

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

Produção de ferro-gusa e escória vanadífera a partir de  
rejeitos da Mineração Caraíba

Autor: Thiago Vitali Pignaton

Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Dezembro/2010

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

PRODUÇÃO DE FERRO-GUSA E ESCÓRIA VANADÍFERA A PARTIR DE  
REJEITOS DA MINERAÇÃO CARAÍBA

Thiago Vitali Pignaton

Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia  
Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2010

## **DEDICATÓRIA**

A toda minha família.

À memória de minha avó Aurely.

## **AGRADECIMENTOS**

Agradeço a todos, que direta ou indiretamente contribuíram para a execução deste trabalho, em especial:

A Mineração Caraíba S/A por incentivar, financiar e liberar todos os estudos necessários.

Aos amigos da MCSA, da equipe de processos, tecnologia mineral, projeto ferro-gusa vanádio e diretoria estratégica, em especial a Luiz Gonzaga, Alexandre, Jair, Frank Resende, Paulo Medeiros, Urbano Campello, Celso Viviani, Manoel Valério e Sérgio Fráguas.

Ao CPGEM/UFMG pelo brilhante programa de pós-graduação.

Ao professor Antônio Eduardo Clark Peres pela orientação e amizade.

Aos amigos de Ibirapu, Colatina, Vitória, Ouro Preto, Paracatu e Pilar, das repúblicas Complexo e Trem de Doido e das empresas Votorantim Metais e Kinross Paracatu.

A todas as empresas e institutos parceiros deste projeto, Inbrás-Eriez, Fundação Gorceix, Minitec, Crivella Engenharia, Resende Engenharia, Lakschevitz Consultoria, SGS-Lakefield, USP, Mintek e aos professores Ciro Takano e José Carlos D'Abreu.

Aos meus pais Maria Nazaré e José, irmãos Beatriz e Lucas e à minha noiva Ana Paula pelo carinho, confiança, amor e amizade.



## SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO .....	17
2	OBJETIVO .....	19
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....	20
3.1	Geologia local e regional .....	20
3.2	Descrição dos processos produtivos da MCSA .....	26
3.3	Caracterização tecnológica do depósito.....	29
3.4	Operações unitárias .....	32
3.4.1	Métodos de concentração .....	33
3.4.2	Sinterização, fusão redutora e escorificação.....	37
4	MATERIAIS E MÉTODOS.....	40
4.1	Amostragem e preparação da amostra.....	40
4.2	Determinação dos métodos de retomada e redeposição do material .....	41
4.3	Caracterização da amostra.....	42
4.4	Execução dos ensaios tecnológicos .....	42
4.4.1	Ensaio de concentração magnética .....	42
4.4.2	Ensaio de remoagem .....	44
4.4.3	Ensaio de sinterização .....	44
4.4.4	Ensaio de fusão redutora e escorificação.....	46
5	RESULTADOS E DISCUSSÕES .....	51
5.1	Retomada e redeposição do material.....	51
5.2	Concentração magnética, remoagem e caracterização tecnológica .....	55
5.3	Sinterização .....	73

5.4 Fusão redutora e escorificação .....	85
5.5 Simulações e circuitos propostos.....	110
6 CONCLUSÕES .....	115
7 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....	117
8 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	118

## LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1: Mapa geológico simplificado do Vale do Curaçá.....	21
Figura 3.2: Mapa geológico e planta da área com a localização dos direitos minerários.....	25
Figura 3.3: Realce típico do método de lavra VRM, segundo Andrade Filho (2008)....	27
Figura 3.4: Processo produtivo da MCSA.....	29
Figura 3.5: Fluxo esquemático do processo do estudo.....	32
Figura 3.6: Ilustração do processo do estudo.....	33
Figura 3.7: Ilustração esquemática da indução magnética para diferentes espécies mineralógicas (a) ferromagnéticas, (b) paramagnéticas e (c) diamagnéticas, segundo Sampaio e Luz (2004).....	35
Figura 3.8: Extração de vanádio do minério ou escória vanadífera (Gonzalez, 2005)..	39
Figura 4.1: Fluxograma dos testes da Inbrás-Eriez.....	43
Figura 4.2: Representação esquemática dos testes de escorificação.....	49
Figura 5.1: Operação de draga conforme alternativas 2 e 3 do estudo.....	51
Figura 5.2: Sistema de corte por canhão hidráulico.....	53
Figura 5.3: Carreamento e bombeamento.....	53
Figura 5.4: Foto de satélite da área da MCSA.....	54
Figura 5.5: Esquema da faixa de retomada de material da barragem.....	55
Figura 5.6: Roteiro de amostragens e testes.....	55
Figura 5.7: Resultado do teste de moabilidade.....	59
Figura 5.8: Fluxograma e resultados do teste da Inbrás-Eriez.....	60
Figura 5.9: Análise granulométrica da amostra da SGS-Lakefield.....	62

Figura 5.10: Concentrado do tubo Davis analisado via QEM-SCAN e mapa PMA.....	65
Figura 5.11: Análise quantitativa da amostra estudada.....	66
Figura 5.12: Associação do óxido de ferro por produto.....	68
Figura 5.13: Efeito do peneiramento sobre a recuperação dos minerais.....	69
Figura 5.14: Efeito do peneiramento sobre o teor de concentrado.....	70
Figura 5.15: Curva de moagem para concentrado <i>rougher</i> .....	71
Figura 5.16: Misturador intensivo Eirich.....	74
Figura 5.17: Detalhe do sistema de mistura do equipamento.....	75
Figura 5.18: Micropelotizador Eirich.....	76
Figura 5.19: Formação das micropelotas.....	77
Figura 5.20: Micropelotas após processamento.....	77
Figura 5.21: Máquina de sinterização.....	78
Figura 5.22: Processo de mistura (a), formação das micropelotas (b) e queima (c).....	80
Figura 5.23: Painel de sinterização (a), equipamento de tamboramento (b), equipamento de simulação de queda (c) e peneiramento (d).....	81
Figura 5.24: Sinter após descarregamento (a), detalhe da formação do sinter (b), sinter após peneiramento (c) e sinter após testes de resistência (d).....	82
Figura 5.25: Ilustração das micropelotas com 8% (a) e com 10% (b) de umidade.....	84
Figura 5.26: Representação esquemática do sistema para ensaios de redução-fusão....	86
Figura 5.27: Ilustração do forno de indução com seus auxiliares, forno de indução (1), transformador de voltagem (2), controlador de potência (3), além da torre de resfriamento.....	87
Figura 5.28: Glóbulos metálicos e escória após ensaio de redução-fusão.....	90
Figura 5.29: Coalescimento da fase metálica em um único botão.....	92

Figura 5.30: Recuperação de V na liga para os testes em pequena escala.....	97
Figura 5.31: Recuperação de V na escória para os testes em pequena escala.....	98
Figura 5.32: Escória solidificada na parede do cadinho. Teste O2-1.....	104
Figura 5.33: Escória solidificada com presença de metal entrante. Teste O2-2.....	104
Figura 5.34: Produto solidificado. Teste O2-3.....	107
Figura 5.35: Imagem de elétrons retroespalhados da escória produzida no teste O2-3 mostrando a aparência típica da fase presente na escória.....	107
Figura 5.36: Imagem de elétrons retroespalhados da escória produzida no teste O2-3 mostrando a aparência típica da fase presente na escória, com particular referência à fase silicato.....	108
Figura 5.37: Simulações de produção.....	111
Figura 5.38: Simulação da etapa de fusão redutora.....	112
Figura 5.39: Fluxograma de processo proposto 01 – contemplando separação magnética, remoagem, sinterização, fusão redutora e escorificação.....	113
Figura 5.40: Fluxograma de processo proposto 02 – contemplando separação magnética, remoagem, flotação, sinterização, fusão redutora e escorificação.....	114

## LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1: Composição química da amostra da barragem.....	30
Tabela 3.2: Estimativa de composição mineralógica.....	31
Tabela 3.3: Participação do vanádio entre os minerais portadores.....	31
Tabela 3.4: Composição química média da magnetita obtida por MEV/ EDS-WDS....	32
Tabela 3.5: Descrição geral das características intrínsecas de partículas do <i>sinter feed</i> de minérios de ferro brasileiros e da estrutura ideal de microaglomerado produzido na etapa de aglomeração a frio (Vieira et al, 2003).....	37
Tabela 4.1: Mistura dos testes de sinterização.....	45
Tabela 4.2: Condições e respostas dos testes de sinterização.....	46
Tabela 4.3: Composição das pelotas (%).....	47
Tabela 4.4: Condição dos testes de fusão redutora.....	47
Tabela 4.5: Variáveis dos testes de fusão redutora em pequena escala.....	48
Tabela 5.1: Granulometria do material da barragem.....	56
Tabela 5.2: Granulometria do concentrado magnético sem remoagem.....	57
Tabela 5.3: Granulometria do concentrado magnético após 10 minutos de remoagem.	57
Tabela 5.4: Granulometria do concentrado magnético após 20 minutos de remoagem.	58
Tabela 5.5: Granulometria do concentrado magnético após 40 minutos de remoagem.	60
Tabela 5.6: Composição química da amostra enviada à SGS-Lakefield.....	61
Tabela 5.7: Associação do vanádio entre os minerais portadores.....	62
Tabela 5.8: Análise por difratometria de raios-X da amostra da MCSA.....	63
Tabela 5.9: Composição dos grãos da fração magnética.....	64
Tabela 5.10: Composição dos grãos da fração não magnética.....	64

Tabela 5.11: Análise quantitativa da amostra estudada.....	66
Tabela 5.12: Distribuição da amostra estudada.....	67
Tabela 5.13: Resultado dos testes com tubo Davis e peneiramento.....	69
Tabela 5.14: Sumários do teste de grande escala – teores.....	71
Tabela 5.15: Sumários do teste de grande escala – recuperação.....	71
Tabela 5.16: Comparativo entre os testes da Inbrás-Eriez X SGS-Lakefield.....	72
Tabela 5.17: Composição química das matérias-primas utilizadas nos testes.....	79
Tabela 5.18: Análise granulométrica do fundente e combustível em malha Tyler.....	79
Tabela 5.19: Composição das misturas utilizadas nos ensaios.....	80
Tabela 5.20: Resultados dos ensaios de sinterização.....	83
Tabela 5.21: Resultados dos testes de RDI e RI.....	84
Tabela 5.22: Análise química do sinter da MCSA.....	85
Tabela 5.23: Composição químicas dos materiais dos testes.....	88
Tabela 5.24: Composição das pelotas (% massa).....	88
Tabela 5.25: Programação dos testes de redução/fusão.....	88
Tabela 5.26: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 1.....	89
Tabela 5.27: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 2.....	89
Tabela 5.28: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 3.....	89
Tabela 5.29: Composição da liga esperada.....	89
Tabela 5.30: Composição química dos materiais do teste 4.....	91
Tabela 5.31: Composição da pelota do teste 4 (% massa).....	91
Tabela 5.32: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 4.....	92
Tabela 5.33: Resultado da análise química do concentrado magnético.....	93

Tabela 5.34: Variáveis e produtos dos testes em pequena escala.....	94
Tabela 5.35: Composição química da escória nos testes em pequena escala.....	95
Tabela 5.36: Composição química da liga nos testes em pequena escala.....	95
Tabela 5.37: Recuperação dos elementos na escória para os testes em pequena escala	96
Tabela 5.38: Recuperação dos elementos na liga para os testes em pequena escala.....	96
Tabela 5.39: Reconciliação entre liga e escória para os testes em pequena escala.....	97
Tabela 5.40: Composição química do carvão vegetal dos testes de grande escala.....	100
Tabela 5.41: Variáveis e produtos dos testes de grande escala.....	100
Tabela 5.42: Composição química da escória produzida nos testes em grande escala	100
Tabela 5.43: Composição química da liga produzida nos testes em grande escala.....	100
Tabela 5.44: Recuperação dos elementos para a escória nos testes de grande escala..	101
Tabela 5.45: Recuperação dos elementos para a liga nos testes de grande escala.....	101
Tabela 5.46: Reconciliação entre liga e escória para os testes em grande escala.....	101
Tabela 5.47: Massas produzidas com a injeção de oxigênio.....	103
Tabela 5.48: Composição química da escória vanadífera (% em massa).....	105
Tabela 5.49: Composição química da liga sem vanádio (% em massa).....	105
Tabela 5.50: Recuperação para a escória vanadífera (% em massa).....	106
Tabela 5.51: Recuperação para a liga (% em massa).....	106
Tabela 5.52: Reconciliação entre escória e liga (% em massa).....	106
Tabela 5.53: Composição química dos óxidos e fases silicatadas (% em massa).....	109
Tabela 5.54: Composição química da fase metálica.....	109
Tabela 5.55: Simulações dos teores das etapas de produção.....	111



## LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 5.1: Balanceamento estequiométrico da reação de redução/fusão..... 94

## RESUMO

Este trabalho estudou a possibilidade de recuperação da magnetita e do pentóxido de vanádio contidos na barragem de rejeitos da Mineração Caraíba S/A (MCSA), através de uma rota por concentração magnética e pirometalúrgica, até se chegar aos produtos ferro-gusa e escória vanadífera.

A barragem da MCSA possui aproximadamente 700 ha de extensão e uma massa de rejeito de 71 milhões de toneladas, contendo de 3 a 4% de magnetita e 0,05% de pentóxido de vanádio. Para recuperação do material da barragem o estudo mostrou que a melhor forma é através de desmonte hidráulico seguido de bombeamento até a usina de beneficiamento.

Os estudos mostraram que a concentração magnética é a melhor opção de concentração, aproveitando a característica ferro-magnética da magnetita. O processo de concentração estudado é composto de uma etapa rougher com concentração magnética de baixa intensidade (LIMS), uma etapa de remoagem para liberação da magnetita, onde serão necessários aproximadamente 12 kWh/t de energia, seguida de duas etapas cleaner para enriquecimento do concentrado. Com isso atinge-se um teor de Fe de 60% no concentrado e 0,75% de  $V_2O_5$ . A recuperação de magnetita e pentóxido de vanádio nesta etapa foi de 80% e 40% a 50%, respectivamente. A quantidade de pentóxido de vanádio recuperado depende da quantidade que está associada à magnetita.

Os testes de sinterização mostraram que o concentrado magnético da MCSA possui sinterabilidade adequada, com degradação sob redução (RDI) de  $8% < 2,8\text{mm}$  e redutibilidade (RI) entre 52 e 54%, apesar da granulometria fina, aproximadamente um P80 em  $40\ \mu\text{m}$ . Utilizando-se misturadores especiais, cal, carvão vegetal e umidade de aproximadamente 8% houve boa característica de formação de micropelotas a frio.

Os estudos de fusão redutora apresentaram excelentes resultados de recuperação de Fe e V para o ferro-gusa, acima de 95%, com teores de Fe acima de 90% e de aproximadamente 0,5% para o V. Já na etapa de escorificação (injeção de  $O_2$ ) o ferro-gusa purificado alcançou teores acima de 97%, além de baixos teores de contaminantes, porém a escória apresentou baixos teores de pentóxido de vanádio, da ordem de 3%, enquanto o esperado era 25%, apesar da boa recuperação de V para a escória, com

valores acima de 95%, fato que pode ser atribuído ao elevado teor de Fe e Cr na escória, causado, possivelmente, por uma elevada injeção de O<sub>2</sub>.

Palavras-chave: recuperação de magnetita, pentóxido de vanádio, ferro-gusa, escória vanadífera.

## ABSTRACT

This investigation addressed the recovery of magnetite and vanadium pentoxide disposed at Mineração Caraiba SA (MCSA) tailings pond via a route comprising magnetic separation and pirometallurgy aiming at achieving the products pig iron and vanadiferous slag.

MCSA's tailings pond extends at approximately 700 ha and holds 71 million tons of tailings containing 3% to 4% magnetite and 0.05% vanadium pentoxide. The study suggested hydraulic dismount followed by pumping to transport the material from the pond to the beneficiation plant.

Magnetic separation is the best concentration option due to the ferrimagnetic characteristic of magnetite. The concentration route consists of a rougher low intensity magnetic separation (LIMS) stage, a regrinding stage for magnetite liberation, requiring 12 kWh/t energy consumption, followed by two cleaner stages for the concentrate enrichment, leading to, respectively, 60% iron and 0.75%  $V_2O_5$  grades in the concentrate, at 80% magnetite recovery and 40% to 50% vanadium pentoxide recovery levels. The vanadium recovery depends on the amount associated with magnetite.

The sintering studies showed that the magnetic concentrate responds well to the process leading to 8% RDI < 2.8mm, RI between 52% and 54%. Despite the fine size distribution ( $P_{80}$  at 40  $\mu$ m), with the use of special mixers, lime, charcoal and 8% moisture content the adequate formation of micropellets in a cold process was achieved.

The reducing smelting studies led to high levels of Fe and V recovery to the pig iron, above 95%, at iron grades above 90% and vanadium content 0.5%. In the slag formation stage ( $O_2$  injection), the purified pig iron reached 97% iron grade at low contaminants contents, but the slag presented low  $V_2O_5$  grades, reaching only 3%, well below the expected level 25%, despite the high V recovery, above 95%, probably due to the high Fe and Cr grade in the slag, caused by a high  $O_2$  injection rate.

Keywords: magnetite recovery, vanadium pentoxide, pig iron, vanadium slag.

## 1. Introdução

A Caraíba Metais foi fundada em 1969 pelo industrial Francisco Pignatari. Em 1974 a empresa passou ao controle acionário do BNDES. Suas operações de lavra iniciaram em 1979 e a metalurgia em 1982 (Anon, 2004). Em 1992, com o objetivo de facilitar a privatização, houve a separação da mineração da metalurgia, processo que ocorreu em 1994. Desde então a empresa passou a se chamar Mineração Caraíba S/A.

A Mineração Caraíba S/A (MCSA) está localizada em Jaguarari, no interior do estado da Bahia, na bacia do Rio São Francisco, no Vale do Curaçá, distante aproximadamente 516 km de Salvador e 120 km de Juazeiro (BA).

Desde o início da operação, segundo dados da própria empresa, já foram movimentados até o final de 2008 aproximadamente 254.300 kt de material (minério e estéril), sendo deste total 79.150 kt de minério das minas a céu aberto (cava principal e pequenas cavas adjacentes) e mina subterrânea. Essa quantidade de minério produziu cerca de 2.400 kt de concentrado de cobre e 833 kt de metal contido a partir de minério bornítico e calcopirítico. Atualmente a Mineração Caraíba processa (britagem, moagem, flotação) aproximadamente 3.000 kt de ROM produzindo 70 kt de concentrado de cobre e 25 kt de cobre contido. Além de produzir concentrado de cobre, a empresa produz cátodos de cobre, através de um processo hidrometalúrgico de lixiviação em pilhas de minério oxidado.

O rejeito deste processo de concentração é bombeado para uma barragem de rejeitos que fica localizada a 5 km da usina de beneficiamento e ocupa uma área de 700 ha. Considerando-se toda vida útil da mina, com um ROM de 79.150 kt, menos o concentrado produzido e o que foi utilizado na planta de *paste fill*, tem-se depositados na barragem aproximadamente 71.000 kt de rejeito, dados que foram confirmados através de sondagem, estudos topográficos e modelamento geológico da barragem. Até o fim da vida útil da mina atual e dos depósitos na região, que estão no portfólio da empresa, estima-se que mais de 100.000 kt de rejeito estejam depositados na barragem.

Em 1982, um estudo encomendado pela Mineração Caraíba S/A (MCSA) ao Centro de Desenvolvimento Tecnológico da Bahia (CEPED) já apontava a possibilidade de

aproveitamento do vanádio contido no minério através de concentração magnética e lixiviação, sendo o rejeito do processo rico em ferro. À época os estudos não avançaram devido aos baixos preços das commodities.

Em 2007, com a reestruturação da MCSA, a necessidade da empresa de diversificar seu portfólio e atender às exigências ambientais fez ressurgir a idéia de se estudar a possibilidade de aproveitamento do vanádio contido na barragem de rejeito.

Os estudos propostos poderiam aumentar as reservas medidas de vanádio brasileiras em torno de 6 a 7%, considerando-se somente o vanádio contido na magnetita, que é o foco deste estudo, que estão hoje em 157.920 t segundo o Anuário Mineral Brasileiro de 2006. Além de representar um incremento de reserva, o trabalho representou um marco no aproveitamento de recursos minerais brasileiros de baixos teores, visto que o mesmo proporcionou o aproveitamento não só do vanádio, mas também da magnetita contida no depósito (barragem). Outra questão importante, que não se pode omitir, é que este estudo possibilitou à MCSA dar uma resposta aos anseios da sociedade e dos órgãos competentes em relação a um grande passivo ambiental, transformando um resíduo (rejeito) em um produto com alto valor agregado, gerando renda e melhorando a qualidade de vida no semi-árido brasileiro. Os estudos contemplam as etapas de retomada e redeposição do material, remoagem, concentração, sinterização, fusão redutora e escorificação.

Com a definição da rota de processo que gerou recuperação de magnetita de aproximadamente 80% e teor de Fe de 60% na etapa de concentração magnética, proporcionando recuperações entre 40 e 50% de pentóxido vanádio, a depender do teor de magnetita na barragem e a quantidade de pentóxido de vanádio associado à magnetita. O teor de pentóxido de vanádio nesta etapa ficou da ordem de 0,75%, fazendo com que esta etapa do estudo tenha alcançado com sucesso seus objetivos. Para as etapas seguintes de sinterização, fusão redutora e escorificação os resultados também ficaram dentro do esperado, com teores de Fe no ferro-gusa acima de 94% e as recuperações de vanádio acima de 90% em todas as etapas. A única exceção foi o teor de pentóxido de vanádio na escória vanadifera que ficou em 3%, enquanto o esperado era 25%, fato que pode ser explicado pela excessiva oxidação de Fe e Cr na etapa de injeção de O<sub>2</sub>.

## **2. Objetivo**

O objetivo deste estudo foi definir por completo a rota tecnológica para o aproveitamento do vanádio e da magnetita contidos na barragem de rejeitos da MCSA, desde a lavra até o produto final, com ênfase na área de tecnologia mineral.

### **3. Revisão Bibliográfica**

Neste capítulo serão apresentados os processos produtivos da Mineração Caraíba, sua geologia local e regional e uma descrição sucinta dos métodos e equipamentos utilizados para se recuperar a magnetita e o vanádio da barragem.

#### **3.1 Geologia regional e local**

Conforme relatório interno de geologia da MCSA (2009) o depósito de cobre Caraíba (Figura 3.1) insere-se em um orógeno, de idade paleoproterozóica, na parte norte do Cráton do São Francisco, denominado de Segmento Norte do Orógeno Itabuna-Salvador-Curaçá. Esta região do orógeno consiste de um núcleo dominado por rochas granodioríticas a tonalíticas de alto grau metamórfico (Complexo Caraíba), intrusivas ou em contato tectônico com gnaisses aluminosos, anfíbolitos, gnaisses grafitosos, formação ferrífera, mármore e rochas cálcio-silicáticas das unidades Tanque Novo, no vale do Rio Curaçá, a norte, e Complexo Ipirá, a sul. Essas unidades de rochas máfico-ultramáficas da Suíte São José do Jacuípe, a sul, foram posteriormente cortadas por corpos alongados na direção N-S, de composição granítica a sienítica, cujo principal representante é o Sienito Itiúba.



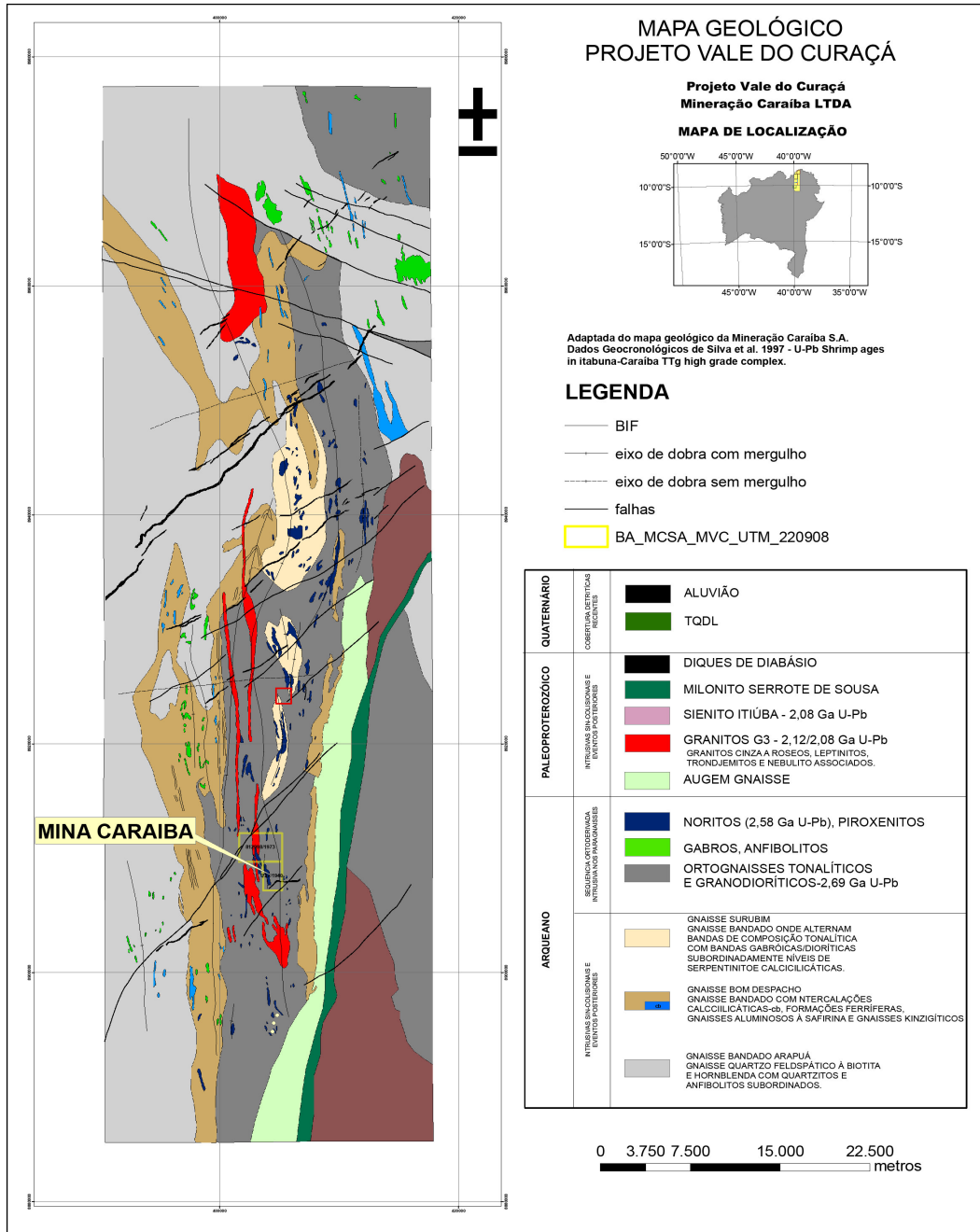


Figura 3.1: Mapa geológico simplificado do Vale do Curaçá, segundo relatório interno MCSA: Geologia (2009).

