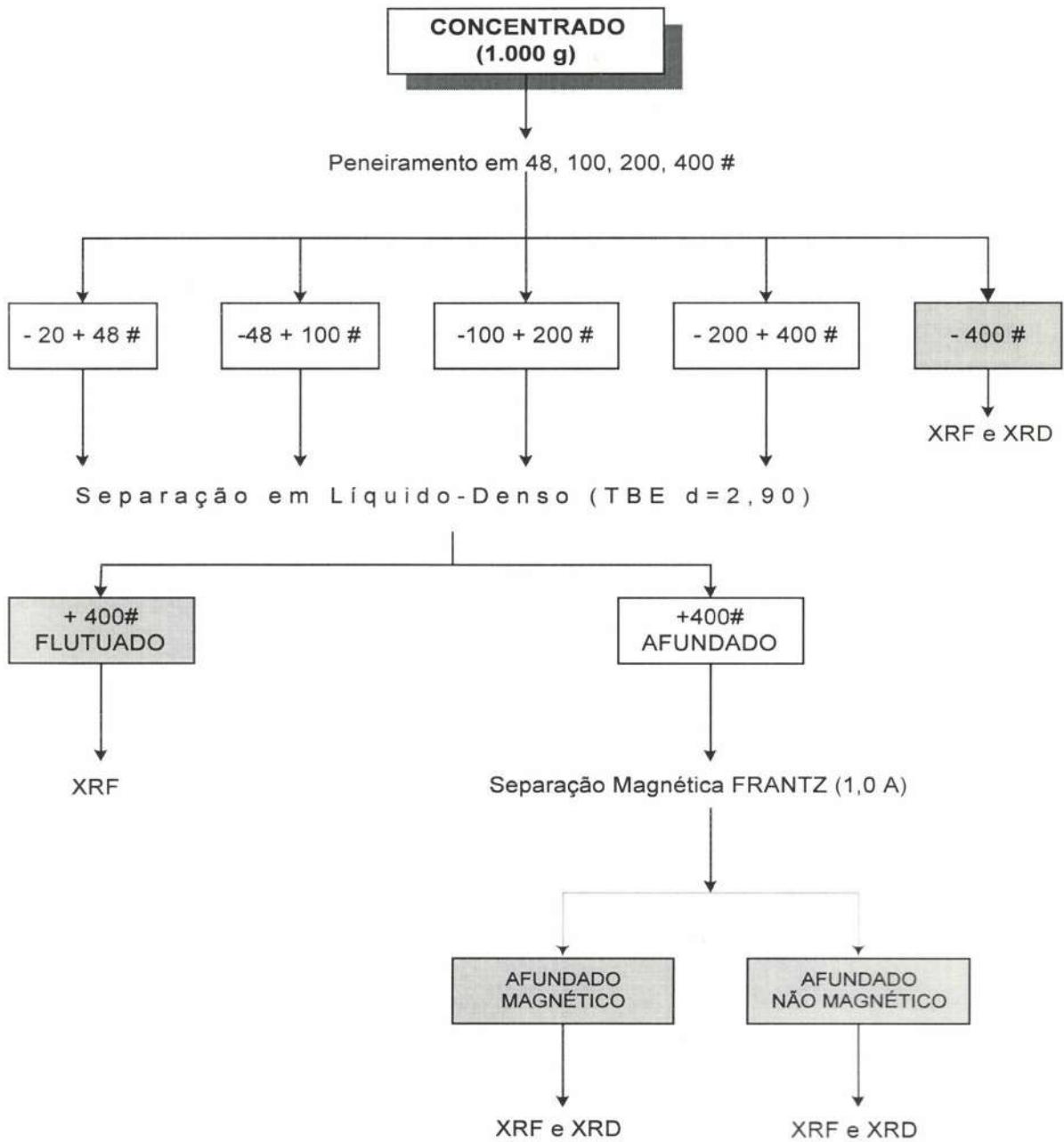
XRD difração de raios-X

3.2.3 Fluxograma de preparação das amostras do rejeito final da usina



XRF - análise química P₂O₅, CaO, Al₂O₃, MgO, Fe₂O₃, SiO₂, TiO₂, SO₃, K₂O e PF
XRD - difração de raios-X

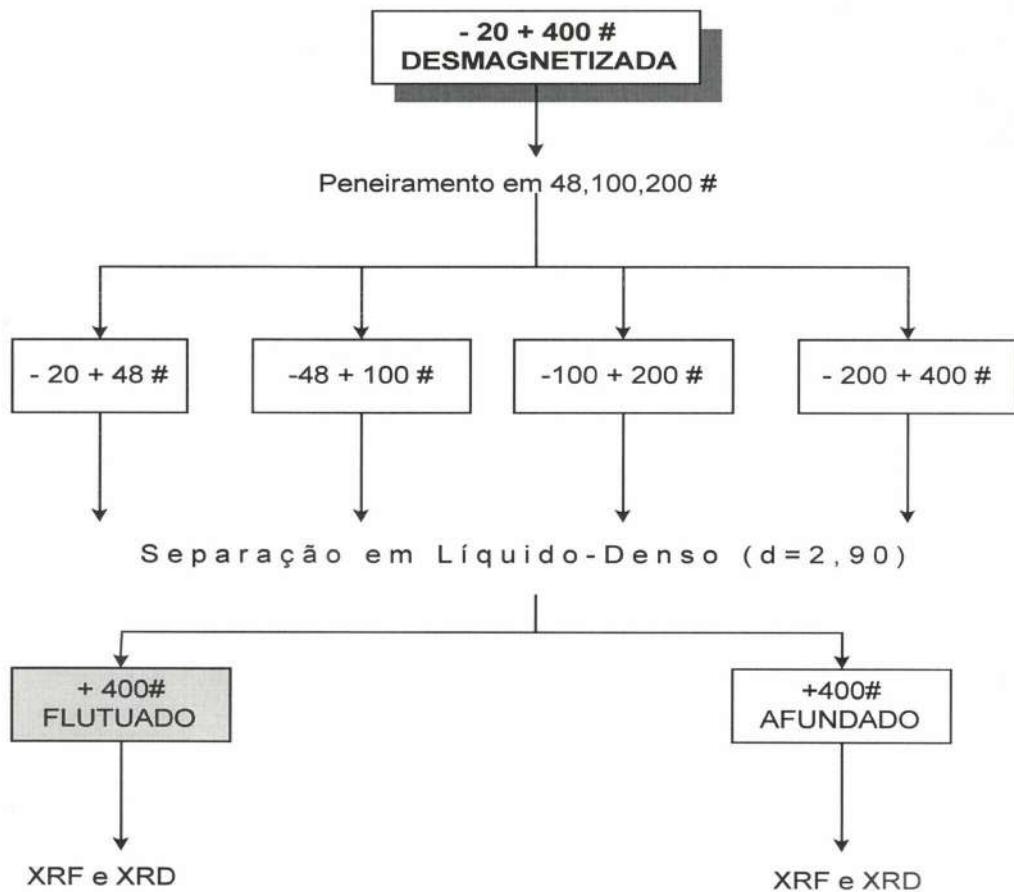
3.2.4 Fluxograma do procedimento experimental para caracterização do concentrado final



XRF análise química P_2O_5 , CaO , Al_2O_3 , MgO , Fe_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 , SO_3 , K_2O , PF

XRD difração de raios-X

3.2.5 Fluxograma do procedimento experimental para caracterização mineralógica



XRF análise química P_2O_5 , CaO, Al_2O_3 , MgO, Fe_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 , SO_3 , K_2O , PF
 XRD difração de raios-X