O embasamento Pré-cambriano da crosta continental do Brasil sofreu quatro grandes ciclos orogênicos importantes denominados de Jequié (2,9-2,6 Ga), Transamazônico (2,1-1,8 Ga), Uruçuano (1,3-1,0 Ga) e Brasileiro (0,7-0,45 Ga), conforme Almeida et al (1981) e Almeida e Hasui (1984).

O Terreno Gnáissico de Alto Grau do Curaçá tem sido mapeado por vários autores tais como Sá et al (1982), Sá e Reinhardt (1984), Silva (1985) e a equipe de pesquisa da Mineração Caraíba, que sugerem que as rochas máfica-ultramáficas hospedeiras da mineralização de Cu são intrusivas nas sequências supracrustais de Surubim, Arapuá e Bom Despacho. A sequência Surubim é caracterizada por gnaisses bandados; a Arapuá por gnaisses quartzo-feldspáticos com biotita e hornblenda com níveis subordinados de quartzitos e anfibolitos; e a Bom Despacho é definida pela presença de gnaisses grafitosos, formações ferríferas bandadas, rochas calciossilicáticas e gnaisses ricos em alumina.

Estas sequências supracrustais sofreram três fases de deformação associadas com intrusões graníticas, metamorfismo e migmatização. A primeira é caracterizada por dobras apertadas a isoclinal (F1) sendo responsável pelo bandamento metamórfico e também associada a intrusões de ortognaisses tonalíticos G1, migmatização e metamorfismo em condições de fácies anfibolito. A segunda caracteriza-se por dobras apertadas a isoclinais, com trend E-W (F2), seguida de intrusões da suíte de granitóides tonalíticos G2, diques máficos atingindo condições de metamorfismo variando desde o fácies anfibolito até granulito (isógrada do hiperstênio e safirina). A terceira fase produziu dobras apertadas, com trend N-S (F3) com planos axiais subverticais e foliação bastante penetrativa sobre as rochas do Terreno Curaçá.

As rochas do Terreno Curaçá, são acompanhadas por granitóides G3 em condições da fácies anfibolito a granulito (Sá et al, 1982; Silva, 1985). Silva (1985) e Silva et al (1988) evidenciaram que o depósito de Caraíba apresenta uma forma de “cogumelo” em virtude das interferências das fases de dobramentos F2 e F3. Os eventos mais tardios incluem o estabelecimento de um sistema de fraturamentos com trend NE ao longo dos quais se alojaram diques de doleritos e veios de quartzo, associado com eventos de retrometamorfismo em fácies xisto-verde. Intrusões menores de peridotitos (lerzolitos, serpentinitos e werlitos) são encontradas no Terreno Curaçá de idade contemporânea com relação às rochas máfica-ultramáficas hospedeiras de mineralizações de cobre (Silva, 1985).

No depósito de Caraíba, os contatos entre os ortognaisses G1 e G2 e as rochas máfica-ultramáficas mineralizadas são abruptos delimitados por zona de falhas. Muitas vezes os contatos são definidos por zonas de flogopititos. Os contatos gradacionais são

representados por gnaisses bandados máficos, sendo estes produto da migmatização durante a colocação dos granitos seguidos de deformação. As supracrustais encontradas compreendem gnaisses bandados, diopsiditos, forsterita mármores, granulitos máficos granadíferos, biotita-xistos e formação ferrífera.

O Depósito Caraíba apresenta semelhanças ao Depósito de Okiep, localizado na África do Sul, devido a ambos estarem localizados em terrenos metamórficos de fácies granulito com minério abundante de cobre (bornita e calcopirita), as mineralizações estão associadas a rochas noríticas e piroxeníticas, com forte magnetismo devido à presença de magnetita, e grande concentração de biotita sendo os Depósitos exclusivamente de cobre, pois não possuem teores de níquel significativos, de modo que a razão Cu/Ni é muito alta, em torno de 40.

As principais diferenças existentes entre o Depósito Caraíba e Okiep são a intensa deformação e evidências de dois pulsos magmáticos de composição piroxenítica e norítica, não podendo observar o pulso final de anortosito visto claramente em Okiep.

Diversos modelos genéticos já foram apresentados para o depósito em questão, no entanto até o momento nenhum deles foi comprovado. Pode-se fazer uma síntese dessas suposições, que podem ser vistas com mais detalhes em Maier e Barnes (1999). Abaixo são listadas algumas hipóteses para o Depósito Caraíba:

- i. segregação de sulfeto derivado do manto;
- ii. modelo hidrotermal;
- iii. dessulfetação metamórfica do minério magmático primário;
- iv. segregação de sulfeto da fusão redutora parcial da crosta.

A Mina Caraíba (Figura 3.2) é constituída por um conjunto de rochas máfico-ultramáficas diferenciadas, intrudidas em rochas de natureza supracrustal nas quais sofreram metamorfismo de fácies anfibolito a granulito. A sequência máfico-ultramáfica é constituída de hiperstênitos, noritos e gabro-noritos, apresentando em geral estrutura maciça e textura fina a média nas partes norte e centro e grosseira no sul da mina.

A mineralização é representada por calcopirita e bornita, ocorrendo na fase disseminada e remobilizada, estando fortemente associada aos hiperstenitos. As distribuições dos teores são variáveis, dentro do corpo mineralizado, possuindo valores de 1% a 38% Cu em cada metro de testemunho devido à presença de remobilizações. Essas variam dentro da rocha hospedeira, tanto em tamanho quanto em composição (Cpy+Born). Próximo às zonas hidrotermais são ricas, mas existem porções em que o evento hidrotermal está muito pervasivo, tendo remobilizado todo o sulfeto disseminado.

O modelo geológico da mina subterrânea, foi baseado em dados de sondagem, confeccionado no software Datamine, tendo por base seções verticais E-W, espaçadas 22,5 m na direção N-S, espaço suficiente para que o programa possa gerar um modelo confiável e o mais próximo possível da realidade. As seções verticais mostram claramente a forma de injeções magmáticas, bem como sua complexidade, pois as fases deformacionais que afetaram o corpo deixam-no estruturalmente complexo.

Deve-se mencionar que as seções verticais são de teor, pois a complexidade da geologia dificulta muito a interpretação litológica das seções, portanto não há seções verticais geológicas. A mina subterrânea tem aproximadamente 250 mil metros de furos de sondagem rotativa, que são usados para compor as seções verticais da mina, e gerar o modelo de blocos no Datamine. Em todos os furos são feitas análises para Cu e Ni, no entanto este último não apresenta teores significativos, sendo, portanto o cobre o produto principal da mina, tendo como subproduto ouro e prata. Segundo análises feitas por Maier e Barnes (1999), em amostras de minério da Caraíba, a razão Cu/Ni é igual a 40. Análises de PGE feitas pelos autores supracitados revelam a existência de teores de Pt e Pd que podem chegar a 1 ppm, indicando uma possibilidade de aproveitamento econômico como subproduto. Análises recentes em testemunhos de sondagem revelam que realmente existem teores anômalos de Pt e Pd que chegam a 1,5 ppm, porém sua distribuição dentro do corpo de minério ainda precisa ser melhor investigada.

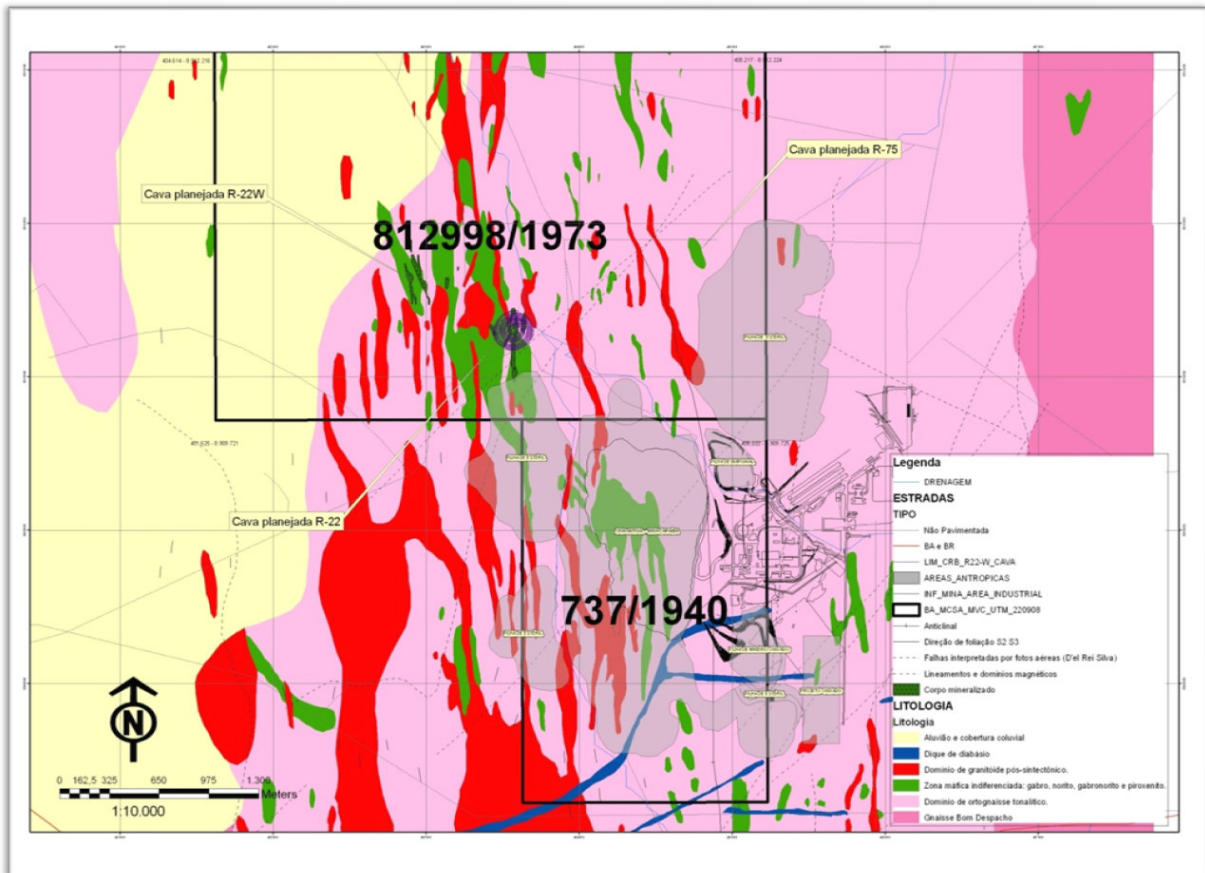


Figura 3.2: Mapa geológico e planta da área com a localização dos direitos minerários, segundo relatório interno MCSA: Geologia (2009).

Outros fatores que corroboram a ideia de um conduto magmático são os resultados dos furos feitos em profundidade até a cota  $-1200$  nesta região, tendo sido encontradas massas mineralizadas sempre próximas a uma mesma coordenada leste, porém em níveis diferentes e pelo que se observa estão todas estas massas na região de influência da falha leste, que em profundidade inflete para oeste.

Esta falha bem delimitada no corpo de minério é a única grande estrutura presente na área da mina que pode ter sido um meio de ligação entre manto e crosta. Nota-se ainda que a mesma feição brechada, vista em afloramento na mina céu aberto, também é encontrada em testemunhos de sondagem em profundidade e galerias da mina subterrânea.

Como encaixantes locais, predominantemente na parte noroeste do open-pit, ocorrem gnaisses máficos bandados, indiferenciados, provavelmente termos ácidos derivados das rochas básico-ultrabásicas. Localmente, pode apresentar aspecto migmatítico como é

evidenciado na parede leste da mina a céu aberto. O contato com a sequência básico-ultrabásica é normalmente gradacional.

Cobrindo toda parte oeste e ocorrendo em maior área na região sudoeste da cava da mina a céu aberto, ocorrem gnaisses quartzo feldspáticos bandados com intercalações de anfíbolito e rochas calcissilicatadas, estes alinhados segundo a foliação regional de direção geral N-S (N10W/75SE). Essas rochas representam os gnaisses supracrustais correspondentes à sequência Tanque Novo, de expressão regional.

Os termos mais recentes são representados por granitos finos de cor rosa claro a cinza tardi-tectônicos. Formam corpos alongados, concordantes com a foliação regional e ocorrem em maior intensidade no bordo oeste da cava.

Oliveira e Lacerda (1993) propõem que o complexo máfico-ultramáfico seria o resultado de múltiplas intrusões de diques e veios de noritos e hiperstenitos, não estratificados, que já teriam sofrido cristalização prévia. As evidências desse modelo são apoiadas nas estruturas de brechas de noritos em hiperstenitos e vice-versa, pelas apófises de hiperstenitos em granulitos e pela semelhança petrográfica/geoquímica com os tipos da Suíte *Koperberg*, nos depósitos de *Okiep*, África do Sul.

### **3.2 Descrição do processo produtivo da MCSA**

A Mineração Caraíba iniciou suas atividades operacionais com a mina a céu aberto em 1979, a usina de concentração em 1980, a mina subterrânea em 1986 e o minério marginal (minério de baixo teor que estava estocado em pilhas e no passado era considerado estéril) e pequenas minas adjacentes (R22, R22O, R75) em 2007, tendo produzido até o final do ano de 2008 79.190 kt de minério de cobre e 2.400 kt de concentrado de cobre, correspondendo a 833 kt de cobre contido.

O projeto inicial com operação simultânea da Mina a Céu Aberto e Mina Subterrânea foi exaurido em 1998. Com a finalidade de estender a vida útil da mina Caraíba, foi implantado em junho de 1995 o projeto de aprofundamento da mina subterrânea, sendo a produção iniciada em 1998 (Relatório Interno MCSA VII painel, 2005).

Atualmente a cava principal (*open pit*) encontra-se exaurida e outro projeto de aprofundamento da mina subterrânea encontra-se em andamento, o qual juntamente

com os pequenos depósitos adjacentes estenderia a vida útil da empresa até o ano de 2016.

Além da mina atual, localizada em Jaguarari – BA, a Mineração Caraíba possui outros depósitos de cobre e ouro em fase de projeto, como o depósito cúprico de Surubim localizado em Curaçá – BA, a 80 km da usina atual, o depósito cúprico de Boa Esperança localizado em Tucumã-PA e o depósito de ouro do Araes localizado em Nova Xavantina, estando este último em fase avançada de projeto.

A operação atual se inicia no processo de lavra da mina subterrânea, de pequenos depósitos adjacentes e de minério marginal. O método de lavra da mina subterrânea é o VRM (*Vertical Retreat Mining*). Segundo Andrade Filho (2008), inicialmente a MCSA utilizava o método de lavra de realces mantidos abertos por subnível (*sublevel stoping*) que proporcionava uma recuperação de lavra de 50% e menor estabilidade do maciço.

Em 1996 a equipe da MCSA em associação com a *Golder Associates* e a *Radpath Mcintosh Engineering Limited* introduziram as tecnologias de *paste fill* e VRM, proporcionando um aumento na estabilidade dos maciços e na recuperação de lavra que saltou de 50% para 75%, ocasionando significativo aumento de reversa.

A figura 3.3 ilustra o avanço do método de lavra VRM, onde se gera uma face livre no contato do minério, lavrando-se o corpo mineralizado de forma ascendente.

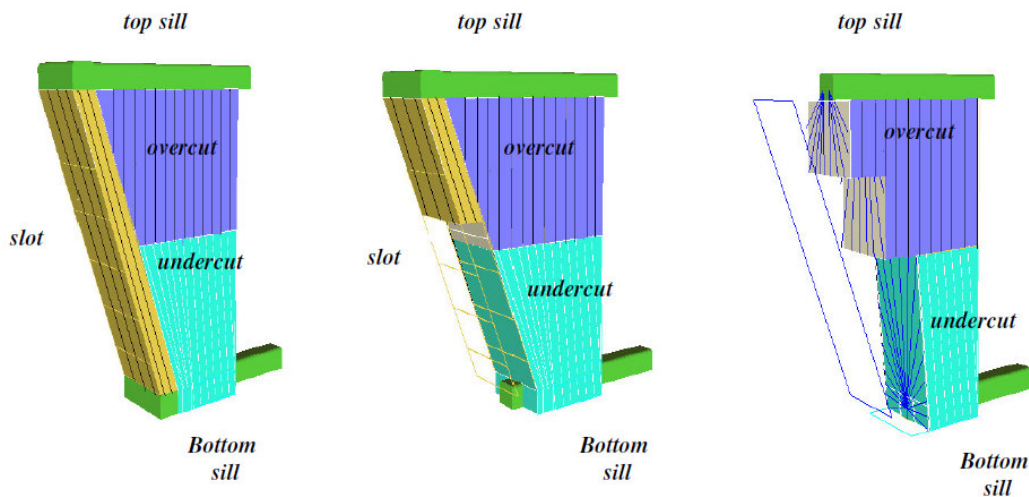


Figura 3.3: Realce típico do método de lavra VRM, segundo Andrade Filho (2008).

Na mina subterrânea existem os processos perfuração, desmonte, batimento de choco, carregamento, transporte, içamento (tanto de estéril quanto de minério) e termina em um sistema de britagem (britador cônico com capacidade para 600 t/h). A britagem primária recebe também minério dos depósitos adjacentes e minério marginal.

O processo subsequente inicia-se na pilha intermediária que recebe o minério que foi processado na britagem primária. Desta pilha o minério é retomado seguindo para a área de rebritagem.

Na área de rebritagem são realizados: o peneiramento primário, a britagem secundária, o peneiramento secundário e a britagem terciária do minério. O produto da rebritagem é enviado por correias transportadoras para a formação das pilhas de homogeneização (tipo *chevron*), que segundo Costa et al (2008) reduzem em até 90% a variabilidade do minério que alimenta a usina, conforme demonstrado em seus estudos nas minas de Sapicado e Galinheiro pertencentes à Vale. Uma vez concluída, a pilha é retomada e enviada por correias transportadoras para os silos de armazenamento.

O minério armazenado nos silos é enviado para os moinhos de bolas através de correias transportadoras. Nos moinhos o minério é cominuído. Em seguida é classificado por hidrociclones, sendo o *overflow* enviado para o circuito de flotação e o *underflow* retorna diretamente para os moinhos ou parte deste alimenta a célula *flash*. O concentrado da célula *flash* é encaminhado para a caixa de bomba do concentrado final e o rejeito da mesma alimenta novamente o moinho.

O processo convencional de flotação inicia-se com a alimentação das células *rougher* com o *overflow* dos hidrociclones. Em seguida, o concentrado *rougher* alimenta a etapa de limpeza constituída por: células *cleaner*, *scavenger* e *recleaner*. O concentrado final da flotação é enviado para os espessadores de concentrado e o rejeito para os espessadores de rejeito.

A polpa do rejeito adensada nos espessadores é bombeada para a planta de *paste fill*, para a barragem de rejeito ou para a cava da mina a céu aberto quando necessário. A água obtida na operação de desaguamento é reaproveitada no processo de beneficiamento. Na planta de *paste fill*, a polpa é desaguada em filtros de discos e enviada por correia transportadora para um condicionador de polpa, onde é adicionada



água ou polpa para corrigir a densidade do material. A água obtida na operação de desaguamento é reaproveitada no processo de beneficiamento. Em seguida, o material é enviado para um misturador onde é adicionado cimento para produzir a pasta. Posteriormente, o produto é enviado por gravidade para o preenchimento de realces na mina subterrânea.

A polpa de concentrado é adensada nos espessadores e em seguida bombeada para a etapa de filtragem através de filtros a disco. A água obtida na operação de desaguamento é reaproveitada no processo de beneficiamento e o concentrado de cobre segue para o pátio de manuseio e estocagem de concentrado (Relatório Interno MCSA Descritivo de Processo, 2000). A figura 3.4 ilustra o processo produtivo da MCSA.

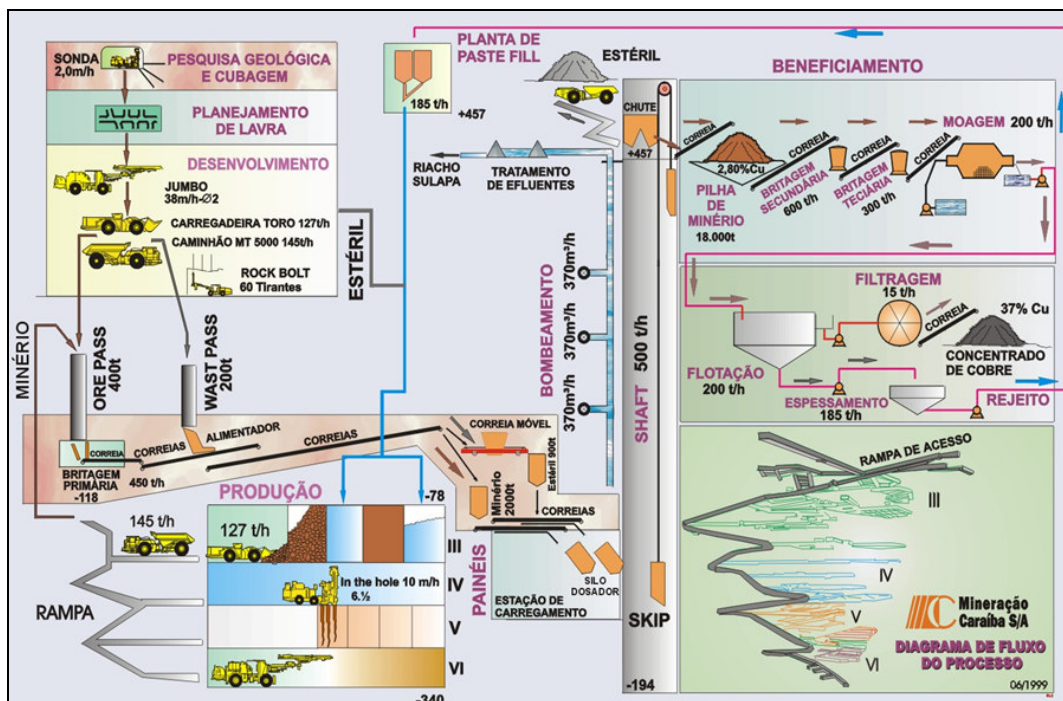


Figura 3.4: Processo produtivo da MCSA.

### 3.3 Caracterização tecnológica do depósito

Os estudos de caracterização mineralógica foram realizados pelo LCT-USP a partir de amostra representativa de toda composição mineralógica do depósito (barragem), coletada por técnicos da MCSA (Relatório Interno MCSA Caracterização Mineralógica da Barragem, 2007).

A composição química da amostra da barragem expressa na forma de óxidos é apresentada na tabela 3.1.

Tabela 3.1: Composição química da amostra da barragem

Óxido	(%)
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,05
TiO <sub>2</sub>	0,97
CUO	0,32
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,4
SiO <sub>2</sub>	49,5
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15,7
MgO	9,17
CaO	5,8
Na <sub>2</sub> O	2,36
K <sub>2</sub> O	0,93
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,67
SO <sub>3</sub>	0,45
PF	1,19

A amostra é constituída em maior escala por SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO e CaO e em menor escala por V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, TiO<sub>2</sub>, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> e CuO. Segundo Mandetta (1986), as associações máfico-ultramáficas da região de Carafba estão relacionadas a terrenos de alto grau de metamorfismo e podem ser individualizadas em dois tipos: Associação Máfico-Ultramáfica Mineralizada e Associação Ultramáfica a Olivina. A associação mineralizada é formada por uma unidade ultramáfica basal (biotitos, piroxenitos) e uma unidade máfica de topo (norito, gabronorito). Relacionadas à base dessa associação, ocorrem disseminações e concentrações maciças de calcopirita-bornita-magnetita. As faixas de variação entre as unidades basais e de topo indicam intervalos de MgO de 23% a 10%; de Ni de 1400 ppm a 200 ppm; de TiO<sub>2</sub> de 0,1% a 2%. A Associação Ultramáfica a Olivina é formada por um núcleo de piroxenito, olivina-piroxenito e peridotito, e um envoltório de rochas gabróicas. Compreende tipos litológicos com MgO variando na faixa de 30% a 40%; TiO<sub>2</sub> em torno de 0,2% e Ni de 4000 ppm a 2000 ppm.

A estimativa de composição mineralógica da amostra por faixa granulométrica é apresentada na tabela 3.2.

Tabela 3.2: Estimativa de composição mineralógica

Fração (mm)	massa (%)	Minerais (%)									
		magnetita	ilmenita	piroxênio	quartzo	feldspato	mica	calcopirita	pirita	apatita	outros
+0,105	38,6	1	0,6	39	10	32	12	0,6	0,4	0,7	3
-0,105+0,074	11,7	3	1	45	9	28	9	0,4	0,1	1	3
-0,074+0,044	19,2	5	2	46	8	26	9	0,3	0,1	2	2
-0,044+0,037	4,6	6	2	44	8	27	9	0,3	0,1	2	2
-0,037.+0,020	9	7	1	40	7	30	11	0,3	tr	2	2
-0,020	16,9	5	tr	36	6	34	13	0,5	tr	2	3
total calculado	100	4	0,9	41	9	30	11	0,5	0,2	1	3

obs: outros = K-feldspato, anfibólio, caulinita e carbonatos; tr < 0,1%

Analisando a tabela 3.2, nota-se que a magnetita, que é o mineral de interesse, corresponde a 4% da massa da amostra e que a mesma se concentra nas frações mais finas, até o limite de 20 $\mu$ m.

A comprovação da associação do pentóxido de vanádio com a magnetita foi feita através de estudos no MEV/WDS mostrando que o mesmo está associado, em sua maioria, à estrutura cristalina da magnetita, ocorrendo em menor proporção associado a ilmenita, piroxênio e mica, conforme evidenciado na tabela 3.3.

Tabela 3.3: Participação do vanádio entre os minerais portadores

Mineral	Participação V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
magnetita	50
mica	22
piroxênio	20
ilmenita	8
Total	100

Estudos mostram que o teor de vanádio na magnetita varia de 0 a 2%, tendo como valor médio 1%. A composição química média da magnetita determinada a partir de micro análises é apresentada na tabela 3.4.

Tabela 3.4: Composição química média da magnetita obtida por MEV/ EDS-WDS

Óxido	Teor (%)
Óxidos de Ferro	94,2
Cr <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	3,7
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,1
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,7
NiO	0,3
MnO	<0,1

Levando em consideração que 4% da amostra é magnetita e que o teor médio de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> na magnetita é 1%, tem-se que o teor médio de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> no material da barragem é de 0,05%.

### 3.4 Operações unitárias

As operações unitárias contidas no estudo de aproveitamento de magnetita e vanádio da barragem de rejeito da Mineração Caraíba compreendem a lavra (retomada da barragem), beneficiamento do minério (material da barragem mais rejeito da usina do site pilar), sinterização, redução/fusão redutora do metal e escorificação do gusa líquido para produção de escória vanadífera, (Relatório Interno MCSA Ferro-gusa Vanádio, 2008). As figuras 3.5 e 3.6 ilustram o fluxo do processo.

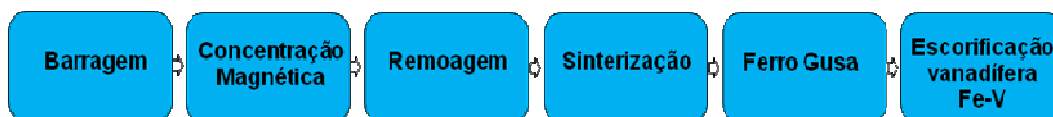


Figura 3.5: Fluxo esquemático do processo do estudo.



Figura 3.6: Ilustração do processo do estudo.

### 3.4.1 Métodos de concentração

Conforme descrito no estudo de caracterização mineralógica, a magnetita está presente no material da barragem da MCSA na proporção de 4% sendo a espécie mais abundante a sílica, com teor de 50%. Esses resultados sugerem como métodos de concentração da magnetita, com base nas propriedades diferenciadoras, a: concentração magnética, aproveitando o caráter ferrimagnético do mineral de interesse, concentração gravimétrica devido à diferença de densidade entre os dois minerais, ou flotação tanto direta quanto reversa.

O método de flotação foi inicialmente descartado devido ao seu alto custo. Porém, para a etapa de limpeza, a flotação reversa poderia ser uma opção, conforme demonstrado por Pignaton et al (2004) nos testes com lama de minério de ferro da barragem da mina do Pico, antiga MBR e hoje pertencente à Vale.

O método de concentração gravimétrica também foi descartado devido a sua baixa eficiência na recuperação da magnetita. Um ímã de baixa intensidade, 2000 Gauss, foi colocado no rejeito de espirais de *Humphrey* e jigsawes centrífugos, porém, ocorreu apenas uma partição da massa. Uma possível explicação para o fato é a granulometria fina do material,  $P_{80} < 150 \mu\text{m}$ . Outros concentradores gravimétricos, próprios para

minérios mais finos, como centrífugas Knelson ou Falcon, não foram cogitados devido a suas pequenas capacidades de alimentação e por se tratar de equipamentos que operam por batelada.

Descartados os métodos de flotação e concentração gravítica, foi dada sequência aos estudos focando-se em concentração magnética. O processo de concentração magnética pode ser dividido em dois, de alta intensidade (WHIMS) e baixa intensidade (LIMS). Conforme demonstrado por Vieira (2008), o processo de concentração magnética através de concentradores magnéticos de alta intensidade se mostrou bastante eficiente para minérios portadores de mineral paramagnético hematita, porém para o caso de minérios contendo magnetita poderiam ocorrer entupimentos nos carrosséis dos concentradores devido à forte imantação. Esse fato foi observado em testes com separador magnético tipo Jones onde as placas ficaram completamente obstruídas impedindo a continuidade da passagem do material. Mesmo após o equipamento ser desligado houve dificuldade de se fazer a limpeza do concentrado magnético que estava entre as placas.

Segundo Relatório Interno MCSA de caracterização mineralógica da barragem (2007), 90% da magnetita está liberada em 105  $\mu\text{m}$ , enquanto o material da barragem apresenta 38,6% acima de 105  $\mu\text{m}$  (tabela 3.2), o que indica que será necessário remoer o concentrado magnético e inserir etapas de limpeza no processo de concentração para que o concentrado magnético atinja teor de Fe ideal para os processos subsequentes.

O processo de separação magnética, segundo Sampaio e Luz (2004), é um método bastante consagrado na área de processamento mineral, tanto para separação quanto para concentração e sua propriedade diferenciadora é a susceptibilidade magnética, sendo assim, os minerais podem ser atraídos ou repelidos por um campo magnético. Quando ocorre forte atração ao campo magnético diz-se que os minerais são ferromagnéticos, quando ocorre fraca atração diz-se que são paramagnéticos e quando há repulsão diamagnéticos, Dentre os exemplos pode-se citar, respectivamente, magnetita, hematita e quartzo. A figura 3.7 ilustra os três tipos de comportamento.

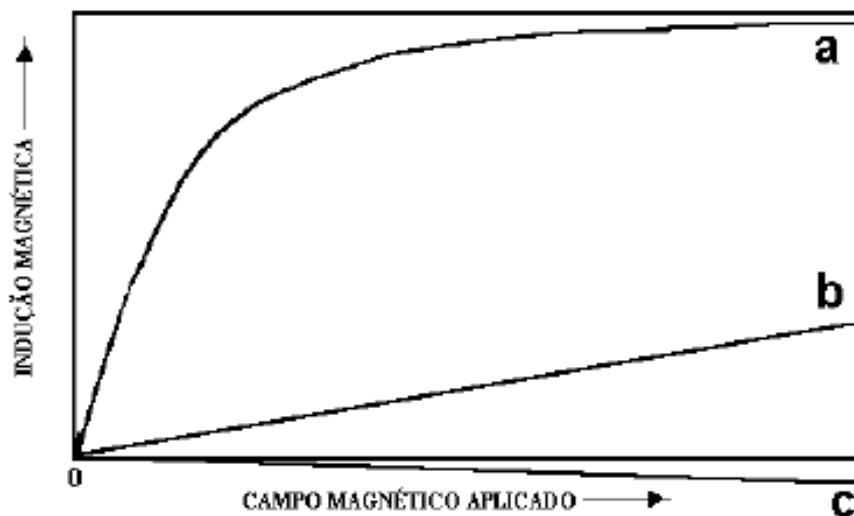


Figura 3.7: Ilustração esquemática da indução magnética para diferentes espécies mineralógicas (a) ferromagnéticas, (b) paramagnéticas e (c) diamagnéticas, segundo Sampaio e Luz (2004).

Fazendo um paralelo com o material em estudo nota-se claramente que a propriedade diferenciadora, susceptibilidade magnética, é altamente indicada dada sua mineralogia, pois a magnetita que possui vanádio associado (tabela 3.3) é ferromagnética, a ilmenita é fortemente paramagnética e os demais minerais (tabela 3.2) são diamagnéticos ou fracamente paramagnéticos.

### 3.4.2 Sinterização, fusão redutora e escorificação

Os processos seguintes à concentração são a sinterização, fusão redutora e escorificação do gusa fundido para separação da escória rica em vanádio do ferro-gusa.

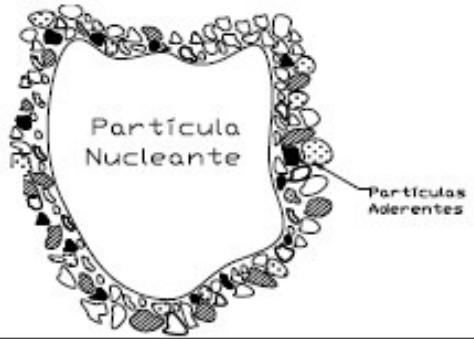
O processo de sinterização é bastante difundido e se faz necessário devido à granulometria do concentrado ser extremamente fina para se alimentar um alto-forno. A granulometria do concentrado magnético ainda será definida, mas certamente pelo grau de liberação da magnetita 100% do concentrado ficará abaixo de 100  $\mu\text{m}$ .

A sinterização é um processo de aglomeração de finos, adequando sua granulometria, para que os mesmos possam ser utilizados em fornos metalúrgicos. O processo consiste

da aglomeração de finos de minério, finos de redutor (coque ou carvão vegetal), fundente e água em misturadores intensivos ou tambores que se aderem aos finos de retorno (nucleantes) formando microaglomerados. A formação de microaglomerados constitui uma etapa importante do processo de sinterização (Vieira et al, 2003) e de acordo com a sua eficiência de microaglomeração as partículas da mistura podem ser classificadas como nucleantes, intermediárias e aderentes. O mesmo autor, baseando em estudos realizados por Ishikawa et al (1982), Araujo Filho et al (1986), Rosière et al (1996) e Vieira et al (1999), faz uma descrição geral das características intrínsecas de partículas do sinter feed de minérios de ferro brasileiros e da estrutura ideal de microaglomerado produzido na etapa de aglomeração a frio (tabela 3.5).



Tabela 3.5: Descrição geral das características intrínsecas de partículas do sinter feed de minérios de ferro brasileiros e da estrutura ideal de microaglomerado produzido na etapa de aglomeração a frio (Vieira et al, 2003).

6,3 mm	<b>Partículas do sinter feed</b>		<b>Estrutura ideal do microaglomerado (a frio)</b>
	<b>Supergrossas</b> Não apresentam a capacidade de aderir as partículas mais finas ao seu redor e não contribuem para o fenômeno de microaglomeração a frio. Devem ser minimizadas na composição da mistura a sinterizar		
3,0 mm	<b>Nucleantes 2</b>	<b>Nucleantes</b> Apresentam a capacidade de aderir as partículas mais finas ao seu redor e constituem-se nos núcleos dos aglomerados. São partículas policristalinas anidras ou hidratadas e não devem participar efetivamente no fenômeno de formação de líquido durante a queima. Deve-se controlar a quantidade de partículas nucleantes goethíticas (altos valores de PPC e de P) de modo a evitar alta contração e formação de grandes trincas no bolo de sinterização e aumento do teor de fósforo no sinter e no gusa.  Podem apresentar diferentes tipos de tramas, constituintes mineralógicos, tamanhos de cristais, graus de porosidade e tipos de superfícies. Essas características influenciam os parâmetros de redutibilidade, degradação durante redução e de amolecimento e fusão do sinter.  Não devem conter sílica oclusa na sua estrutura ou mesmo na forma liberada.	
	<b>Nucleantes 1</b>	São os nucleantes ideais, pois são mais efetivos com relação a capacidade de formar a camada aderente	
1,0 mm ou 0,7 mm	<b>Intermediárias</b> Essas partículas não se comportam nem como nucleantes e nem como aderentes. Devem ser minimizadas na composição da mistura a sinterizar.		<b>Tramas das Partículas Nucleantes</b> <b>Granoblástica:</b> Cristais xenomorfs de hematita complexamente intercrescidos (Ex. Minas de Mutuca, C. Feijão, Carajás, etc.) <b>Lepidoblástica:</b> Cristais orientados de hematita ao longo do plano basal (Ex. Minas de Andrade, Cauê, Morro Agudo, etc.) <b>Mosaico:</b> Cristais de bordas retas sem orientação preferencial (Ex. Minas de Casa de Pedra, Cauê, Andrade, etc.) <b>Microgranular:</b> Hematita microcristalina disposta em uma trama granoblástica (Ex. Minas de Carajás e Corumbá). <b>Treliça:</b> Cristais alongados sem orientação preferencial (Ex. Minas de Carajás).
0,3 mm ou 0,2 mm	<b>Aderentes</b> São partículas que formam a camada aderente ao redor do núcleo no microaglomerado. Podem apresentar diferentes características mineralógicas de modo a influenciar fortemente os fenômenos de aglomeração a frio e de formação da fase líquida durante a queima e na qualidade intrínseca do sinter formado.		<b>Tipologia das Partículas Aderentes e Nucleantes:</b> Especularíticas (Ex. Minas de Cauê, Andrade, etc.). Martíticas (Ex. Minas da Mutuca, C. Feijão, etc.). Granulares (Ex. Mina do Pico, etc.). Microgranulares (Ex. Minas de Carajás). Magnéticas (Ex. Mina de C. de Feijão, etc.). Goethíticas (Ex. Minas de Alegria, Capanema, etc.).
0,105 mm	<b>Supertinas</b> São partículas de pellet feed. Sua participação no sinter feed deve ser minimizada. Contribuem fortemente para diminuir a permeabilidade do leito a sinterizar. A alumina nessa fração aumenta o RDI (Reduction Degradation Index) do sinter.		

Grande parte do concentrado magnético da Mineração Caraíba apresenta granulometria abaixo de 0,105 mm, caracterizada como superfina conforme a tabela 3.5, sugerindo o

uso de um misturador intensivo para minimizar o impacto na permeabilidade do leito de sinterização.

A qualidade do sinter é avaliada através de caracterizações químicas e físicas. As características químicas advêm da mineralogia do concentrado e compostos utilizados no processo de sinterização, podendo ser medidas através de variados métodos analíticos. A caracterização física pode ser avaliada através de ensaios de resistência física (*Tumbler e Shatter Index*), degradação sob redução (RDI), e capacidade de redução ou redutibilidade (RI). Segundo Pimenta et al (2007), esses ensaios são normatizados conforme descrição que se segue: *Tumbler Index* (ISO 3271), *Shatter Index* (JIS M8711), RDI (ISO 9646-2) e RI (ISO 7215).

O processo de fusão redutora é feito em mini alto-forno (MAF) a carvão vegetal, processo este utilizado pelas “guseiras”, ou guseiros independentes (não ligados a grandes grupos siderúrgicos), de todo Brasil. No processo de fusão redutora a grande preocupação são os contaminantes que podem vir associados ao concentrado magnético ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{TiO}_2$  e  $\text{V}_2\text{O}_5$ ), podendo causar perda de qualidade do ferro-gusa. Existe a tendência de  $\text{TiO}_2$  e  $\text{V}_2\text{O}_5$  se incorporarem ao ferro-gusa, fato que foi comprovado por Budzik (2007) em seus estudos com sinter de magnetita contendo vanádio e titânio, onde a recuperação de vanádio foi de 87,47% e de titânio foi de 38,27%. Quanto ao vanádio os resultados são bons, pois o mesmo é oxidado seletivamente através da injeção de  $\text{O}_2$  e separado do gusa, porém a presença de titânio no gusa pode causar incrustações nas paredes do alto-forno causando seu fechamento. O próprio Budzik (2003) confirmou em seus testes que a incorporação do titânio ao ferro-gusa depende da basicidade da escória, quanto mais sílica no sistema maior a incorporação e quanto maior a relação  $\text{SiO}_2/\text{CaO}$  menor a incorporação. Em contra partida, Muan e Osborn (1965) afirmam em seus estudos que os diagramas quaternários  $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$  servem para representar um sistema contendo 5% de  $\text{TiO}_2$  em substituição a 5% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  desta mistura, mostrando que o teor de  $\text{TiO}_2$  no concentrado magnético da MCSA não seria um problema.

O vanádio pode ser recuperado de minérios magnéticos titaníferos através de duas formas: a primeira através precipitação de sais de vanádio da lixívia de minérios ustulados, conforme demonstrado por Ribeiro (1985) em seus estudos de pós-graduação com amostras de minério de Campo Alegre de Lourdes, e a segunda da lixívia da

escória rica em vanádio proveniente da injeção de oxigênio em ferro-gusa líquido (Taylor et al, 2005). No caso do processo da Mineração Caraíba foi escolhido o segundo, devido ao baixo teor de Ti e ao aproveitamento do gusa como produto, o que agrega valor ao projeto.

Gonzalez et al (2008) confirmam que o vanádio pode ser extraído do minério de forma direta por calcinação alcalina ou através da escória enriquecida. A figura 3.8 ilustra as duas possibilidades de extração de vanádio de minérios magnéticos titaníferos e os produtos finais dos processos (Gonzalez, 2005). Por aquecimento em meio oxidante e alcalino, o  $V^{+3}$  passa a  $V^{+5}$ , que migra do óxido e forma sais, solubilizado com água ou ácido diluído. Com  $NH_3$  precipita-se como meta-vanadato de amônio que, recuperado e calcinado, produz  $V_2O_5$  e  $NH_3$ , que é reciclado.

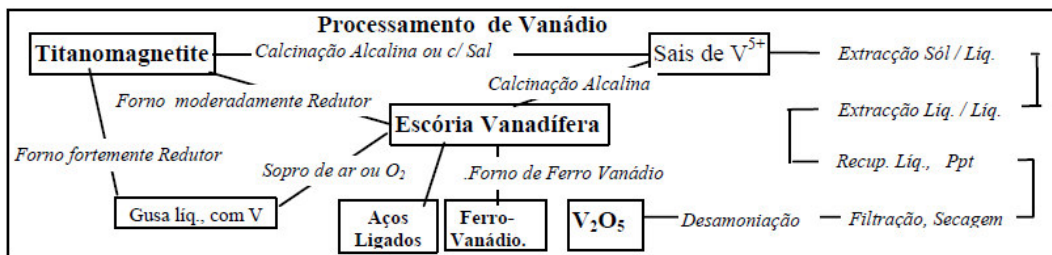


Figura 3.8: Extração de vanádio do minério ou escória vanadífera (Gonzalez, 2005).

Segundo a figura 3.8, os produtos a base de vanádio são a escória de vanádio para a produção de aços ligados, pentóxido de vanádio ( $V_2O_5$ ), e ferro vanádio que é comercializado em ligas contendo 40%, 60% e 80% de vanádio (Moskalyk e Alfantazi, 2003).

Ribeiro (1985) demonstrou que as maiores extrações de ferro e vanádio, para o minério de Campo Alegre de Lourdes, que apresentava teores de 68,4% de  $Fe_2O_3$ , 18,3% de  $TiO_2$  e 0,70% de  $V_2O_5$ , foram obtidas com uma solução de 7.0M de HCl a 105°C.

## **4. Materiais e Métodos**

A metodologia utilizada neste estudo envolveu quatro etapas:

- amostragem e preparação da amostra;
- determinação dos métodos de retomada e redeposição do material;
- caracterização da amostra;
- execução dos ensaios tecnológicos.

### **4.1 Amostragem e preparação da amostra**

O depósito da MCSA (barragem de rejeitos) possui fatores que dificultam sua amostragem. São aproximadamente 700 ha de área superficial, sendo que, em alguns pontos, não é possível o acesso ao local onde está depositado o rejeito da planta, pois o material não está consolidado e possui profundidade média de 10 metros, com variações de 3 até 20 metros, sendo que, nas áreas mais profundas, a partir de 4 metros se encontra o nível d'água.

Foram realizadas 3 amostragens e homogeneizações

A primeira foi realizada com trado manual contendo 20 furos de 3 metros de profundidade distribuídos aleatoriamente pela barragem. Esta amostra passou por um processo de homogeneização em pilhas longitudinais com três “tombos” e depois foi quarteada até se atingir uma fração de 20 kg que foi enviada ao LCT-USP para estudos de caracterização tecnológica e 30 kg foram enviados para a Inbrás-Eriez para testes de concentração magnética. Este concentrado serviu para realização de testes de fusão redutora na USP.

A segunda amostra consistiu de 2 toneladas de material da barragem e foi enviada à SGS Lakefield Canadá para testes de concentração magnética, estudo de caracterização tecnológica e geração de amostra para os testes de fusão redutora e escorificação no

laboratório da Mintek, África do Sul. A amostra foi coletada através de retro escavadeira em 10 diferentes pontos da barragem, homogeneizada através de 3 “tombos” e separada em “*big bag*” para envio à *SGS-Lakefield*.

A terceira amostra foi coletada e homogeneizada de forma semelhante à segunda, porém a quantidade de amostra foi de 50 toneladas. Essa amostra foi enviado à Fundação Goerceix em Ouro Preto – MG para geração de 1 tonelada de concentrado para realização de testes de sinterização no laboratório da Minitec em Divinópolis – MG.

#### **4.2 Determinação dos métodos de retomada e redeposição do material**

Para se determinar os métodos de retomada e o de redeposição do material foram utilizados critérios técnicos e econômicos. As variantes do estudo foram:

- alternativa 1 : escavação mecânica com equipamento convencional e transporte por caminhões para ser beneficiado na usina;
- alternativa 2 : dragagem com draga de sucção e recalque bombeando o material diretamente para a usina;
- alternativa 3 : dragagem com draga de sucção e recalque bombeando o material para o concentrador magnético montado na margem;
- alternativa 4 : dragagem com desmonte hidráulico bombeando o material para o concentrador magnético montado na margem;
- alternativa 5 : dragagem com desmonte hidráulico bombeando o material para o concentrador magnético montado na margem, área de deposição inicial a jusante da barragem;

Para o enchimento das cavas R22 e R75 foram estudadas as seguintes alternativas:

- alternativa 6 : bombeamento do rejeito do material processado direto para as cavas e bombeamento da água para a barragem;
- alternativa 7 : bombeamento do rejeito do material processado para baias de secagem, com transporte por caminhões para as cavas e bombeamento da água para a barragem.

### **4.3 Caracterização das amostras**

Assim como foi realizada caracterização da amostra de material enviada à Inbrás-Eriez, também foi realizado estudo de caracterização da amostra que foi enviada à SGS-Lakefield, através do seu próprio laboratório. O objetivo foi estudar a variabilidade da amostra em diferentes pontos de amostragem na barragem.

O estudo identificou os principais elementos e minerais da amostra, suas distribuições nas faixas granulométricas, a quantidade dos minerais de interesse e em qual proporção o vanádio está associado à magnetita.

Para este estudo foram utilizadas técnicas de difratometria de raios-x, fluorescência de raios-x, espectrofotometria por absorção atômica, QEM-SCAN, ICP, microscopia eletrônica de varredura (EDS/WDS).

### **4.4 Execução de ensaios tecnológicos**

Os ensaios tecnológicos foram realizados em laboratórios externos à MCSA. Os ensaios e laboratórios utilizados foram:

- concentração magnética: Fundação Gorceix, SGS Lakefield e Inbrás-Eriez;
- remoagem: Fundação Gorceix;
- sinterização: Minitec;
- fusão redutora e escorificação: USP e Mintek.

#### **4.4.1 Ensaios de concentração magnética**

Os ensaios de concentração se iniciaram na Inbrás-Eriez e contemplaram quatro etapas de concentração e duas de remoagem. O material enviado para a Inbrás-Eriez alimentou um tanque de condicionamento, através de um alimentador vibratório e fluxo de água, de tal forma que esta polpa atingisse porcentagem de sólidos de 35%. Do tanque de condicionamento a polpa alimentou um separador magnético tipo tambor de baixa intensidade (1350 Gauss), o concentrado foi guardado e posteriormente sofreu

remoagem e foi novamente processado no mesmo concentrador, simulando uma etapa de limpeza. O rejeito foi armazenado e reprocessado em outro separador magnético de média intensidade (7000 Gauss), sendo seu concentrado remoído e reprocessado no mesmo separador, também simulando etapa de limpeza. O objetivo de se passar o rejeito da primeira concentração numa etapa de concentração com equipamento de maior intensidade foi simular uma etapa scavenger, para mostrar se o separador de baixa intensidade é suficiente para garantir uma boa recuperação da magnetita.

Todas as etapas deste processo passaram por amostragem para análises de teores e massas, de onde saíram informações para fechamento de balanço de massas e metalúrgico. A figura 4.1 ilustra o fluxograma do teste de concentração na Inbrás-Eriez, sendo que a remoagem seguiu o tempo padrão dos testes da Fundação Gorceix.

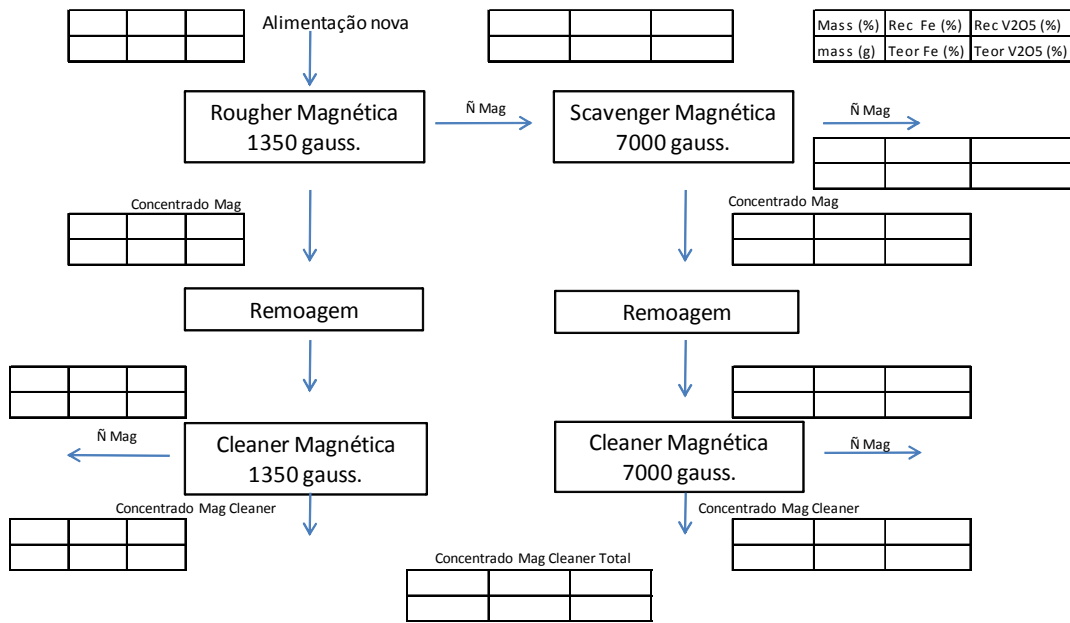


Figura 4.1: Fluxograma dos testes da Inbrás-Eriez.

Os testes de concentração na Fundação Gorceix foram em duas etapas, a primeira em um concentrador de média intensidade (7000 Gauss) e média capacidade (200 kg/h) para geração de amostra para realização dos testes de remoagem. A segunda etapa foi realizada em um concentrador magnético de baixa intensidade (1200 Gauss), passando por uma etapa de remoagem e novamente pelo concentrador para limpeza. Como o objetivo principal desta etapa foi geração de amostra para futuros testes, não foram

realizadas análises químicas e fechamento de balanço metalúrgico, somente foi analisada a amostra de concentrado final.

Os testes da SGS Lakefield seguiram o padrão dos testes da Inbrás-Eriez e Fundação Gorceix, porém com uma etapa de limpeza a mais para o concentrado. O objetivo desta modificação foi verificar o efeito do incremento de uma etapa a mais de limpeza, nos teores de Fe e V no concentrado final e qual a perda de recuperação devido a esta etapa a mais. Nestes testes, além de análises químicas tradicionais de Fe, V, SiO<sub>2</sub>, para fechamento de balanço de massas e metalúrgico, foram realizadas análises de possíveis contaminantes para produto final, como, por exemplo, Ti, Cu, P, S, Zn, Pb, Ni, Cr, Co, dentre outros. Para se ter uma ideia exata das recuperações de magnetita, foram realizadas análises específicas via balança Satmagan.

#### **4.4.2 Ensaios de remoagem**

Os ensaios de remoagem foram realizados na Fundação Gorceix em moinhos de bolas com dimensões de 25x40 cm, 7 kg de carga de bolas e 1,5 kg de amostra. Os tempos de moagem foram de 10 min, 20 min e 40 min. Após a moagem a amostra foi quarteada e uma fração foi enviada para análise granulométrica, tanto para os ensaios, quanto para a amostra de concentrado sem remoagem na peneiras da série *Tyler*: 65, 100, 150, 200, 270, 325, 400#.

Com o resultado desses testes foi escolhido o melhor tempo de remoagem para os outros testes.

Para se determinar a potência necessária para se levar a amostra de concentrado rougher até uma granulometria com P<sub>80</sub> em 325# Tyler, um teste de moabilidade foi realizado.

#### **4.4.3 Ensaios de sinterização**

Os estudos de sinterização se fizeram necessários, pois a granulometria do concentrado era extremamente fina para a alimentação de mini alto-fornos, etapa seguinte do processo, e por se tratar de uma tecnologia mais barata para pequenas escalas do que o processo de pelotização.



Os ensaios de sinterização foram realizados no laboratório da Minitec, em Divinópolis – MG. Ao todo foram realizados oito ensaios em uma panela com seção transversal circular de 0,1 m<sup>2</sup> e 550 mm de profundidade. Os parâmetros operacionais dos testes foram:

- material de fundo de panela “*bedding*” = 3 kg ~50 mm ;
- umidade da mistura ~ 8%;
- quantidade de mistura por teste = 65 kg;
- pressão de sucção durante a ignição = 900 mmHg;
- pressão de sucção durante a queima = 1500 mmHg;
- tempo de ignição = 1,5 minutos;
- ignição = gás liquefeito de petróleo (GLP);
- material de retorno = 25% da mistura;
- mistura CaO/SiO<sub>2</sub> = 1
- mistura (concentrado magnético, fundente, redutor).

Os testes foram realizados de acordo com as misturas apresentadas na tabela 4.1, onde são apresentadas as proporções de concentrado, fundente e redutor.

Tabela 4.1: Mistura dos testes de sinterização

<b>Matéria Prima</b>	<b>Mistura 1 (%)</b>	<b>Mistura 2 (%)</b>
Concentrado	82,63	83,63
Cal fina	-	2,00
Calcário	17,37	14,37
Carvão Vegetal	8,00	7,00

Por se tratar de concentrado fino para máquinas de sinterização, foram utilizados misturadores intensivos Eirich na aglomeração da mistura. Outra variável dos testes foi a utilização ou não de micropelotizadores Eirich para melhorar a qualidade das pelotas colocadas nas panelas.

Outra variável estudada foi a umidade. Foram realizados 2 testes nas mesmas condições, variando-se somente a umidade para se entender qual o seu efeito nos processos de mistura e queima da torta. A tabela 4.2 apresenta as condições dos testes e suas variáveis e as respostas esperadas.

Tabela 4.2: Condições e respostas dos testes de sinterização

Condições dos Testes				Respostas dos Testes		
Teste	Preparação da Mistura	Umidade(%)	Cal	Massa do Sinter	Tempo de Sinterização	Temperatura do Fumaça
1	misturador + pelotizador	8	não			
2	misturador + pelotizador	8	sim			
3	misturador	8	sim			
4	misturador + pelotizador	8	sim			
5	misturador	6,5	não			
6	misturador	9,5	não			
7	misturador	8	sim			
8	misturador	8	não			

Para se avaliar a qualidade do sinter produzido foram realizados testes de queda e tamboramento, *shatter test*, índice de degradação sobre redução (RDI) e redutibilidade (RI).

Os testes de queda e tamboramento e *shatter test* foram realizados na própria Minitec e os de RDI e RI foram realizados no laboratório de metalurgia da UFOP.

#### 4.4.4 Ensaio de fusão redutora e escorificação

Os testes de fusão redutora e escorificação foram realizados nos laboratórios da USP e Mintek, porém a amostra da USP veio dos ensaios da Inbrás-Eriez e os da Mintek veio da SGS Lakefield.

Nos testes realizados na USP ocorreu somente a etapa de fusão redutora e as respostas são os teores e recuperação do produto e escória.

Os materiais utilizados para os testes foram o concentrado magnético, cimento portland *ARI*, cal dolomítica hidratada, finos de coque de petróleo e finos de ferro-silício (Fe-

75%Si). Os materiais foram misturados e pelletizados. As porcentagens da mistura são apresentadas na tabela 4.3.

Tabela 4.3: Composição das pelotas (%)

<b>Composição das Pelotas (%)</b>				
<b>Concentrado</b>	<b>Cimento</b>	<b>Coque</b>	<b>Cal</b>	<b>Fe-Si</b>
100	10	24	20	2

Após o processo de mistura, pelletização e secagem, as pelotas frias foram colocadas em um forno com aquecimento indutivo e circulação de argônio, onde ocorreram os processos de redução e fusão redutora, de acordo com os dados da tabela 4.4.

Tabela 4.4: Condição dos testes de fusão redutora

		<b>Redução</b>	<b>Fusão</b>
1	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	Ao atingir
2	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	30
3	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	30 + adição de CaF <sub>2</sub>

Para o teste 1, o processo de resfriamento se iniciou assim que a temperatura na fase de fusão redutora atingiu 1600°C. Para o teste 2, o forno foi mantido em operação por trinta minutos e para o teste 3 foi adicionado CaF<sub>2</sub>.

O testes realizados na Mintek foram semelhantes aos da USP em sua primeira fase, porém os mesmos foram divididos em três fases:

Fase 1: Testes de pequena escala, com objetivo de se obter resultados de teores e recuperação do produto e escória, além de servirem de referência para se adequarem os parâmetros do teste de grande escala.

Fase 2: Teste de grande escala, com objetivo de se obter recuperação e teores globais de produto e escória, além de gerar amostra de produto suficiente para os testes de escorificação, que é a injeção de oxigênio em gusa líquido, a fim de se oxidar seletivamente alguns elementos de interesse, neste caso o vanádio. Com a escorificação ocorre a purificação do gusa, concentrando os elementos oxidados na escória.

Fase 3: Escorificação do gusa em escala piloto e cálculo do balanço metalúrgico.

As misturas dos testes continham concentrado magnético, cal, coque e, se necessário, fluxante.

Nos laboratórios da Mintek foram realizados 12 testes de pequena escala, sendo 8 com temperatura de 1500°C e 4 com temperatura de 1450°C, que é uma temperatura mais próxima das temperaturas de fusão redutora em altos fornos. A mistura (100 gramas) foi colocada em cadinho de alumínio com alto grau de pureza e levada ao forno de indução, onde permaneceu por um período de 2 horas, após esse tempo o material foi resfriado em água e separada a escória do produto.

Outra variável testada foi a adição de 100, 110, 120 e 130% de redutor em relação à quantidade ideal conforme balanço estequiométrico. Os testes em pequena escala foram realizados conforme os dados apresentados na tabela 4.5.

Tabela 4.5: Variáveis dos testes de fusão redutora em pequena escala

Testes	Concentrado (%)	Cal (%)	Carbono (%)	Temperatura de Fusão (°C)
1	100	-	17,2	1500
2	100	-	18,9	1500
3	100	-	20,7	1500
4	100	-	22,4	1500
5	100	2,00	17,2	1500
6	100	2,00	18,9	1500
7	100	2,00	20,7	1500
8	100	2,00	22,4	1500
9	100	-	18,9	1450
10	100	-	20,7	1450
11	100	2,00	18,9	1450
12	100	2,00	20,7	1450

O teste de grande escala seguiu o padrão do melhor teste em pequena escala. O teste de escorificação consiste em vaziar o gusa líquido em uma panela e através de uma lança de alumina.

Foram realizados quatro testes de escorificação do gusa seguindo os seguintes passos:

- foram adicionados 750 g de gusa contendo vanádio e outras impurezas em um cadinho de alumínio de alta pureza. O cadinho e a liga foram pesados antes de serem colocados em um recipiente de grafita;
- o recipiente foi colocado dentro de um forno de indução de 30 kW;
- uma lança de alumina foi posicionada no centro do recipiente, para a etapa de injeção de oxigênio;
- um medidor de temperatura do tipo “*K-Type*” (figura 4.2) foi posicionado entre o forno e o recipiente até a temperatura de 1300°C, temperatura máxima que ele suporta. Após este valor a temperatura foi monitorada através de pirômetro;

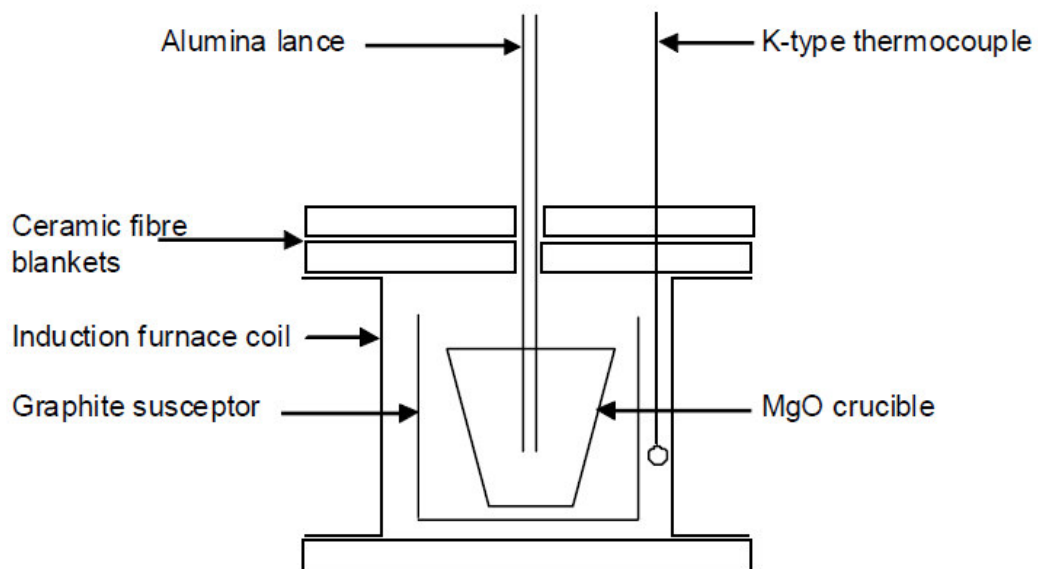


Figura 4.2: Representação esquemática dos testes de escorificação.

- regulando-se o potência do forno a liga foi mantida entre 1400 e 1450°C;
- uma lança foi imersa no recipiente por onde foi injetado oxigênio na liga, em diferentes taxas, de acordo com o que era observado com relação a liga e a escória;

- a quantidade teórica de gás  $O_2$  adicionado a liga foi calculada de forma a ser suficiente para oxidar o silício, carbono, cromo, vanádio e 2% do ferro para a fase de escória;
- uma vez adicionado a quantidade calculada de  $O_2$ , a injeção era paralisada, o forno desligado, sendo o resfriamento realizado em atmosfera de argônio;
- após resfriamento a escória e a liga foram separadas e analisadas quimicamente e através do MEV;

## **5. Resultados e Discussões**

Neste capítulo são apresentados os resultados dos estudos realizados para retomada e redeposição do material da barragem, testes de concentração magnética, sinterização, fusão redutora redutora, escorificação e caracterização tecnológica do material da barragem.

### **5.1 Retomada e redeposição do material**

Conforme descrito no item 4.2, foram estudados sete métodos para retomada e redeposição do material da barragem da MCSA. Para escolha do método de retomada do material foram estudadas três tecnologias: transporte mecânico, dragagem e bombeamento ou desmonte hidráulico com bombeamento. Os estudos foram realizados pela Crivella Engenharia, com auxílio da MCSA.

O transporte mecânico, alternativa 1, consiste no uso de equipamentos mecânicos tais como caminhões rodoviários traçados de 25 t, escavadeiras e carregadeiras. O uso desses equipamentos se mostrou inviável tanto do ponto de vista técnico, quanto do ponto de vista econômico. Em análise da barragem nota-se que o material não apresenta boa resistência mecânica (compactação) e em alguns pontos ocorre formação de bolsões de solo de baixíssima sustentação que inviabiliza qualquer tentativa de utilização de equipamentos convencionais para retomada do material, além do alto custo operacional, que seria da ordem de R\$ 30 milhões/ano para um transporte de 7 milhões de toneladas de material/ano, sendo este método descartado.

O uso de draga, alternativas 2 e 3, se mostrou viável do ponto de vista técnico, já que a barragem da MCSA apresenta uma extensão de aproximadamente 700 ha, o que daria boa mobilidade à draga, porém teria que ser construído um lago interno à barragem para o início dos trabalhos. O maior empecilho ao uso de draga é o alto custo de investimento, na melhor das hipóteses, alternativa 3, colocando-se a usina de concentração ao lado da barragem. Seriam R\$ 9 milhões em investimento para compra da draga, bomba e tubulação, o que tornou o método pouco atrativo. A figura 5.1 ilustra a operação de dragagem.



Figura 5.1: Operação de draga conforme alternativas 2 e 3 do estudo.

A retomada de material via desmonte hidráulico com bombeamento (alternativas 4 e 5) se mostrou o melhor método para retomada de material da barragem da MCSA tanto do ponto de vista técnico quanto do ponto de vista econômico. Esta operação foi acompanhada em visita à barragem da mina de El Teniente no Chile, onde o rejeito (material) é retomado e reprocessado pela MVC. Operacionalmente seriam necessários de 3 a 4 canhões hidráulicos para corte e carregamento do material e um sistema de bombeamento para a retomada. Os investimentos seriam significativamente menores para este método, da ordem de R\$ 2 milhões para compra de monitores, tubulações e bombas. As figuras 5.2 e 5.3 ilustram as operações da retomada de material da barragem de El Teniente operada pela Fraser Alexander, contratada da MVC, onde o material é desmontado por canhão hidráulico, carregado e bombeado até a usina de beneficiamento. Nas figuras pode-se notar claramente o desmonte (corte) do material, a formação dos taludes, o carregamento do material e o sistema de bombeamento.





Figura 5.2: Sistema de corte por canhão hidráulico.



Figura 5.3: Carreamento e bombeamento.

Para a redeposição do material (alternativas 6 e 7) a melhor opção do ponto de vista técnico e econômico é a alternativa 6, que consiste no bombeamento do rejeito do processo de concentração magnética direto para as cavas adjacentes R22, R22O e R75. Estas cavas teriam capacidade estimada de receber o rejeito por 2 anos de operação, o que reduziria a área da barragem, além de reconstituir o relevo das mesma para o plano de fechamento. A figura 5.4 ilustra a área da cava da mina, instalações atuais de beneficiamento e área da barragem da MCSA.



Figura 5.4: Foto de satélite da área da MCSA.

O processo de retomada da barragem seria realizado em tiras horizontais de aproximadamente 300 metros de largura e 1500 metros de comprimento, figura 5.5. No primeiro ano o rejeito do processo de concentração magnética seria depositado nas cavas adjacentes e do segundo ano em diante seria depositado na tira previamente lavrada, voltando a ser depositado nos depósitos adjacentes no último ano de operação.

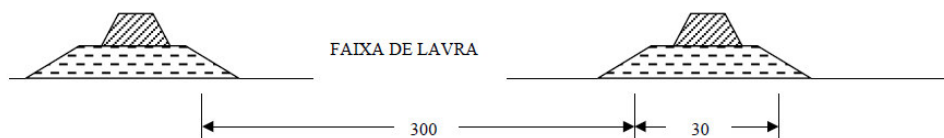


Figura 5.5: Esquema da faixa de retomada de material da barragem.

Para o esquema representado na figura 5.5, deixando-se um talude de 30 metros para contenção, a recuperação de lavra fica em 85%, porém existe a possibilidade de se realizar a retomada do material em faixas não sequenciais, assim a própria faixa de lavra serviria de talude elevando a recuperação de lavra para 90 a 95%.

## 5.2 Concentração magnética, remoagem e caracterização tecnológica

A figura 5.6 ilustra o esquema de amostras e testes que foram realizados para os estudos de caracterização tecnológica da amostra, ensaios de concentração magnética, estudos de remoagem, moabilidade, sinterização, fusão redutora e escorificação.

Roteiro dos Testes		
Amostra 1	Amostra 2	Amostra 3
Caracterização tecnológica LCT-USP	Caracterização tecnológica SGS-Lakefield	Geração de concentrado magnético FG
Testes de Concentração magnética Inbrás-Eriez	Testes e geração de concentrado magnético SGS-Lakefield	Testes de remoagem e moabilidade
Testes com fusão redutora USP	Testes com fusão redutora e escorificação Mintek	Testes de sinterização Minitec

Figura 5.6: Roteiro de amostragens e testes.



Para as etapas de concentração magnética e remoagem foram coletadas três amostras conforme descrito na figura 5.6, a primeira, para ensaios de caracterização tecnológica no LCT-USP e testes de concentração na Inbrás-Eriez, a segunda para caracterização tecnológica e testes de concentração na SGS Lakefiel e a terceira para testes de remoagem e geração de amostra de concentrado na Fundação Gorceix. O objetivo destes testes, além de indicar os índices de recuperações, teores e contaminantes, foi também a geração de amostras para as fases seguintes.

O material da barragem apresenta uma distribuição granulométrica fina, pois é proveniente do rejeito de flotação da usina da MCSA. A tabela 5.1 ilustra a distribuição do material da barragem.

Tabela 5.1: Granulometria do material da barragem

Amostra de Material da Barragem					
Abertura da Malha		Massa (g)	% Retida		% Passante
Mash	mm		Simples	Acumulada	
65	0,209	36,48	7,63	7,63	92,37
100	0,148	61,10	12,78	20,41	79,59
150	0,105	76,85	16,08	36,49	63,51
200	0,074	61,51	12,87	49,36	50,64
270	0,052	48,01	10,04	59,40	40,60
325	0,043	20,74	4,34	63,74	36,26
400	0,037	26,51	5,55	69,29	30,71
<400	<0,037	146,8	30,71	100,00	0,00
Massa Total (g) =		478,00			

Conforme o relatório interno de caracterização mineralógica LCT-USP a magnetita está 90% liberada a 150# Tyler, porém a tabela 5.1 mostra uma distribuição onde 36,49% do material da barragem fica retido nesta malha, o que indica a necessidade da etapa de remoagem. Porém, deve-se analisar se o concentrado magnético da primeira etapa de concentração apresenta esta mesma distribuição granulométrica.

Após passar pela primeira etapa de concentração a 7000 Gauss, a amostra de 50 t enviada à FG resultou em um concentrado magnético cuja granulometria é ilustrada pela tabela 5.2.

Tabela 5.2: Granulometria do concentrado magnético sem remoagem

Amostra de conc RG sem remoagem					
Abertura da Malha		Massa (g)	% Retida		%
Mash	mm		Simples	Acum	Passante
65	0,209	6,3	8,71	8,71	91,29
100	0,148	11,4	15,77	24,48	75,52
150	0,105	8,3	11,48	35,96	64,04
200	0,074	9,9	13,69	49,65	50,35
270	0,052	5,7	7,88	57,54	42,46
325	0,043	4,8	6,64	64,18	35,82
400	0,037	4,4	6,09	70,26	29,74
<400	<0,037	21,5	29,74	100,00	0,00
Massa Total (g) =		72,30			

Comparando-se o material da barragem com a amostra de concentrado magnético, tabelas 5.1 e 5.2, respectivamente, nota-se uma distribuição granulométrica similar, indicando a necessidade de remoagem para liberação da magnetita.

De posse deste resultado foram realizados três testes de remoagem com tempos de 10, 20 e 40 minutos em moinho de bolas cujos resultados estão apresentados nas tabelas 5.3, 5.4 e 5.5.

Tabela 5.3: Granulometria do concentrado magnético após 10 minutos de remoagem

Amostra de conc RG com remoagem de 10'					
Abertura da Malha		Massa (g)	% Retida		%
Mash	mm		Simples	Acum	Passante
65	0,209	0,3	0,69	0,69	99,31
100	0,148	1,1	2,91	3,60	96,40
150	0,105	3,0	7,94	11,55	88,45
200	0,074	7,0	18,54	30,08	69,92
270	0,052	4,9	12,98	43,06	56,94
325	0,043	5,2	13,77	56,83	43,17
400	0,037	3,3	8,74	65,57	34,43
<400	<0,037	13,0	34,43	100,00	0,00
Massa Total (g) =		37,76			

Tabela 5.4: Granulometria do concentrado magnético após 20 minutos de remoagem

Amostra de conc RG com remoagem de 20'					
Abertura da Malha		Massa	% Retida		%
Mash	mm	(g)	Simples	Acum	Passante
65	0,209	0,1	0,26	0,26	99,74
100	0,148	1,1	2,81	3,06	96,94
150	0,105	1,9	4,85	7,91	92,09
200	0,074	2,2	5,61	13,52	86,48
270	0,052	4,5	11,48	25,00	75,00
325	0,043	5,0	12,76	37,76	62,24
400	0,037	8,9	22,70	60,46	39,54
<400	<0,037	15,5	39,54	100,00	0,00
Massa Total (g) =		39,20			

Tabela 5.5: Granulometria do concentrado magnético após 40 minutos de remoagem

Amostra de conc RG com remoagem de 40'					
Abertura da Malha		Massa	% Retida		%
Mash	mm	(g)	Simples	Acum	Passante
65	0,209	0,2	0,46	0,46	99,54
100	0,148	0,4	0,88	1,34	98,66
150	0,105	0,5	1,10	2,43	97,57
200	0,074	0,7	1,53	3,97	96,03
270	0,052	1,9	4,17	8,13	91,87
325	0,043	3,1	6,80	14,93	85,07
400	0,037	6,6	14,47	29,40	70,60
<400	<0,037	32,2	70,60	100,00	0,00
Massa Total (g) =		45,61			

De acordo com os testes de remoagem apresentados nas tabelas 5.3, 5.4 e 5.5 as porcentagens de concentrado retido em 150 # Tyler para os tempos de 10, 20 e 40 minutos são de 11,55, 7,91 e 2,43, o que indica que um tempo de 40 minutos de remoagem seria suficiente para uma boa liberação da magnetita. Este tempo de remoagem serviu de base para os testes de concentração magnética da Inbrás-Eriez, SGS-Lakefield e para geração de amostra de concentrado magnético para testes de

sinterização na Minitec. Com o objetivo de se determinar qual a potência específica para se realizar a moagem do concentrado e facilitar o dimensionamento do moinho, foi realizado um teste de moabilidade na Fundação Gorceix. A figura 5.7 ilustra a energia necessária para levar o concentrado a uma fração de malha menor que 325# Tyler.

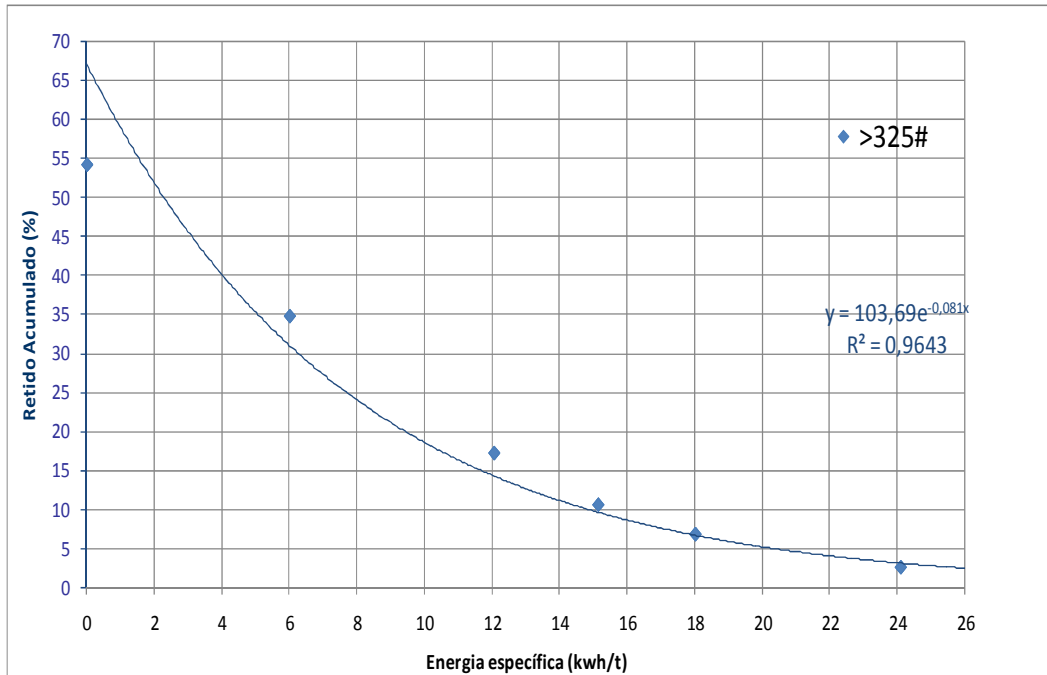


Figura 5.7: Resultado do teste de moabilidade.

Fazendo-se um paralelo da figura 5.7 com a tabela 5.5, que representa o tempo de moagem de 40 minutos, para se ter 15% da massa retida em 325# Tyler, serão necessários aproximadamente 12 kwh/t para se manter o mesmo grau de moagem.

O teste realizado na Inbrás-Eriez apresentou como objetivos principais a determinação das recuperações de Fe e  $V_2O_5$ , seus teores no concentrado e a necessidade ou não de uma etapa scavenger com maior intensidade para aumentar a recuperação de magnetita. A figura 5.8 ilustra o fluxograma do teste e seus resultados.

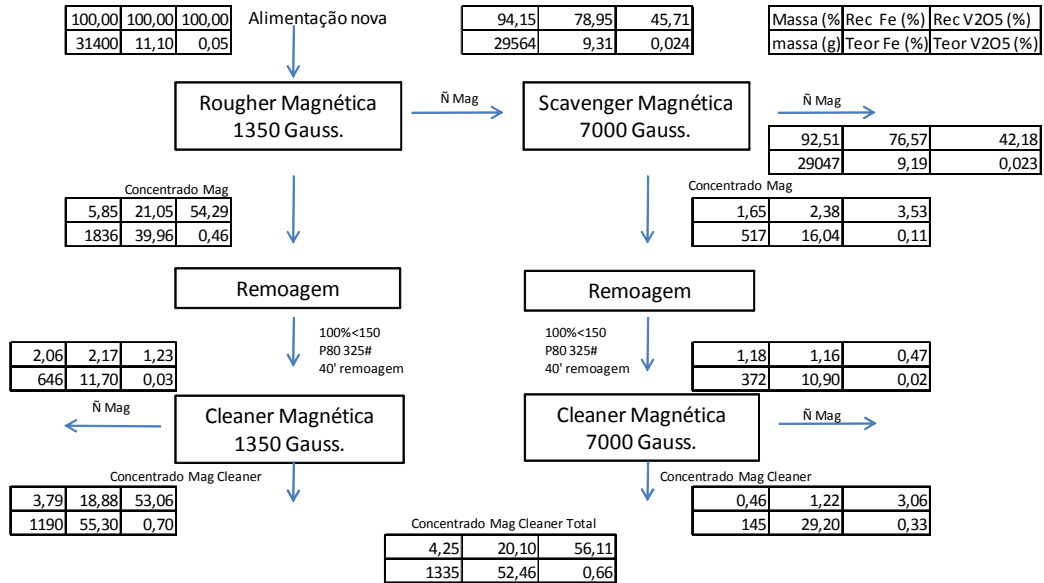


Figura 5.8: Fluxograma e resultados do teste da Inbrás-Eriez.

De acordo com a figura 5.8, pode-se tirar as conclusões discutidas a seguir.

A etapa de concentração magnética com 1350 Gauss se mostrou eficiente para recuperação de magnetita, dando uma recuperação global neste circuito de 3,8% em massa, 18,88% de ferro e 53,06% de pentóxido de vanádio com teores de 55,3% e 0,70%, respectivamente. Vale ressaltar que somente 4% da massa está na forma de magnetita, que é o mineral que contém ferro na forma possível de ser recuperado, conforme tabela 3.2.

A perda na etapa *cleaner* com 1350 Gauss foi de 2% da massa, porém as perdas de Fe e V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foram de apenas de 2,17% e 1,23%, respectivamente, mostrando uma boa eficiência do processo de separação magnética.

A etapa de remoagem foi fundamental para a liberação da magnetita, pois o teor de Fe passa de 40% para 55% com as etapas de remoagem e limpeza.

Devido à boa eficiência da etapa *rougher* de concentração magnética com 1350 Gauss, não se faz necessário o uso da etapa *scavenger* com 7000 Gauss, pois o processo



completo desta etapa dá um incremento em recuperação metalúrgica de 1,22% de Fe e 3,06% de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, que não justifica o investimento.

É interessante se avaliar a possibilidade de uma etapa *releaner* com 1350 Gauss, dada a eficiência verificada na etapa *cleaner* e a necessidade de se ter um concentrado um pouco mais rico em ferro para se aproveitar melhor a eficiência da etapa seguinte.

O concentrado deste teste foi enviado à USP para testes de fusão redutora.

Para realizar os estudos de caracterização tecnológica testes com a amostra de 2 t enviada pela MCSA, a equipe da SGS-Lakefield amostrou, através de tubos, uma fração do material e o quarteou até obter amostras de 100 g.

As tabelas 5.6 e 5.7 apresentam uma análise química e mineralógica da amostra da barragem e a associação do pentóxido de vanádio com os minerais presentes. A figura 5.9 ilustra a análise granulométrica do material da barragem da MCSA enviado à SGS-Lakefield.

Tabela 5.6: Composição química da amostra enviada à SGS-Lakefield

Assay	g/t	Assay	%
Ag	< 2	SiO <sub>2</sub>	49.8
As	< 30	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.6
Ba	440	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.4
Be	1	MgO	9.63
Bi	< 20	CaO	5.77
Cd	< 2	Na <sub>2</sub> O	1.95
Cu	1400	K <sub>2</sub> O	0.97
Li	< 5	TiO <sub>2</sub>	0.79
Mo	< 5	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.31
Ni	340	MnO	0.21
Pb	< 30	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.15
Sb	< 10	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.05
Se	< 30	LOI	2.59
Sn	< 20	Sum	98.2
Sr	300	S	0.15
Tl	< 30	Satmag	2.10
U	< 20		
Y	15		
Zn	130		

Tabela 5.7: Associação do vanádio entre os minerais portadores

Name	%	Avg (%)	N	S.D.	Min	Max	Mean S.D.	95% Confidence		Dist (%)
								Min	Max	
Fe-Oxides	3.30	0.67	89	0.44	0.01	1.84	0.05	0.58	0.76	29.3
Cr-Magnetite	0.20	0.99	49	0.42	0.50	2.51	0.06	0.87	1.11	2.64
Ilmenite	1.03	0.23	33	0.19	0.00	0.69	0.03	0.17	0.30	3.16
Biotite	16.0	0.14	10	0.07	0.00	0.22	0.02	0.09	0.18	28.9
Amphiboles	28.7	0.07	10	0.02	0.03	0.08	0.01	0.06	0.08	26.4
Clinopyroxene	6.39	0.08	10	0.03	0.03	0.12	0.01	0.06	0.10	6.55
Orthopyroxene	5.77	0.03	10	0.01	0.00	0.04	0.00	0.03	0.04	2.58
Chlorites	1.40	0.02	4	0.01	0.01	0.02	0.00	0.01	0.03	0.39
Other	37.2	0.00	-	-	-	-	-	-	-	0.00
Calc. Head	100.0	0.08	-	-	-	-	-	-	-	100.0

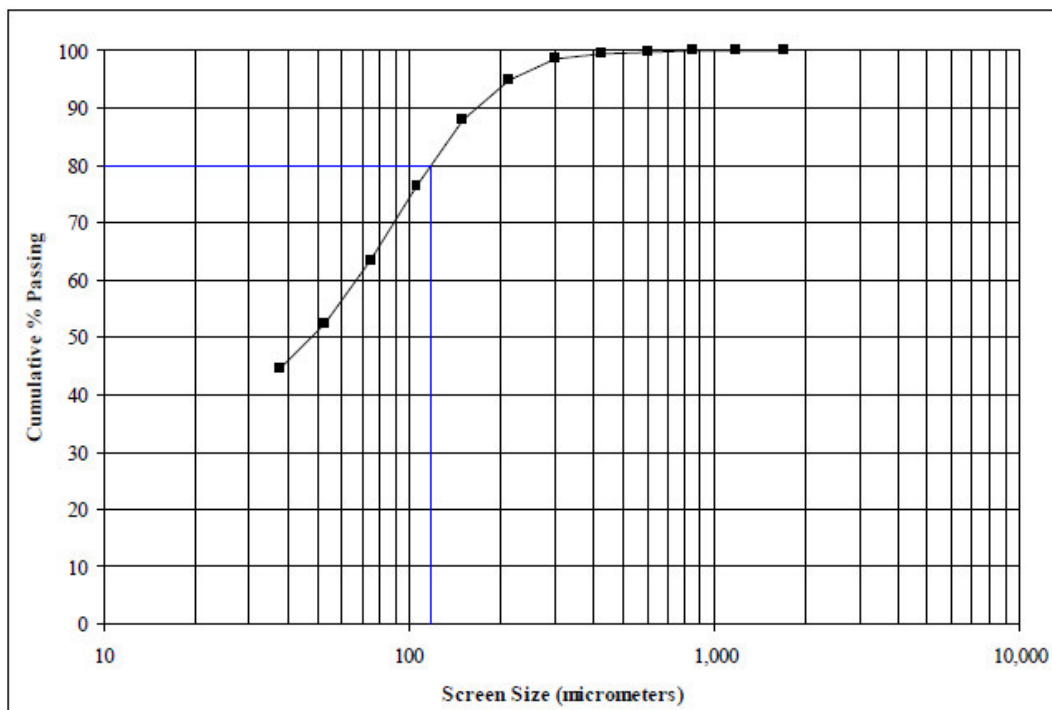


Figura 5.9: Análise granulométrica da amostra da SGS-Lakefield.

A caracterização tecnológica realizada no laboratório da SGS-Lakefield apresentou resultado divergente dos estudos realizados na USP com relação aos teores de magnetita, associação do pentóxido de vanádio a magnetita e granulometria. Enquanto a amostra da USP apresentou teor de magnetita na faixa de 4% e 50% do pentóxido de vanádio associado à mesma (tabelas 3.2 e 3.3 respectivamente), os estudos realizados na SGS-Lakefield apresentaram teores de 2,1% de magnetita e 29,3% associado à mesma (tabelas 5.6 e 5.7, respectivamente). O mesmo acontece com a granulometria da amostra, onde a amostra da tabela 5.1 apresenta  $P_{80}$  e 150  $\mu\text{m}$  e a da figura 5.9 apresenta  $P_{80}$  em 120  $\mu\text{m}$ . A provável causa desta diferença está na variabilidade mineralógica do material da barragem, depositado ao longo de vários anos de operação e na dificuldade

de se realizar amostragens representativas em uma barragem de 700 ha. Qualquer validação econômica deste depósito deve ocorrer mediante uma amostragem sistemática e representativa de toda barragem.

Os estudos de caracterização da amostra da barragem da MCSA realizados pela SGS-Lakefield utilizaram tecnologias de análise mineralógica, tais como: difratometria de raios-X (DRX), para identificação mineralógica; análise por microsonda, para determinação das associações e detalhamento via QEM-SCAN para os produtos dos testes com tubo Davis e concentradores LIMS/WHIMS.

A composição mineralógica da amostra da MCSA, analisada via DRX, apresenta como principais minerais os plagioclásios, piroxênios e quartzo, sendo que a magnetita aparece apenas como traço, segundo tabela 5.8. A tabela 5.9 apresenta a composição dos grãos de magnetita, cromo-magnetita e ilmenita (fração magnética) e a tabela 5.10 apresenta a composição dos minerais de ganga (fração não magnética).

Tabela 5.8: Análise por difratometria de raios-X da amostra da MCSA

Sample	Major	Moderate	Minor	Trace
Caraiba Head Sample Rep 1	plagioclase	pyroxene, quartz	potassium-feldspar, mica, amphibole, talc	*magnetite, *pyrite, *gypsum, *kaolinite

\*Valores provisórios, devido às baixas concentrações, houve sobreposição de linhas.

Tabela 5.9: Composição dos grãos da fração magnética

Name	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	MgO	NiO	ZnO	NbO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Magnetite	0.01	0.11	0.22	0.82	66.0	32.1	0.03	0.03	0.13	0.03	0.00	0.67
Std. Dev.	0.06	0.18	0.23	1.14	2.12	0.81	0.02	0.17	0.19	0.04	0.01	0.44
Min	0.00	0.00	0.00	0.00	59.6	28.5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01
Percentile 10	0.00	0.01	0.04	0.01	62.8	31.3	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.20
Percentile 25	0.00	0.03	0.10	0.07	64.5	31.6	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.32
Median	0.00	0.06	0.18	0.30	66.5	32.0	0.02	0.00	0.03	0.01	0.00	0.54
Percentile 75	0.00	0.09	0.27	0.86	67.8	32.6	0.04	0.01	0.18	0.05	0.00	0.96
Percentile 90	0.00	0.25	0.34	2.92	68.3	33.1	0.05	0.03	0.41	0.08	0.01	1.34
Max	0.44	1.14	1.85	3.87	69.6	33.9	0.13	1.58	0.83	0.17	0.03	1.84
Cr-Magnetite	0.00	0.40	1.89	7.79	55.5	32.5	0.24	0.07	0.42	0.21	0.00	0.99
Std. Dev.	0.00	0.58	1.10	2.92	5.44	1.32	0.21	0.09	0.23	0.23	0.01	0.42
Min	0.00	0.02	0.25	4.04	36.5	30.9	0.03	0.00	0.05	0.00	0.00	0.50
Percentile 10	0.00	0.05	0.72	4.60	50.1	31.3	0.07	0.00	0.14	0.04	0.00	0.59
Percentile 25	0.00	0.09	1.01	5.48	53.3	31.6	0.11	0.01	0.27	0.08	0.00	0.71
Median	0.00	0.21	1.50	7.25	57.6	32.4	0.18	0.03	0.37	0.15	0.00	0.84
Percentile 75	0.00	0.41	2.66	9.52	58.8	33.0	0.28	0.09	0.63	0.26	0.00	1.10
Percentile 90	0.00	1.00	3.43	11.3	60.6	34.1	0.43	0.17	0.74	0.39	0.01	1.57
Max	0.01	2.75	5.09	17.5	62.2	37.3	1.16	0.39	0.92	1.42	0.03	2.51
Ilmenite	0.00	48.7	0.01	0.09	6.31	42.3	1.67	0.09	0.01	0.03	0.03	0.23
Std. Dev.	0.00	1.30	0.01	0.10	2.25	1.82	1.42	0.07	0.01	0.04	0.02	0.19
Min	0.00	45.5	0.00	0.00	0.67	36.4	0.40	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00
Percentile 10	0.00	46.9	0.00	0.00	4.23	40.8	0.58	0.03	0.00	0.00	0.00	0.03
Percentile 25	0.00	48.4	0.00	0.01	5.16	41.0	0.84	0.04	0.00	0.00	0.01	0.08
Median	0.00	48.9	0.01	0.05	6.07	42.7	1.29	0.08	0.00	0.02	0.03	0.21
Percentile 75	0.00	49.3	0.02	0.14	7.15	43.4	1.89	0.12	0.00	0.04	0.04	0.30
Percentile 90	0.00	50.2	0.03	0.21	9.57	44.0	3.21	0.19	0.03	0.09	0.05	0.56
Max	0.01	51.9	0.04	0.35	11.6	45.9	7.79	0.26	0.04	0.13	0.09	0.69

Tabela 5.10: Composição dos grãos da fração não magnética

Name	#	Na <sub>2</sub> O	F	K <sub>2</sub> O	Cl	FeO	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO	TiO <sub>2</sub>	MnO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	NiO
Amphiboles	10	1.46	0.34	1.18	0.07	13.0	44.1	13.7	11.7	1.41	0.17	10.6	0.04	0.06	0.04
Clinopyroxene	10	0.36	0.00	0.00	0.00	10.9	51.6	12.8	21.8	0.20	0.28	1.66	0.05	0.06	0.00
Orthopyroxene	10	0.01	0.00	0.00	0.00	24.7	51.6	21.1	0.44	0.07	0.52	1.61	0.06	0.03	0.04
Biotite	10	0.17	0.56	9.67	0.10	14.2	36.8	14.8	0.00	4.54	0.06	14.6	0.28	0.11	0.07
Feldspars	9	0.94	0.04	15.4	0.00	0.15	64.8	0.00	0.06	0.04	0.01	18.6	0.00	0.00	0.00
Orthoclase	6	0.69	0.01	15.8	0.01	0.11	64.7	0.00	0.03	0.04	0.00	18.4	0.00	0.00	0.00
Plagioclase	10	5.76	0.02	0.27	0.00	0.16	56.3	0.01	9.68	0.01	0.01	27.6	0.00	0.00	0.00

Analisando-se as tabelas 5.9 e 5.10 observa-se que o teor de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> nos grãos de magnetita, cromo-magnetita e ilmenita foram em média de 0,67%, 0,99% e 0,23%, respectivamente. Quanto aos minerais de ganga, o principal portador de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> foi a biotita, conforme apresentado na tabela 5.7.

Quando se compara a tabela 3.4 com a tabela 5.7 pode-se comprovar também a diferença entre os teores médios de V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> associado à magnetita, enquanto na primeira o teor médio foi de 1,1%, na segunda foi de 0,67%, comprovando que além de existir variabilidade mineralógica o material também apresenta variabilidade entre associações.

Com o objetivo de se determinar o potencial de concentração do mineral de interesse, e avaliar o uso de concentradores de alta intensidade (WHIMS), foram realizados ensaios

de concentração magnética em tubo Davis (2000 Gauss) e concentrador magnético de alta intensidade WHIMS, com variações de intensidade de 1500, 2500, 3500, 5000 e 10000 Gauss. Com o concentrado do teste com tubo Davis foi preparada uma amostra (seção polida) que foi analisada pelo QEM-SCAN e por um analisador de partículas minerais, PMA na sigla em inglês. O resultado dessa análise é apresentado na figura 5.10. A tabela 5.11 e a figura 5.11 apresentam a interpretação quantitativa da análise dos concentrados do tubo Davis e dos testes com o concentrador WHIMS e a tabela 5.12 a distribuição dos minerais nas etapas dos testes.

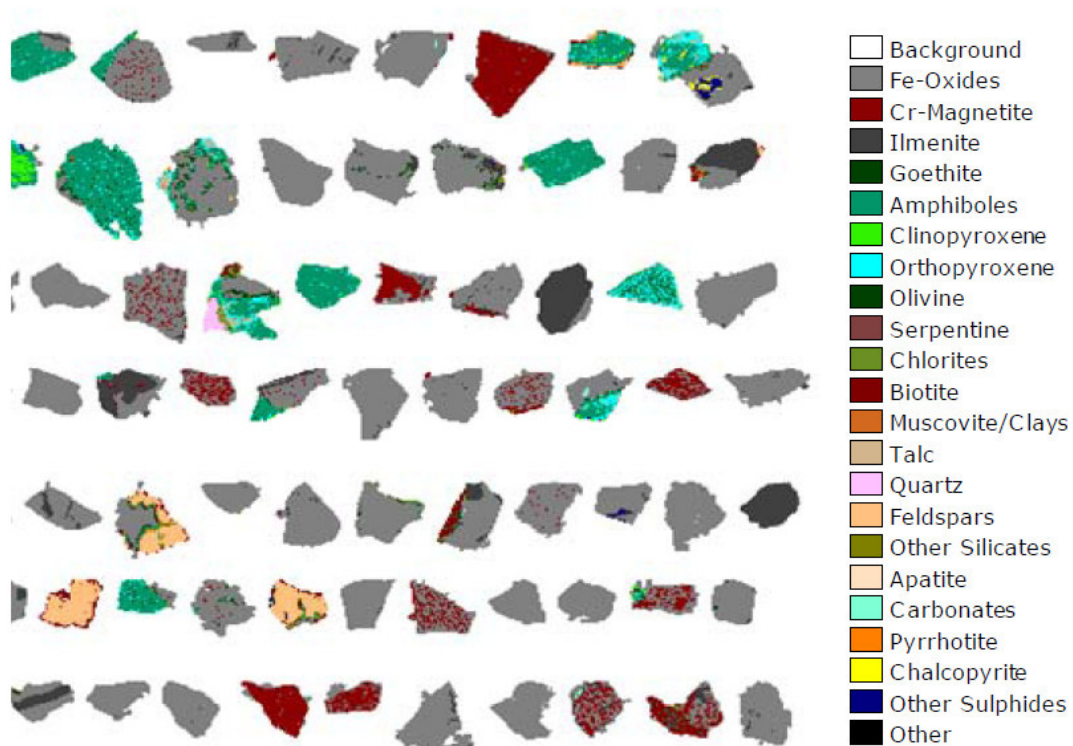


Figura 5.10: Concentrado do tubo Davis analisado via QEM-SCAN e mapa PMA.

A análise mostra forte presença de óxido de ferro, sendo as principais associações ilmenita e cromo-magnetita, além da contaminação com gangas não magnéticas.



Tabela 5.11: Análise quantitativa da amostra estudada

Mineral	Overall	Davis Tube	WHMIS					
		Conc.	1500 Gauss	2500 Gauss	3500 Gauss	5000 Gauss	10k Gauss	Tail
Fe-Oxides	3.30	82.0	18.4	2.69	2.01	0.82	1.09	0.35
Cr-Magnetite	0.20	5.22	1.47	0.17	0.11	0.05	0.02	0.01
Ilmenite	1.03	3.43	7.83	4.01	2.47	0.91	0.42	0.09
Goethite	0.03	0.38	0.26	0.04	0.02	0.00	0.01	0.01
Amphiboles	28.7	3.62	39.8	48.3	56.6	60.8	48.8	9.92
Clinopyroxene	6.39	0.86	5.86	7.00	7.99	8.17	10.5	4.79
Orthopyroxene	5.77	0.75	7.89	8.60	8.86	9.58	9.00	3.31
Olivine	0.51	0.20	1.48	0.92	1.18	1.11	0.73	0.13
Serpentine	0.13	0.07	0.78	0.18	0.30	0.08	0.09	0.09
Chlorites	1.40	0.29	1.26	1.81	1.75	1.91	2.15	1.04
Biotite	16.0	1.25	4.51	9.40	8.37	7.90	13.8	21.6
Muscovite/Clays	0.66	0.07	0.39	0.46	0.36	0.35	0.59	0.86
Talc	0.80	0.17	1.53	0.94	0.94	0.93	1.00	0.67
Quartz	7.16	0.41	2.09	3.44	1.89	1.57	1.99	11.7
Feldspars	25.2	0.67	4.50	9.94	5.87	4.53	7.95	41.8
Other Silicates	1.56	0.10	0.75	0.86	0.67	0.73	1.21	2.18
Apatite	0.62	0.03	0.16	0.37	0.13	0.12	0.16	1.02
Carbonates	0.13	0.05	0.21	0.30	0.15	0.13	0.13	0.10
Pyrrhotite	0.03	0.23	0.18	0.05	0.02	0.02	0.08	0.00
Chalcopyrite	0.09	0.06	0.11	0.10	0.09	0.10	0.10	0.08
Other Sulphides	0.22	0.11	0.30	0.32	0.20	0.15	0.18	0.23
Other	0.06	0.01	0.15	0.13	0.03	0.01	0.09	0.06
<b>Total</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>

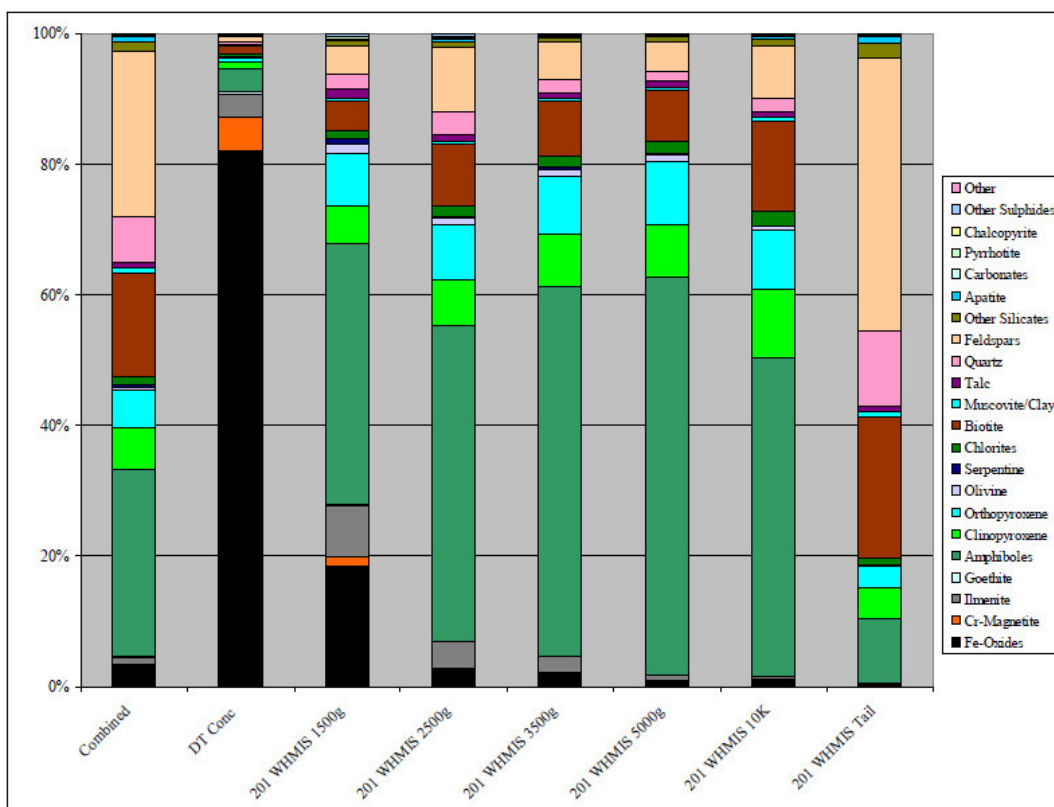


Figura 5.11: Análise quantitativa da amostra estudada.

Tabela 5.12: Distribuição da amostra estudada

Mineral	Overall	Davis Tube Conc.	WHIMS						Total
			1500 Gauss	2500 Gauss	3500 Gauss	5000 Gauss	10k Gauss	Tail	
Fe-Oxides	3.30	58.4	17.4	5.56	5.60	2.52	5.03	5.57	100.0
Cr-Magnetite	0.20	61.1	22.7	5.84	5.01	2.69	1.24	1.44	100.0
Ilmenite	1.03	7.82	23.6	26.6	22.1	8.96	6.13	4.77	100.0
Goethite	0.03	33.2	30.9	9.66	6.77	0.93	3.61	14.9	100.0
Amphiboles	28.7	0.30	4.32	11.5	18.2	21.5	25.9	18.4	100.0
Clinopyroxene	6.39	0.31	2.85	7.48	11.5	13.0	25.0	39.8	100.0
Orthopyroxene	5.77	0.31	4.26	10.2	14.2	16.9	23.8	30.5	100.0
Olivine	0.51	0.91	8.98	12.3	21.2	22.0	21.5	13.1	100.0
Serpentine	0.13	1.31	18.3	9.09	21.0	5.83	9.96	34.4	100.0
Chlorites	1.40	0.49	2.80	8.79	11.5	13.8	23.3	39.3	100.0
Biotite	16.0	0.18	0.88	4.02	4.83	5.02	13.1	71.9	100.0
Muscovite/Clays	0.66	0.25	1.83	4.79	5.09	5.33	13.6	69.1	100.0
Talc	0.80	0.48	5.92	8.00	10.8	11.8	18.9	44.1	100.0
Quartz	7.16	0.14	0.91	3.28	2.44	2.23	4.23	86.8	100.0
Feldspars	25.2	0.06	0.56	2.69	2.14	1.82	4.79	87.9	100.0
Other Silicates	1.56	0.16	1.50	3.76	3.97	4.77	11.8	74.1	100.0
Apatite	0.62	0.11	0.80	4.01	1.86	2.02	3.94	87.3	100.0
Carbonates	0.13	0.92	5.09	16.1	10.9	10.3	16.0	40.8	100.0
Pyrrhotite	0.03	16.7	17.2	11.7	5.80	7.69	39.3	1.52	100.0
Chalcopyrite	0.09	1.65	3.84	7.68	9.10	11.1	16.6	50.1	100.0
Other Sulphides	0.22	1.20	4.33	10.1	8.58	6.97	12.9	55.8	100.0
Other	0.06	0.45	7.45	14.8	4.18	1.77	21.2	50.2	100.0
Total	100.0								100.0

Analisando-se as tabelas 5.11 e 5.12 observa-se que o teor de óxidos de ferro no concentrado do tubo Davis atinge valor de 82%, satisfatório levando-se em conta que esta etapa seria a etapa *rougher*, sem remoagem e nova concentração, porém com uma recuperação baixa, tanto para os óxidos de ferro, quanto para a associação cromomagnetita, da ordem de 58,4% e 61,1%, respectivamente. Quanto à etapa WHIMS a mesma não se mostrou eficaz, pois sujaria o concentrado principalmente com anfibólitos, piroxênios e biotita.

Para se definir a liberação dos óxidos de ferro nos concentrados do tubo Davis e WHIMS, nova análise via QEM-SCAN foi realizada e o resultado está apresentado na figura 5.12

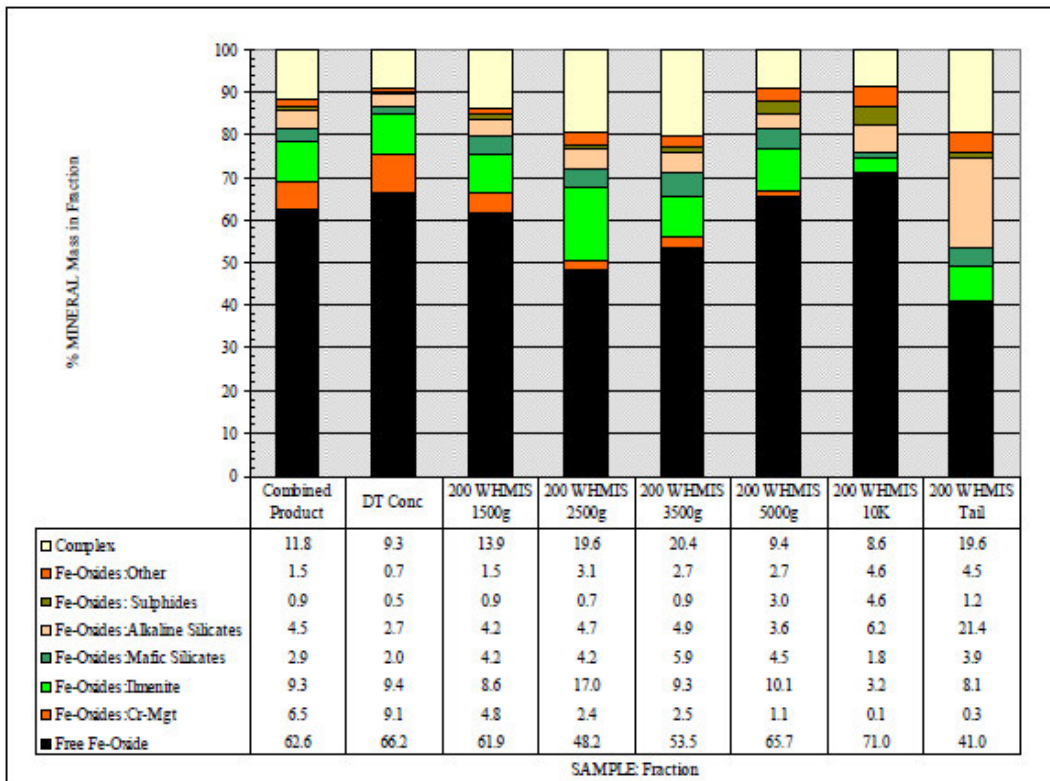


Figura 5.12: Associação do óxido de ferro por produto.

De acordo com a figura 5.12, 66,2% dos óxidos de ferro (magnetita) estão na forma de grãos livres, sendo os principais contaminantes a ilmenita e a cromo-magnetita. Isso reforça a tese da necessidade de remoagem do concentrado *rougher* para se poder chegar ao teor de Fe desejado no concentrado final.

Dando sequência aos estudos para determinação do grau de remoagem para liberação da magnetita no concentrado *rougher*, novos testes em tubo Davis foram realizados nas amostras tal qual, peneirada em 200, 270 e 400# Tyler, com amperagem de 1500 Gauss e na amostra tal qual e peneirada em 200# Tyler, com amperagem de 2000 Gauss. A tabela 5.13 apresenta o resultado dos testes e o efeito da remoagem sobre a recuperação e teores de  $Fe_2O_3$ ,  $V_2O_5$  e  $SiO_2$  são apresentados nas figuras 5.13 e 5.14, respectivamente.



Tabela 5.13: Resultado dos testes com tubo Davis e peneiramento

Test	Grind			Mag Intens. (Amps)	Concentrate Grade																Recovery					
	100% passing	K <sub>80</sub> (um)			SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na <sub>2</sub> O (%)	K <sub>2</sub> O (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	MnO (%)	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	LOI (%)	Sum (%)	Sat* (%)	Wt (%)	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	MgO (%)
DT-1	As Is	~119	1.5	19.4	5.32	65.1	5.08	2.17	0.65	0.23	1.58	0.06	0.29	2.19	0.54	-1.36	101.1	-	1.88	23.1	9.39	3.73	0.69	0.75	0.98	
	200	~50	1.5	5.90	2.48	85.0	1.97	0.62	0.13	0.06	1.65	0.02	0.23	3.08	0.73	-2.52	99.4	-	1.56	23.0	9.60	2.99	0.18	0.30	0.31	
	DT-3	270	~45	1.5	4.48	2.14	88.1	1.58	0.61	0.15	0.07	1.50	0.02	0.20	3.32	0.75	-3.16	99.8	-	1.30	19.8	8.30	2.38	0.11	0.21	0.20
	DT-4	400	~26	1.5	4.12	2.18	88.6	1.42	0.55	0.10	0.06	1.45	0.03	0.19	3.41	0.79	-3.00	99.9	-	0.83	14.5	5.73	1.44	0.07	0.13	0.12
MS-1	As Is	~119	2.0	22.0	5.43	60.6	5.75	2.45	0.68	0.29	1.67	0.08	0.25	2.07	0.49	-1.34	100.4	42.4	3.44	36.7	15.3	7.14	1.47	1.44	2.08	
	200	~50	2.0	6.64	2.46	84.0	2.22	0.75	0.14	0.08	1.72	0.04	0.22	3.01	0.72	-2.88	99.1	58.7	2.35	35.9	14.3	5.01	0.31	0.45	0.55	

Test	Grind			Mag Intens. (Amps)	Tail Grade																Recovery					
	100% passing	K <sub>80</sub> (um)			SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na <sub>2</sub> O (%)	K <sub>2</sub> O (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	MnO (%)	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	LOI (%)	Sum (%)	Sat* (%)	Wt (%)	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	TiO <sub>2</sub> (%)	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	MgO (%)
DT-1	As Is	~119	1.5	53.2	13.5	12.0	9.78	6.03	2.32	1.15	0.78	0.32	0.22	0.10	0.03	0.75	100.2	-	98.1	76.9	90.6	96.3	99.3	99.3	99.0	
DT-2	200	~50	1.5	52.9	13.1	12.7	10.1	6.01	2.25	1.03	0.85	0.34	0.25	0.17	0.04	0.65	100.5	-	98.4	77.0	90.4	97.0	99.8	99.7	99.7	
DT-3	270	~45	1.5	53.3	13.1	12.8	10.3	5.95	2.25	1.02	0.81	0.31	0.24	0.12	0.04	0.66	100.9	-	98.7	80.2	91.7	97.6	99.9	99.8	99.8	
DT-4	400	~26	1.5	52.4	13.5	12.2	9.50	6.09	2.30	1.23	0.83	0.34	0.20	0.13	0.04	1.90	100.7	-	99.2	85.5	94.3	98.6	99.9	99.9	99.9	
MS-1	As Is	~119	2.0	52.4	13.3	11.9	9.65	6.05	2.14	1.09	0.77	0.32	0.21	0.09	0.03	0.82	98.8	0.61	96.6	63.3	84.7	92.9	98.5	98.6	97.9	
MS-2	200	~50	2.0	52.1	13.0	12.2	9.71	5.95	2.10	1.06	0.79	0.35	0.21	0.10	0.03	1.50	99.0	0.73	97.6	64.1	85.7	95.0	99.7	99.5	99.5	

\* Satmag readings not available due to low weight recoveries

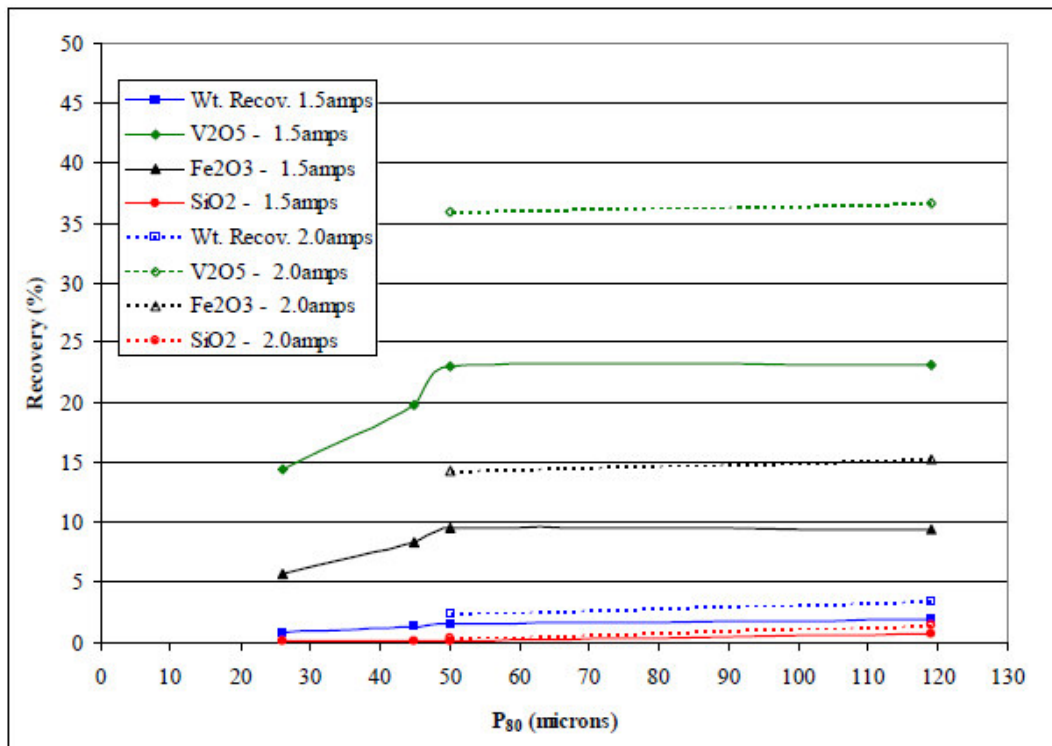


Figura 5.13: Efeito do peneiramento sobre a recuperação dos minerais.

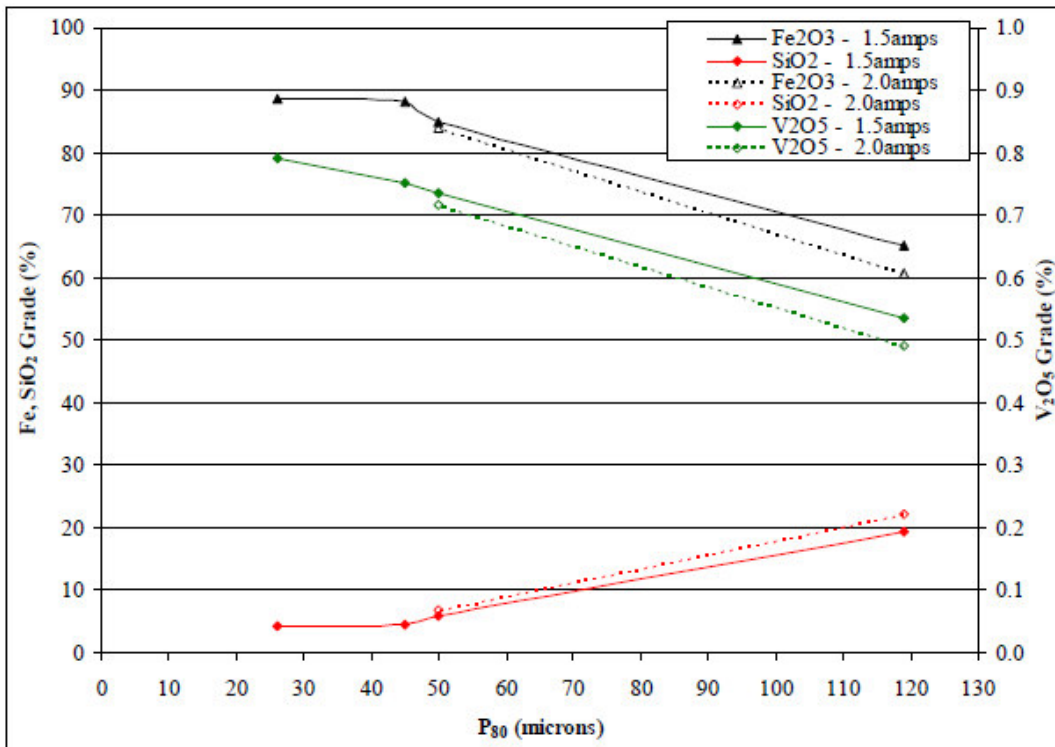


Figura 5.14: Efeito do peneiramento sobre o teor de concentrado.

De acordo com a tabela 5.13 e figuras 5.13 e 5.14, entre 45 e 50  $\mu\text{m}$  a remoagem não causa perda de recuperação dos minerais de interesse  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e  $\text{V}_2\text{O}_5$ . Para valores inferiores ocorrem perdas significativas. Os teores de concentrado são elevados para os minerais de interesse e reduzidos para os minerais de ganga.

Os resultados desses testes concordam com os valores que haviam sido encontrados nos testes de remoagem realizados na Fundação Gorceix (tabela 5.5), onde, com um tempo de remoagem de 40 minutos,  $P_{80}$  fica próximo de 40  $\mu\text{m}$ .

Para processar a amostra de 2 t e gerar um concentrado magnético para testes de fusão redutora a SGS-Lakefield utilizou um separador magnéticos LIMS de 24" x 16" de 1200 Gauss Além de gerar amostra de concentrado este teste forneceu resultado de recuperação, teor final e perdas nas etapas de concentração. O teste foi composto de uma etapa *rougher*, remoagem e duas etapas de limpeza.

O tempo de remoagem para se atingir  $P_{80}$  do concentrado *rougher* em 45  $\mu\text{m}$  foi determinado através de testes com tempos de remoagem de 15, 25, 35 e 50 minutos. Os resultados estão apresentados na figura 5.15.

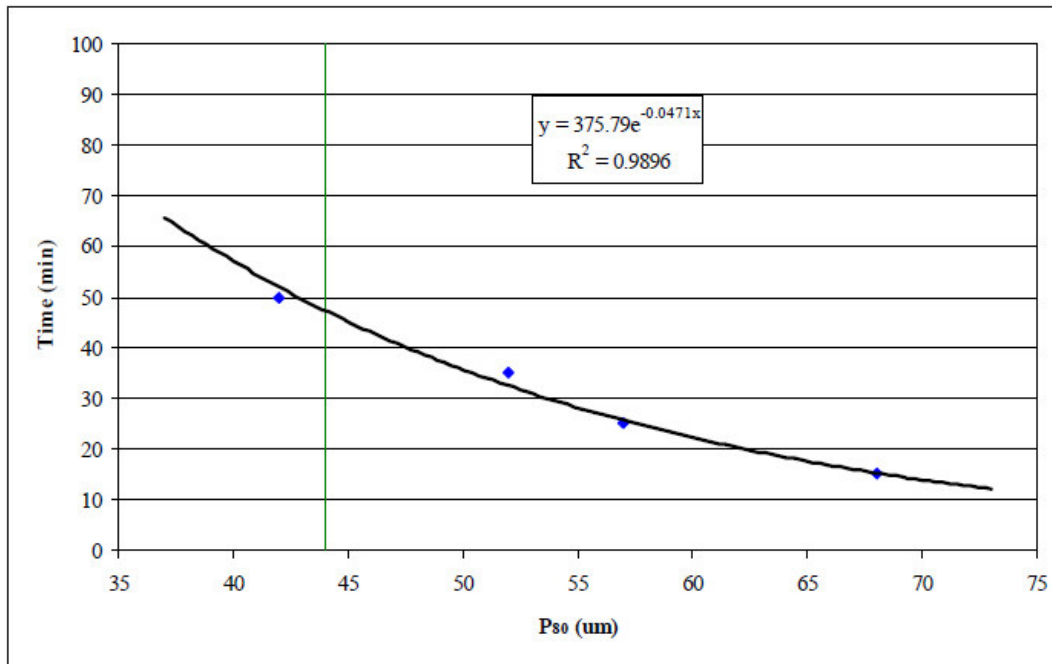


Figura 5.15: Curva de moagem para concentrado *rougher*.

Os resultados obtidos nos testes de remoagem feitos na SGS-Lakefield e na Fundação Gorceix foram bastante parecidos, em torno de 40 a 45 minutos.

O resultado do teste de grande escala é apresentado nas tabelas 5.14 e 5.15, de onde se pode tirar os teores do concentrado, recuperação mássica e recuperações metalúrgicas por etapa e final.

Tabela 5.14: Sumários do teste de grande escala – teores

Stream	Weight %	Assays, %															
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	LOI	Sum	Sat	Cu
Rougher Feed	100.0	49.8	12.6	13.4	9.63	5.77	1.95	0.97	0.79	0.31	0.21	0.15	0.051	2.59	98.2	2.10	0.14
Rougher Conc	4.61	25.8	6.65	54.6	6.13	2.97	0.80	0.47	1.52	0.13	0.23	1.84	0.438	-0.92	100.6	43.0	0.18
Rougher Tails	95.4	53.6	13.3	11.7	10.1	6.11	2.32	1.09	0.81	0.31	0.21	0.08	0.028	0.77	100.4	0.50	0.15
Cleaner 2 Conc	2.55	7.06	2.64	84.7	2.36	0.71	0.17	0.10	1.70	0.02	0.21	3.10	0.760	-2.82	100.7	76.6	0.29
Cleaner 1 Tails	1.69	50.8	12.9	12.7	10.7	6.06	2.09	0.99	1.21	0.27	0.25	0.10	0.032	1.21	99.3	<0.01	0.23
Cleaner 2 Tails	0.36	48.7	10.9	17.5	11.6	5.39	1.73	0.73	1.46	0.24	0.29	0.25	0.069	0.66	99.6	4.00	0.07

Stream	Weight %	Reconciled Assays, %															
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	LOI	Sum	Sat	Cu
Rougher Feed	100.0	51.0	12.8	13.5	-	-	-	-	0.82	-	-	0.16	0.048	-	-	2.42	0.15
Rougher Conc	4.61	26.2	6.91	53.6	-	-	-	-	1.51	-	-	1.80	0.439	-	-	42.3	0.17
Rougher Tails	95.4	52.2	13.1	11.6	-	-	-	-	0.78	-	-	0.08	0.029	-	-	0.50	0.14
Cleaner 2 Conc	2.55	7.04	2.61	85.9	-	-	-	-	1.71	-	-	3.15	0.763	-	-	75.8	0.07
Cleaner 1 Tails	1.69	50.3	12.6	12.7	-	-	-	-	1.21	-	-	0.10	0.030	-	-	<0.01	0.30
Cleaner 2 Tails	0.36	48.6	10.8	17.5	-	-	-	-	1.46	-	-	0.25	0.070	-	-	4.00	0.23

Tabela 5.15: Sumários do teste de grande escala – recuperações

Stream	Weight %	Distribution, %															
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	LOI	Sum	Sat	Cu
Rougher Feed	100.0	100.0	100.0	100.0	-	-	-	-	100.0	-	-	100.0	100.0	-	-	100.0	100.0
Rougher Conc	4.61	2.36	2.49	18.3	-	-	-	-	8.50	-	-	53.4	41.8	-	-	80.5	5.32
Rougher Tails	95.4	97.6	97.5	81.7	-	-	-	-	91.5	-	-	46.6	58.2	-	-	19.5	94.7
Cleaner 2 Conc	2.55	0.35	0.52	16.2	-	-	-	-	5.34	-	-	51.7	40.3	-	-	79.9	1.27
Cleaner 1 Tails	1.69	1.66	1.66	1.59	-	-	-	-	2.51	-	-	1.10	1.05	-	-	<0.01	3.47
Cleaner 2 Tails	0.36	0.35	0.31	0.47	-	-	-	-	0.65	-	-	0.59	0.53	-	-	0.60	0.58

Analisando-se as tabelas 5.14 e 5.15 podem-se tirar algumas conclusões, discutidas a seguir.

O teor de concentrado final de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  ficou em 84,7%, o que dá aproximadamente 60% de Fe, acima do teor inicialmente esperado que era de 55%. O teor de  $\text{V}_2\text{O}_5$  ficou em 0,76%, acima do esperado que era de 0,60%.

A recuperação de magnetita foi de 79,9%, acima do que era inicialmente esperado de 75%, porém a recuperação de  $\text{V}_2\text{O}_5$  ficou em 40,3%, devido à menor associação do pentóxido de vanádio com a magnetita nesta amostra.

A inclusão de uma etapa a mais de limpeza não representou perdas de recuperação metalúrgica, sendo recomendada sua utilização.

Ocorre forte redução dos teores de contaminantes em relação à alimentação, sendo que os principais contaminantes  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{P}_2\text{O}_5$  ficaram com valores de 7,06%, 2,64% e 0,02%, respectivamente.

A tabela 5.16 faz um resumo dos testes realizados na Inbrás-Eriez e SGS-Lakefield, comparando os resultados dos testes.

Tabela 5.16: Comparativo entre os testes da Inbrás-Eriez X SGS-Lakefield

Product	Eriez's Result				SGS Results			
	Wt. g	Fe	Grade (%) $\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$	Wt. %	Fe	Grade (%) $\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$
2nd Cleaner Mag. Conc.	-	-	-	-	2.55	60.0	0.763	7.04
2nd Cleaner Non-Mag. Tail	-	-	-	-	0.36	12.2	0.070	48.6
1st Cleaner Mag. Conc.	1190	55.3	0.70	9.71	2.92	54.1	0.676	12.2
1st Cleaner Non-Mag. Tail	646	11.7	0.03	48.9	1.69	8.90	0.030	50.3
Rougher Mag. Conc (calc)	1836	40.0	0.46	23.5	4.61	37.5	0.439	26.2
Rougher Mag. Conc	1836	38.6	0.53	25.1	-	-	-	-
Rougher Non-Mag. Tail (calc)	29564	9.31	0.02	52.8	95.4	8.11	0.029	52.2
Head Calculated	31400	11.1	0.05	51.1	100.0	-	-	-
Head Analyzed	31400	11.1	0.05	51.1	-	9.47	0.048	51.0

Product	Wt. %	Dist. %			Wt. %	Dist. %		
	Fe	$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$	Fe	$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$		
Final Cleaner Mag. Conc.	-	-	-	-	2.55	16.2	40.3	0.35
Final Cleaner Non-Mag. Tail	-	-	-	-	0.36	0.47	0.53	0.35
1st Cleaner Mag. Conc.	3.79	18.9	53.1	0.72	2.92	16.7	40.8	0.70
1st Cleaner Non-Mag. Tail	2.06	2.17	1.23	1.97	1.69	1.59	1.05	1.66
Rougher Mag. Conc	5.85	21.0	54.3	2.69	4.61	18.3	41.8	2.36
Rougher Non-Mag. Tail	94.2	79.0	45.7	97.3	95.4	81.7	58.2	97.6
Head Calculated	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Analisando-se a tabela 5.16, nota-se a semelhança entre os resultados para os teores do primeiro concentrado *cleaner*, sendo que o concentrado da Inbrás-Eriez apresentou

resultado de 55,3% para Fe e 0,70% para  $V_2O_5$ , enquanto os testes da SGS-Lakefield apresentaram teores de 54,1% de Fe e 0,678% para  $V_2O_5$ .

O teste comprova ainda a que a inserção de uma etapa de limpeza a mais, além de não representar perda de recuperação, elevou o teor de Fe no concentrado final de 54,1% para 60,0%.

As diferenças entre as recuperações em massa dos dois testes, bem como as recuperações metalúrgicas do  $V_2O_5$  ocorrem devido à diferença de teor de magnetita na amostra de cabeça e da quantidade de  $V_2O_5$  associado à magnetita.

### **5.3 Sinterização**

Os testes de sinterização foram realizados em parceria com a Minitec, Divinópolis-MG, com o concentrado magnético gerado na Fundação Gorceix. Os objetivos dos testes foram avaliar a qualidade do sinter gerado, o impacto do método de mistura e micropelotização e o efeito das variáveis: umidade, aglomerante e dosagem de carvão na qualidade do sinter.

Devido à granulometria do concentrado ser baixa, com  $P_{80}$  da ordem de 45  $\mu m$ , foi utilizado um misturador intensivo Eirich e em alguns testes foi utilizado também um micropelotizador do mesmo fabricante em conjunto com o misturador. As figuras 5.16 e 5.17 e 5.18 ilustram, respectivamente, o misturador Eirich, o seu sistema de mistura e o micropelotizador Eirich.



Figura 5.16: Misturador intensivo Eirich.





Figura 5.17: Detalhe do sistema de mistura do equipamento.



Figura 5.18: Micropelotizador Eirich.

A qualidade da mistura, após passar pelo misturador e micropelotizador, pode ser avaliada nas figuras 5.19 e 5.20. Na figura 5.19 notam-se as micropelotas em formação, ainda no equipamento, e na figura 5.20 as micropelotas formadas.





Figura 5.19: Formação das micropelotas.



Figura 5.20: Micropelotas após processamento.

Visualmente nota-se uma boa formação das micropelotas o que permitirá uma boa percolação dos gases e por consequência boa qualidade do sinter.

Os testes de sinterização foram realizados em uma máquina de sinterização que contém um sistema de ignição, uma panela de sinterização, um sistema de sucção dos gases e um termômetro. A figura 5.21 ilustra a máquina de sinterização utilizada nos testes.



Figura 5.21: Máquina de sinterização.



As matérias-primas utilizadas nos testes de sinterização foram o concentrado magnético, cal fina, calcário e carvão vegetal. A tabela 5.17 mostra a composição química das matérias-primas utilizadas nos testes.

Tabela 5.17: Composição química das matérias-primas utilizadas nos testes

<b>MATÉRIA PRIMA</b>	<b>Fe(t)</b>	<b>CaO</b>	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>V<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	<b>P</b>	<b>PPC</b>
<b>Concentrado Superfino</b>	49,6	-	10,83	3,41	2,04	3,1	0,8	0,08	8,0
<b>Calcário</b>	-	53,94	0,55	1,45		-	-	-	43,0
<b>Cal fina</b>	2,30	0,45	94,0	0,7		-	-	-	0,1
<b>Carvão Vegetal</b>	-	0,92	0,9	0,1		-	Carbono Fixo ~ 70%		

O baixo teor de Fe na amostra se deveu a um erro de análise química, que apontava um teor de Fe de 57%, o que fez com que se tomasse a decisão de se realizar somente uma etapa de limpeza do concentrado e envio da amostra para a Minitec. Quando o resultado completo da análise química do concentrado foi realizada, a mesma apresentou teores de Fe de 49,6%, porém, por não se ter tempo hábil para retornar e reprocessar a amostra, tomou-se a decisão de realizar os testes de sinterização com esta amostra.

A tabela 5.18 apresenta os resultados das análises granulométricas do carvão vegetal e do calcário. Estes materiais foram preparados com base na granulometria adotada no processo de sinterização de sinter feed de hematita. A cal fina sofreu um desbaste em < 2 mm, permitindo assim uma hidratação rápida ainda no processo de mistura, contribuindo para a formação das micropelotas.

Tabela 5.18: Análise granulométrica do fundente e combustível em malha Tyler

<b>Material/Malha</b>	<b>6</b>	<b>10</b>	<b>20</b>	<b>35</b>	<b>48</b>	<b>65</b>	<b>100</b>	<b>150</b>	<b>200</b>	<b>&lt;200</b>
<b>Calcário</b>	0,0	16,16	47,91	63,31	68,55	72,27	74,30	76,40	78,20	100,0
<b>Carvão</b>	3,37	22,58	36,07	54,99	64,96	71,11	77,42	82,99	86,80	100,0

A tabela 5.19 apresenta a composição das duas misturas testadas nos ensaios de sinterização, com estas misturas visou-se a produção de um sinter com basicidade binária de SiO<sub>2</sub>/CaO igual a 1 e teor de sílica de 10,6%.

Tabela 5.19: Composição das misturas utilizadas nos ensaios

Matéria Prima	Mistura 1	Mistura 2
Concentrado	82,63	83,63
Cal fina	-	2,00
Calcário	17,37	14,37
Carvão vegetal	8,00	7,00

Para realização dos ensaios teve-se inicialmente que gerar material de retorno para se adicionar à mistura e servir de nucleante para os ensaios definitivos. Os ensaios preliminares foram realizados com uma massa de 80 kg, já os ensaios definitivos foram realizados com uma massa de aproximadamente 65 kg.

A sequência dos testes contempla os processos de mistura dos compostos do sinter, formação das micropelotas, e queima do bolo (sinter cru). Para os processos de avaliação da qualidade do sinter são utilizados os processos de peneiramento após descarga, testes de resistência a queda (*shatter test*) e tamboramento (*tumbler test*) e peneiramento nas malhas 50, 25, 10 e 6,3 mm, sendo o material passante em 6,3 mm considerado material de retorno. As figuras 5.22 (a), (b) e (c) ilustram a sequência dos testes e as figuras 5.23 (a), (b), (c) e (d) ilustram os equipamentos utilizados nos mesmos.

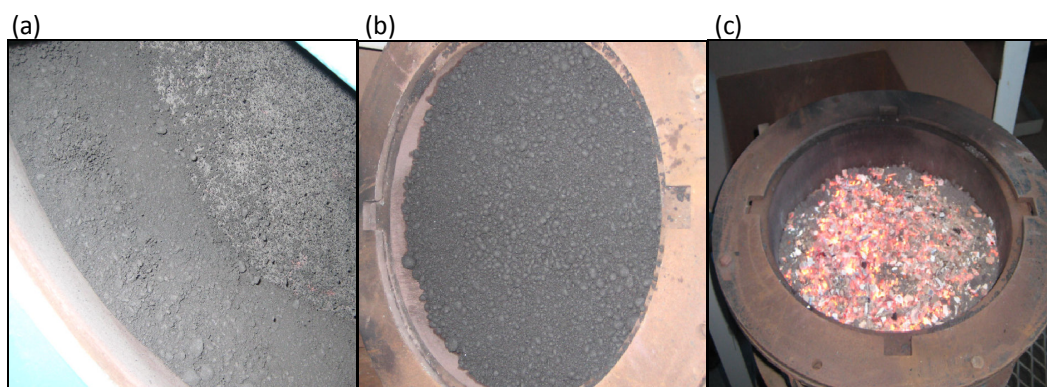


Figura 5.22: Processo de mistura (a), formação das micropelotas (b) e queima (c).

Após o processo de queima nota-se a redução do volume de material devido à evaporação dos voláteis, principalmente água, carvão vegetal, parte do calcário.

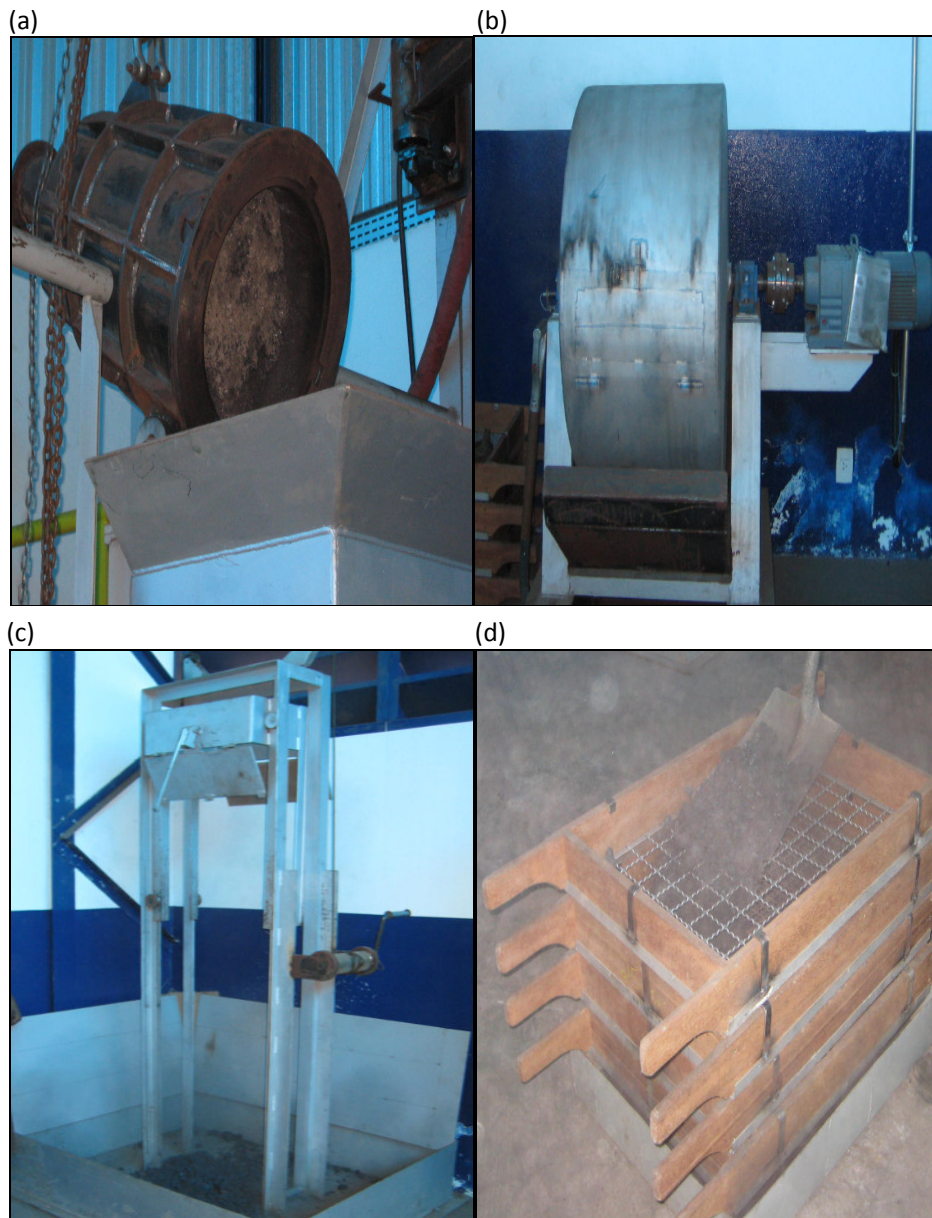


Figura 5.23: Panela de sinterização (a), equipamento de tamboramento (b), equipamento de simulação de queda (c) e peneiramento (d).

As qualidades do sinter formado após o processo de queima, testes de resistência e peneiramento são apresentadas nas figuras 5.24 (a), (b), (c) e (d).



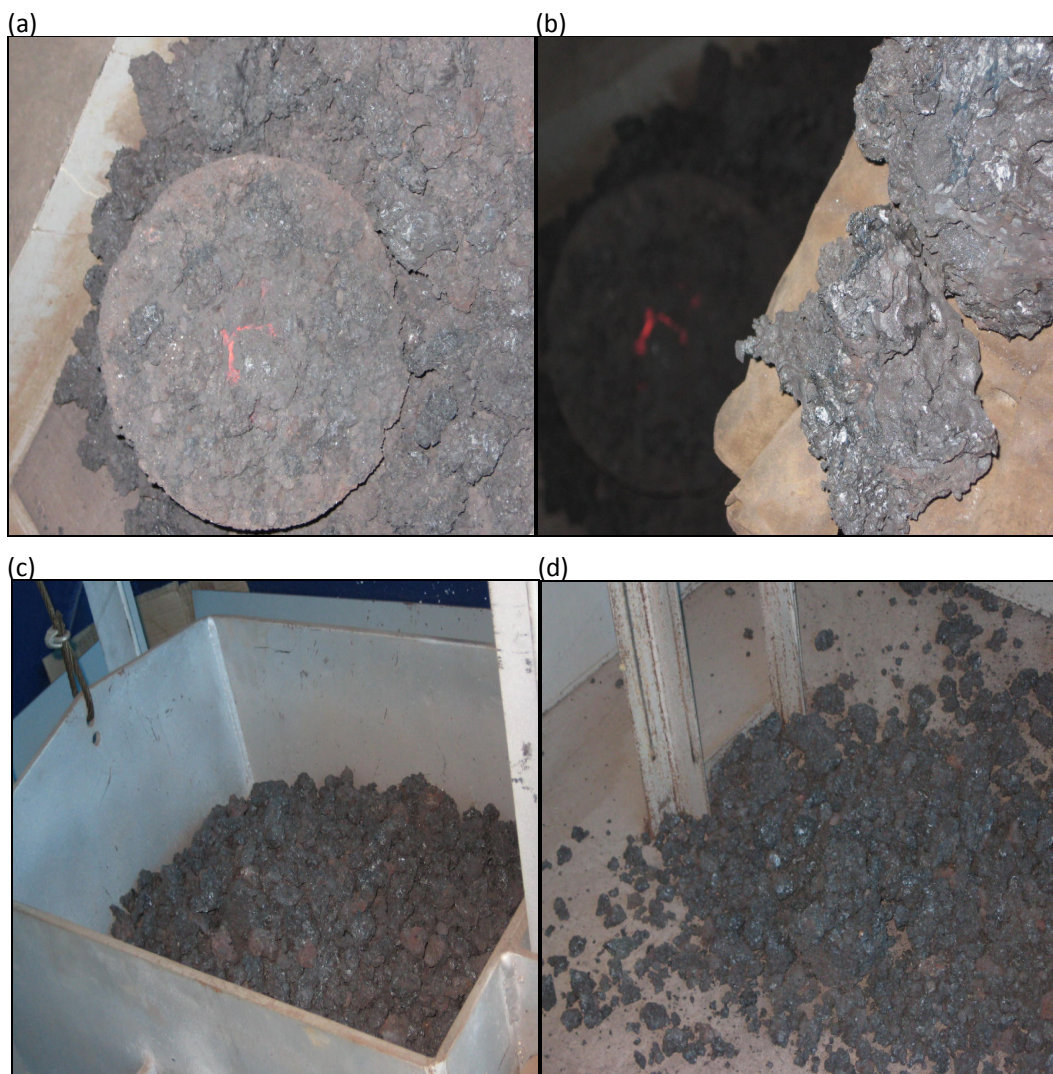


Figura 5.24: Sinter após descarregamento (a), detalhe da formação do sinter (b), sinter após peneiramento (c) e sinter após testes de resistência (d).

Analisando-se a figura 5.24 observa-se boa formação do sinter, com granulometria adequada ao uso em mini alto forno (MAF). Em alguns pontos, figura 5,24 (b) observa-se metalização do sinter, o que indica excesso de temperatura, sugerindo a possibilidade de redução da proporção de carvão vegetal na mistura.

Os resultados dos testes de sinterização realizados estão apresentados na tabela 5.20.

Tabela 5.20: Resultados dos ensaios de sinterização

Condição	Preparação da Mistura	Peso úmido (kg)	Umidade (%)	Peso Seco (kg)	Carvão (%)	Peso Bolo (kg)	Peso Sinter (>6,3mm - kg)	Retorno (%)	Tempo Sint. (minutos)	Coke rate (kg/t)	Produtividade (t/h/m <sup>2</sup> )	Shatter Index (%>10mm)	Temp. fumaças (°C)
Teste 1 (Sem cal)	Mist + Pel	62,3	7,7	57,5	8,0	49,4	33,8	29,1	30,5	136,1	0,67	88,0	370
Teste 2 (2% cal)	Mist + Pel	62,4	7,9	57,5	7,0	48,3	35,3	23,9	19,0	114,0	1,10	84,0	300
Teste 3 (2% cal)	Mist	58,4	8,7	53,3	7,0	47,4	32,9	28,7	21,0	113,4	0,94	85,0	340
Teste 4 (2% cal)	Mist + Pel	55,0	8,1	50,5	7,0	47,6	35,0	26,0	21,5	101,0	0,97	-	300
Teste 5 (Sem cal)	Mist	61,1	9,5	55,3	8,0	44,2	24,1	37,8	21,0	183,6	0,69	78,0	345
Teste 6 (Sem cal)	Mist	50,1	6,5	46,8	7,0	43,7	20,0	44,4	22,0	163,8	0,54	76,0	360
Teste 7 (2% cal)	Mist	49,8	8,0	45,8	8,0	-	-	-	53,0				280
Teste 8 (Sem cal)	Mist	46,6	8,1	42,8	8,0	-	-	-	43,0				240

Analisando-se a tabela 5.20 pode-se tirar algumas conclusões discutidas a seguir.

Não houve diferença significativa nos resultados dos testes usando somente o misturador ou combinando com o micropelotizador.

O uso da cal em substituição parcial ao calcário, além de melhorar visualmente a formação das micropelotas, proporciona redução do *coke rate*, elevação do *shatter index* e produtividade do equipamento.

O controle da umidade é fator primordial para a formação das micropelotas e percolação dos gases, sendo os melhores resultados alcançados com umidades entre 7,5 e 8,7%. Umidade baixa significa baixa agregação das partículas às nucleantes, dificultando a percolação dos gases, ao passo que umidades elevadas tornam o bolo de sinter cru pastoso, reduzindo a percolação dos gases, elevando o *coke rate*, reduzindo a produtividade e o *shatter index*.

A redução de 8% para 7% de carvão vegetal não representou perdas de qualidade do sinter, o que indica a possibilidade de um consumo até menor que 7% deste insumo.

O índice de resistência mecânica ou *shatter index* foi elevado para todos os testes, acima do que se obtém para o sinter feed normal, a partir de hematita, que é de 70%. As possíveis causas deste fato são atribuídas à boa qualidade da formação das micropelotas, uso da cal e elevado teor de sílica na mistura.

Nos testes 7 e 8 ocorreram problemas durante a etapa de queima, causando suas perdas.

Para se comprovar a importância do controle da umidade para o processo de formação das micropelotas foram preparadas duas misturas, uma com 8% de umidade, considerada a ideal, e outra com 10% de umidade, considerada elevada. As figuras 5.25 (a) e (b) ilustram a diferença de qualidade da formação.

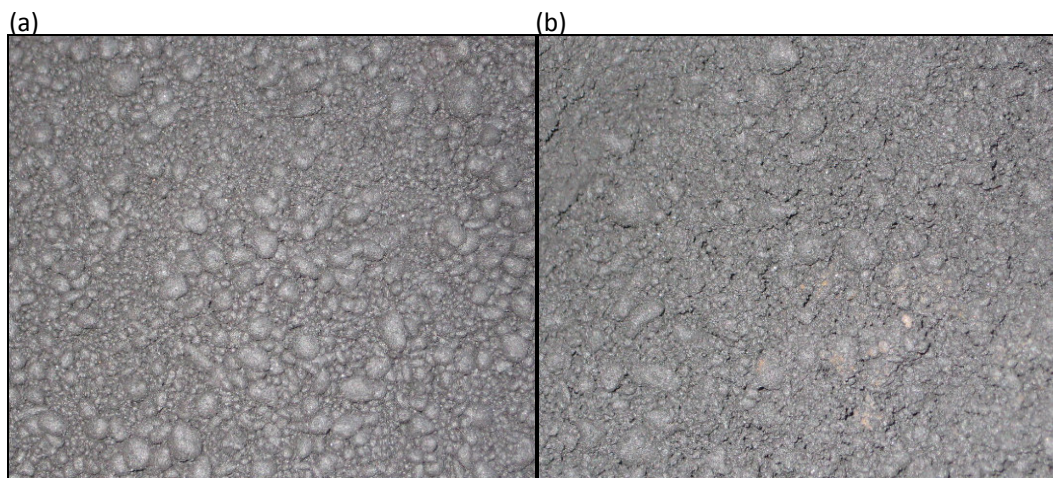


Figura 5.25: Ilustração das micropelotas com 8% (a) e com 10% (b) de umidade.

Analisando-se as figuras 5.25 (a) e (b) observa-se claramente a diferença de qualidade da formação das micropelotas, na (a) observa-se a aglomeração de partículas finas ao redor do nucleante (material de retorno), esta boa formação permitindo a percolação dos gases de forma homogênea, já na (b) o bolo possui aparência pastosa o que dificultaria a percolação dos gases.

Para uma análise completa, foram realizados testes com duas amostras dos testes 1 e 3, com objetivo de se determinar o índice redução sobre degradação (RDI), que é um indicativo da resistência do sinter a degradação granulométrica na parte superior da cuba do alto-forno em temperatura da ordem de 550°C e índice de redutibilidade (RI) que é a medida relativa da facilidade com que o sinter é reduzido a ferro metálico na cuba do alto-forno em temperatura da ordem de 900°C. A tabela 5.21 apresenta os resultados dos testes de RDI e RI.

Tabela 5.21: Resultados dos testes de RDI e RI

Material / Resultado	% Fe(t)	% FeO	RDI (% < 2,8mm)	Redutibilidade (%)
Sinter 1 (com cal)	44,00	16,36	8,5	54,1
Sinter 2 (sem cal)	44,46	17,77	7,8	52,0



Comparando-se os resultados de RDI para o sinter da MCSA com o sinter obtido a partir de *sinter feed* convencional, de hematita, pode-se afirmar que o sinter da MCSA é de excelente qualidade, apresentando RDI da ordem de  $8\% < 2,8\text{mm}$ , enquanto que o *sinter feed* convencional apresenta RDI da ordem de  $30 \text{ a } 40\% < 2,8\text{mm}$ . Este fato pode ser explicado pelo teor de Fe ser bem abaixo daquele do sinter convencional. Os elevados teores de sílica e CaO do sinter da MCSA podem estar atuando como um “concreto”, impedindo que as partículas que se trincam venham a se desagregar.

O resultado do RI para o sinter da MCSA apresentou valores um pouco menores que os de sínteres convencionais. Enquanto o sinter da MCSA apresentou valores entre 52 e 54%, o sinter convencional apresenta valores entre 55 e 60%. Este fato se deve à matéria-prima do sinter da MCSA ser a magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$  ou  $\text{FeO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) e não a hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), tendo assim maior teor de FeO.

Com a elevação do teor de Fe no concentrado de 50% para 60% é provável que os índices aqui estudados fiquem próximos daqueles do *sinter feed* padrão, porém novos testes serão necessários para que isto seja confirmado.

Os resultados das análises químicas relativas ao teste 3, para o qual foram realizados ensaios de RDI e RI, estão apresentados na tabela 5.22.

Tabela 5.22: Análise química do sinter da MCSA

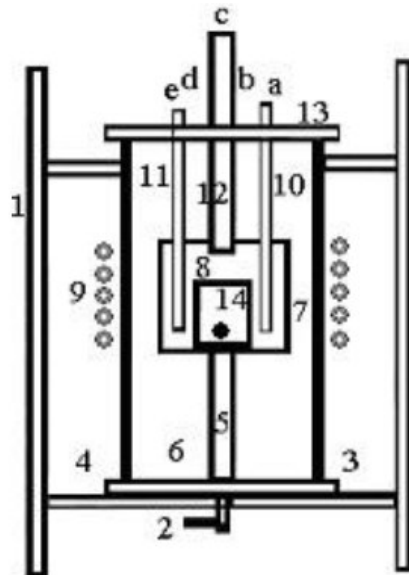
Ident.	Fe	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	MnO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	CuO	P	Zn
Sinter	43,2	11,6	12,5	4,6	0,14	2,9	2,51	0,64	1,74	0,12	0,16	0,14	0,02	1,08

O processo de sinterização, devido à adição de calcário, reduz os teores de Fe e V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, fato este que deve ser levado em consideração durante a etapa de concentração do material da barragem. Como o calcário entra para balancear a basicidade da mistura, quanto menor o teor de sílica no concentrado, menor será a quantidade de calcário a ser utilizada, reduzindo assim o índice de redução dos teores de Fe e V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

#### 5.4 Fusão redutora e escorificação

Os estudos de fusão redutora foram realizados nos laboratórios da USP e *Mintek*, com os concentrados enviados pela Inbrás-Eriez e *SGS-Lakefield*, respectivamente. Já os testes de escorificação foram realizados somente pela *Mintek*.

Os testes de fusão redutora da USP foram realizados em um forno de indução ilustrado nas figuras 5.26 e 5.27.



- |  |                                   |
|--|-----------------------------------|
| 1. Suporte de fixação do forno             | 12. Tubo de grafita               |
| 2. Entrada de Ar                           | 13. Tampa superior de latão       |
| 3. Base de latão do forno                  | 13.a. duto guia de termopar       |
| 4. Tubo de sílica fundida                  | 13.b. saída dos gases gerados     |
| 5. Tubo refratário de sustentação do forno | 13.c. visor e entrada das pelotas |
| 6. Manta isolante de grafita               | 13.d. duto de conexão             |
| 7. Suceptor                                | do transdutor de pressão          |
| 8. Cadinho de trabalho                     | 13.e. duto para leitura com       |
| 9. Bobina de indução                       | pirômetro                         |
| 10. Termopar                               | 14. Pelotas                       |
| 11. Poço de pirômetro.                     |                                   |

5.26: Representação esquemática do sistema para ensaios de redução-fusão.



Figura 5.27: Ilustração do forno de indução com seus auxiliares, forno de indução (1), transformador de voltagem (2), controlador de potência (3), além da torre de resfriamento.

Os materiais utilizados nos testes foram: o concentrado magnético, finos de coque de petróleo, finos de ferro-silício (Fe-75%Si), cal dolomítica hidratada e cimento Portland ARI, sendo os materiais misturados e pelotizados. As tabelas 5.23, 5.24 e 5.25 mostram, respectivamente, a composição química dos componentes da mistura, a composição da pelota e a programação dos testes.

Tabela 5.23: Composição químicas dos materiais dos testes

Componente	Concentrado Magnetítico	Coque Petróleo	Cimento Portland	Fe-Si	Cal Dolomítica hidratada
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,7				
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	70,9		2,78		
FeO	na				
SiO <sub>2</sub>	12,30		19,05		4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,50		4,92		
MgO	3,30		0,55		31,7
CaO	1,00		64,30		57,4
CaO livre	na		1,01		
CO <sub>2</sub>	na				
M. voláteis	na	10,8			6,9
Fe total	49,60				
Fe				25	
P	0,01				
C fixo		88,8			
Cinzas		0,4			
S		0,8			
Si				75	
Ca				0,14	
SO <sub>2</sub>			2,63		
K <sub>2</sub> O	0,11		0,73		
Na <sub>2</sub> O	0,30		0,04		
outros			3,99		
Mn	0,18				
TiO <sub>2</sub>	1,60				
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,80				

Tabela 5.24: Composição das pelotas (% massa)

Concentrado	Cal hidratada	Coque petróleo	Cimento	Fe-75%Si
100	20	24	10	2

Tabela 5.25: Programação dos testes de redução/fusão

		Redução	Fusão
1	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	Ao atingir
2	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	30
3	Temperatura (°C)	1200	1600
	Tempo (min)	120	30 + adição de CaF <sub>2</sub>

Após os testes os produtos metálicos obtidos foram analisados por microscopia eletrônica de varredura (MEV) e análise EDS, obtendo-se os resultados em triplicata encontrados nas tabelas 5.26, 5.27 e 5.28. A tabela 5.29 apresenta a composição esperada da liga metálica dos testes.

Tabela 5.26: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 1

	Al	Si	P	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Co
Amostra maior (% massa)	1.31	6.25	0.17	1.51	0.74	3.38	0.66	84.65	1.33
	2.26	6.28	0.22	1.55	0.76	3.21	0.70	83.75	1.26
	2.17	6.34	0.21	1.39	0.63	3.65	0.68	83.51	1.42
Amostra menor (% massa)	2.38	6.44	0.17	1.42	0.70	3.75	0.54	83.23	1.36
	1.54	6.31	0.10	2.77	0.80	2.96	0.57	83.35	1.61
	2.70	6.71	0.32	1.03	0.68	3.51	0.70	82.98	1.37
Amostra mediana (% massa)	1.00	6.01	0.26	1.55	0.70	2.62	0.67	85.60	1.57
	2.50	5.85	0.19	1.82	0.73	2.85	0.65	83.99	1.42
	1.87	5.56	0.09	0.71	0.63	3.67	0.59	85.50	1.39

Tabela 5.27: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 2

Fase	C	O	Si	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Co	Cu
1	8,79	4,53	0,80	72,57	7,26	1,10	0,00	4,24	0,19	0,52
Geral	4,17	1,47	3,88	3,07	0,73	3,37	0,60	80,71	1,78	0,22
	5,53	1,62	4,69	1,58	0,64	3,32	0,70	79,65	1,79	0,48
	5,80	2,09	5,37	1,69	0,76	3,02	0,72	78,33	1,74	0,49
Metal	1,10	1,25	4,22	0,33	0,65	5,68	0,82	83,54	2,04	0,37
	1,99	1,69	4,72	0,23	0,86	7,57	0,77	80,11	1,43	0,63
	2,07	1,76	5,76	0,18	0,41	3,83	0,64	83,58	1,57	0,22

Tabela 5.28: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 3

	C	Si	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Cu
Geral	5,59	6,49	2,16	0,88	3,45	0,69	80,03	0,71
	5,50	6,03	3,15	0,77	3,39	0,78	79,55	0,83
	5,53	6,02	4,24	0,99	3,56	0,62	78,42	0,62
Metal	2,32	6,19	0,46	0,76	5,12	1,01	83,49	0,66
	1,44	7,06	0,28	0,53	3,13	0,69	86,07	0,78
	2,19	6,78	0,33	0,41	3,86	0,80	84,73	0,89

Tabela 5.29: Composição da liga esperada

Fe	V	Cr	Ti	Mn	Cu	C
88,60	0,80	3,29	1,71	0,32	0,25	5,00



Analisando-se as tabelas 5.26, 5.27, 5.28 e 5.29 correspondentes aos testes 1, 2, 3 e estimativa de teores, respectivamente, pode-se tirar algumas conclusões discutidas a seguir.

As recuperações do vanádio (metálico) foram altas, da ordem de 92%, 90% e 96%, respectivamente.

No teste 2 ocorreu a formação de carbetos de titânio e vanádio, com teores de 72,5% e 7,26%.

Em todos os testes houve dificuldade de separação metal/escória.

Os teores elevados de Si no metal, decorrentes da adição de Fe-Si, causaram redução dos teores de Fe e V em relação aos teores estimados.

A figura 5.28 ilustra o aspecto do produto obtido após o ensaio de redução-fusão, onde houve a formação de glóbulos metálicos, porém sem coalescimento entre os mesmos.



Figura 5.28: Glóbulos metálicos e escória após ensaio de redução-fusão.

Com o objetivo de se reduzir o teor de Si no metal e facilitar a separação metal escória foi realizado um novo teste retirando-se o Fe-Si, visando uma escória mais fluida utilizando-se cal hidratada proveniente de calcário calcítico no lugar do calcário

dolomítico dos testes anteriores. Outra alteração foi a substituição do coque de petróleo por carvão vegetal. A tabela 5.30 apresenta a nova composição química dos materiais e a tabela 5.31 a composição da pelota.

Tabela 5.30: Composição química dos materiais do teste 4

Componente	Concentrado	Carvão vegetal	Cimento Portland	Cal hidratada
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,7			
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	70,9		2,78	
FeO	na			
SiO <sub>2</sub>	12,30		19,05	1,90
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,50		4,92	
MgO	3,30		0,55	0,50
CaO	1,00		64,30	90,0
CaO livre	na		1,01	
CO <sub>2</sub>	na			
M. voláteis	na	32,87		7,60
Fe total	49,60			
Fe				
P	0,01			
C fixo		59,45		
Cinzas		7,68		
S				
Si				
Ca				
SO <sub>2</sub>			2,63	
K <sub>2</sub> O	0,11		0,73	
Na <sub>2</sub> O	0,30		0,04	
outros			3,99	
Mn	0,18			
TiO <sub>2</sub>	1,60			
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,80			

Tabela 5.31: Composição da pelota do teste 4 (% massa)

Concentrado	Cal hidratada	Carvão Vegetal (10% excesso)	Cimento Portland
100	8	16,04	10

O novo teste foi realizado com temperatura de redução de 1000°C durante 2 horas e temperatura de fusão de 1600°C durante 30 minutos. A análise por EDS do metal proveniente do teste é apresentada na tabela 5.32.

Tabela 5.32: Micro-análise por EDS do metal obtido no teste 4

Si	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Co	Ni	Cu
0,97	0,40	0,77	3,43	0,68	92,0	0,97	0,34	0,44
0,85	0,25	0,58	3,30	0,62	93,15	0,74	0,27	0,24
0,95	0,38	0,61	3,51	0,56	92,56	0,96	0,21	0,26

O teste 4 apresentou recuperação do teor metálico do vanádio da ordem de 98%, maior que aquele dos testes anteriores e o teor de Fe saltou de 82% para 92%, ficando acima das expectativas.

O teor de Si foi drasticamente reduzido de 6,5% para valores menores que 1%. O teor de Co é discutível, uma vez que o mesmo não aparece na análise dos materiais e as elevações de teor de Cu e P devem ser melhor analisadas.

O metal ficou coalescido na forma de um botão havendo separação completa entre metal e escória.

A substituição do coque por carvão vegetal não impactou no processo de redução e fusão.

A figura 5.29 ilustra a formação do metal em um único botão, característica de uma boa coalescência e com separação completa entre metal e escória.

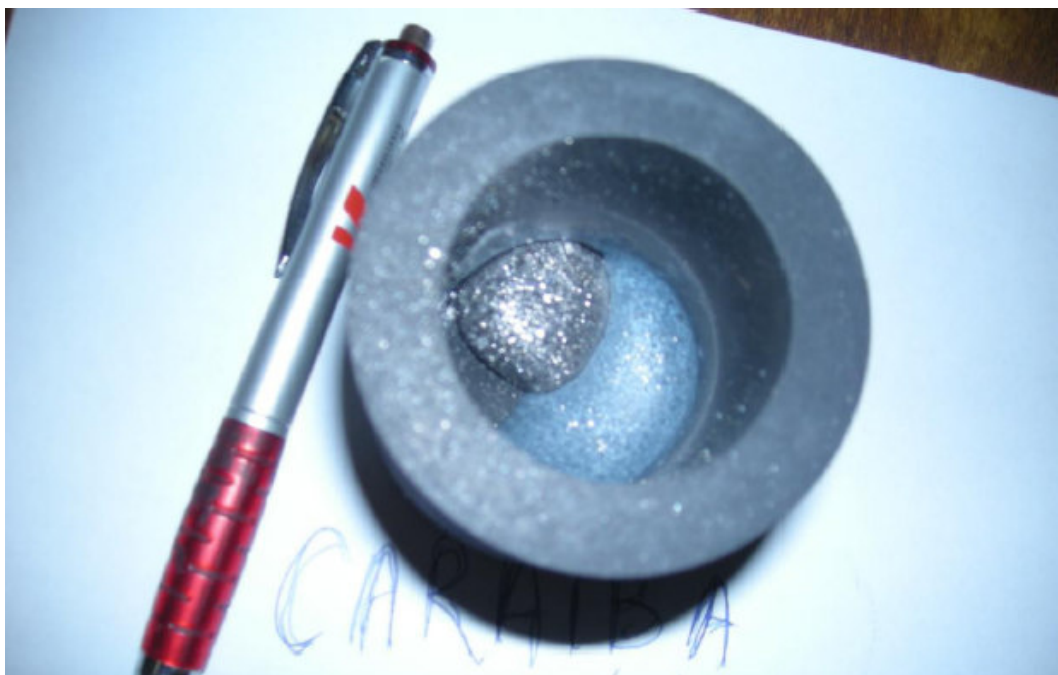


Figura 5.29: Coalescimento da fase metálica em um único botão.



Os estudos realizados na USP mostraram que é tecnicamente viável a recuperação do vanádio para o gusa a partir do concentrado magnético da MCSA, sendo V contido no metal da ordem de 0,7%.

O rendimento da recuperação do V foi acima de 90% em todos os testes e a redução do Fe não apresentou problemas.

Devido à grande quantidade de ganga no concentrado, haverá uma grande geração de escória e conseqüentemente alto consumo de energia (reductor). Recomenda-se a elevação do teor de Fe no concentrado para valores acima de 60%, o que reduziria o consumo energético.

Na seqüência dos estudos foram realizados testes de fusão redutora e escorificação do gusa no laboratório da Mintek, África do Sul, com o objetivo de se determinar as recuperações em cada fase do processo e a qualidade do ferro-gusa e escória vanádífera.

O concentrado magnético enviado pela SGS-Lakefield foi analisado para confirmação dos teores e os resultados das análises são apresentados na tabela 5.33.

Tabela 5.33: Resultado da análise química do concentrado magnético

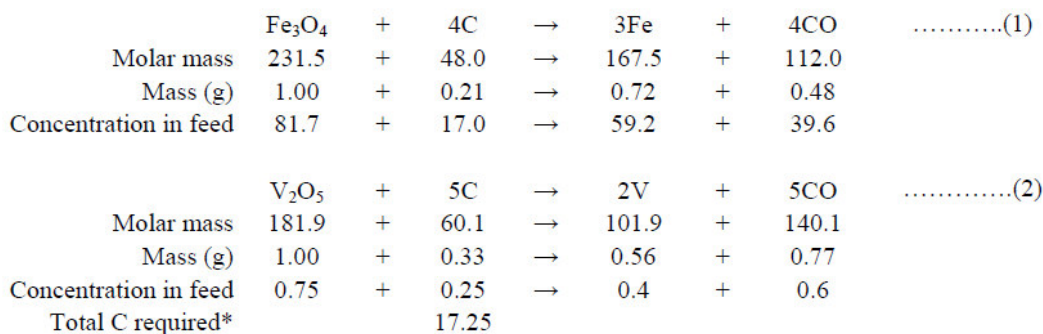
	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	NiO	CuO	S	P	Total
ICP	2.32	2.46	6.61	0.69	1.60	0.75	3.14	0.14	76.1	0.15	<0.05	0.14	0.04	99.8
XRF	2.35	2.61	6.82	0.65	1.68	0.75			73.2				<0.05	93.4
XRF	2.33	2.56	6.86	0.65	1.68	0.76			73.3				<0.05	93.6
Mean	2.33	2.54	6.76	0.66	1.65	0.75	3.14	0.14	74.2	0.15		0.14	0.04	98.0
SGS*	2.36	2.64	7.06	0.71	1.7	0.76	3.1	0.21	76.2		0.09		0.02	100.5

Zn, Pb and Co <0.05%

\* SGS – independent analysis provided by Mineração Caraíba.

Os resultados das análises por diferentes métodos se mostraram similares, sendo utilizadas as análises por ICP para balanceamento dos testes.

A quantidade de reductor necessária para balanceamento estequiométrico da reação de redução/fusão da magnetita e pentóxido de vanádio associado é apresentada pela equação 5.1.



Equação 5.1: Balanceamento estequiométrico da reação de redução/fusão.

Conforme descrito no item 4.4.4 os testes foram realizados em três fases: testes de pequena escala, testes de grande escala e injeção de oxigênio. Os testes em pequena escala foram realizados utilizando coque de petróleo como redutor, com 100%, 110%, 120, e 130% do total de C necessário. A tabela 5.34 apresenta as variáveis e os produtos dos testes.

Tabela 5.34: Variáveis e produtos dos testes em pequena escala

Test	Normalised Smelting Recipe				Smelting Recipe				Product Masses			Temperature
	Conc	C	CaO	Total	Conc	C	CaO	Total	Loss	Slag	Alloy	
1	85.3	14.7		100	100	17.2		117.2	33.2	17.0	49.8	1500°C
2	84.1	15.9		100	100	18.9		118.9	34.8	12.1	53.0	1500°C
3	82.9	17.1		100	100	20.7		120.7	35.2	12.0	52.8	1500°C
4	81.7	18.3		100	100	22.4		122.4	36.7	15.7	47.6	1500°C
5	83.9	14.4	1.7	100	100	17.2	2.0	119.2	32.4	15.8	51.8	1500°C
6	82.7	15.7	1.7	100	100	18.9	2.0	120.9	34.2	13.5	52.3	1500°C
7	81.5	16.8	1.6	100	100	20.7	2.0	122.7	37.9	10.5	51.7	1500°C
8	80.4	18.0	1.6	100	100	22.4	2.0	124.4	36.5	13.3	50.2	1500°C
9	84.08	15.92		100	100	18.93		118.93	34.0	13.7	52.3	1450°C
10	82.88	17.12		100	100	20.65		120.65	33.7	13.8	52.5	1450°C
11	82.69	15.66	1.65	100	100	18.93	2.00	120.93	33.9	14.4	51.7	1450°C
12	81.53	16.84	1.63	100	100	20.65	2.00	122.65	34.6	14.8	50.7	1450°C

As tabelas 5.35, 5.36 apresentam, respectivamente, as composições químicas da escória e liga produzidas nos testes de pequena escala.

Tabela 5.35: Composição química da escória nos testes em pequena escala

Test	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Total
1	11.6	18.2	38.2	3.50	8.70	1.48	5.40	1.04	14.99*	103.1
2	15.1	21.9	44.7	4.16	10.53	0.21	1.39	1.07	1.48	100.5
3	15.6	22.5	44.3	4.35	10.68	0.13	0.83	0.94	1.02	100.3
4	14.7	21.7	38.3	3.97	8.63	0.17	0.92	0.58	12.8*	101.8
5	11.9	17.6	40.1	13.2	8.68	0.71	2.68	0.80	5.31	100.9
6	13.1	20.4	42.6	14.1	9.24	0.19	0.83	0.69	1.51	102.7
7	13.2	21.2	41.5	14.3	9.04	0.08	0.48	0.53	1.11	101.3
8	13.2	21.0	42.1	14.3	8.68	0.13	0.51	0.52	2.07	102.5
9	16.0	17.7	44.4	4.51	10.4	0.32	1.81	0.88	4.38	100.3
10	14.4	16.3	44.7	4.20	9.58	0.33	1.90	0.82	4.17	96.5
11	14.0	16.4	39.4	15.3	9.33	0.50	2.10	0.71	3.94	101.6
12	13.7	15.3	37.7	14.8	8.94	0.27	1.47	0.57	9.30	102.0

N.B. Ni,Cu,Co &lt;0.05%

\* high Fe values as a result of entrained alloy

Tabela 5.36: Composição química da liga nos testes em pequena escala

Test	S	Si	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Co	Ni	Cu	C	P	Total
1	0.33	0.09	<0.05	0.38	2.26	<0.05	94.6	<0.05	<0.05	<0.05	2.49	0.01	100
2	0.25	0.13	<0.05	0.57	3.22	0.05	91.6	<0.05	0.24	0.16	3.72	0.01	99
3	0.19	1.35	0.21	0.59	3.27	0.15	91.0	<0.05	0.24	0.16	3.70	0.01	98
4	0.19	0.90	0.08	0.55	3.18	0.08	89.9	0.05	0.36	0.21	3.70	0.01	98
5	0.25	0.20	<0.05	0.47	2.53	<0.05	94.5	<0.05	0.20	0.13	3.18	0.02	101
6	0.19	0.16	<0.05	0.55	3.11	0.06	91.6	<0.05	0.22	0.14	3.35	0.02	99
7	0.15	0.40	<0.05	0.61	2.95	0.10	91.1	<0.05	0.19	0.14	3.75	0.02	99
8	0.14	0.41	0.05	0.63	3.03	0.10	91.2	<0.05	0.20	0.16	3.63	0.02	100
9	0.19	<0.05	<0.05	0.54	3.06	<0.05	94.5	<0.05	0.31	0.12	3.21	0.02	102
10	0.20	<0.05	<0.05	0.53	3.00	<0.05	94.5	<0.05	0.28	0.12	3.59	0.02	102
11	0.18	<0.05	0.06	0.48	2.97	<0.05	97.7	<0.05	0.30	0.13	2.95	0.02	105
12	0.17	<0.05	<0.05	0.55	3.02	0.07	92.5	<0.05	0.29	0.12	2.99	0.01	100

Observações sobre os testes são apresentadas a seguir.

Teste 1-4: ficou evidente boa separação entre a escória e a liga para a maioria dos testes com o liga ocupando todo o diâmetro do cadinho de uma altura entre 5 e 10mm. A separação entre a escória e a liga para os testes 1 e 4 foi pobre e arraste de grânulos de liga metálica para a escória foi observado. Obtenção de uma amostra de escória "limpa" não foi possível, também ficou evidente que parte do carbono não reagiu. As escórias ficaram geralmente bastante vítreas embora o grau de vitrificação ter diminuído do teste 1 para o teste 4.

Teste 5-8: com a adição de CaO, o aspecto geral das escórias melhorou; em todos os testes elas pareciam estar completamente derretidas com redução da vitrificação. No

caso do teste 8 (semelhante ao teste 4, mas com adição de CaO) não foi observado arraste da liga para a escória, obtendo-se boa separação entre a liga e a escória.

Testes 9-12: independentemente da adição ou não de CaO, as escórias desses testes apresentaram características um pouco menos vítreas que as escórias produzidas a 1500°C. Não foi observado arraste da liga para a escória nesses testes.

De maneira geral os testes apresentaram resultados satisfatórios, com exceção dos testes onde houve arraste de liga para a escória.

Conforme observado nos testes, a adição de CaO torna a separação liga/escória mais eficiente.

As tabelas 5.37, 5.38 e 5.39 apresentam, respectivamente, as recuperações na escória, liga e a reconciliação entre liga e escória.

Tabela 5.37: Recuperação dos elementos na escória para os testes em pequena escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1	-	99.1	142.7	112.6	105.1	104.9	39.2	34.4	146.0	4.0	-	-	-	-
2	-	93.3	124.5	95.5	90.4	91.9	4.1	6.4	109.0	0.3	-	-	-	-
3	-	96.6	128.3	94.9	95.0	93.6	2.4	3.9	96.2	0.2	-	-	-	-
4	-	120.9	163.8	108.5	114.7	99.9	4.4	5.6	78.4	3.3	-	-	-	-
5	-	96.0	130.7	112.0	94.0	99.1	31.8	23.6	137.4	1.4	-	-	-	-
6	-	91.3	130.6	102.4	86.7	90.9	7.3	6.3	102.1	0.3	-	-	-	-
7	-	72.3	106.9	78.8	69.0	70.2	2.4	2.9	61.9	0.2	-	-	-	-
8	-	93.9	136.5	103.1	88.9	86.8	5.1	3.9	78.2	0.5	-	-	-	-
9	-	111.1	113.0	106.7	110.2	102.0	12.1	13.7	129.3	1.0	-	-	-	-
10	-	102.8	106.9	109.9	105.1	96.3	13.0	14.7	124.0	0.9	-	-	-	-
11	-	104.4	112.6	101.4	100.2	98.3	20.7	17.1	112.5	0.9	-	-	-	-
12	-	106.3	109.0	100.8	101.2	97.9	11.6	12.4	93.8	2.3	-	-	-	-

Tabela 5.38: Recuperação dos elementos na liga para os testes em pequena escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1	135.4	-	-	1.7	-	0.0	52.5	61.5	-	95.7	-	-	8.5	16.5
2	112.7	-	-	2.6	-	0.0	85.2	94.7	29.8	100.2	131.7	112.2	12.4	19.9
3	86.5	-	-	27.2	-	13.5	89.1	97.2	86.9	100.6	133.0	113.3	11.4	17.0
4	79.1	-	-	16.6	-	4.9	76.0	86.4	40.8	90.9	182.5	136.0	9.7	21.4
5	110.2	-	-	3.9	-	0.0	68.8	72.8	-	101.2	106.3	87.1	11.4	29.7
6	85.9	-	-	3.2	-	0.0	82.9	91.8	31.6	100.5	121.6	94.9	11.2	26.9
7	67.9	-	-	8.0	-	0.0	91.6	87.1	57.6	100.1	105.2	100.7	11.5	30.7
8	62.5	-	-	8.1	-	3.3	93.3	88.2	56.8	98.8	109.2	107.6	10.2	27.5
9	84.5	-	-	1.0	-	0.0	78.9	88.8	-	101.9	167.8	79.5	10.6	30.0
10	90.5	-	-	1.0	-	0.0	79.6	88.6	-	103.9	154.3	84.5	11.0	36.1
11	80.4	-	-	1.0	-	4.0	70.4	86.6	-	106.0	163.2	90.4	9.8	24.4
12	75.4	-	-	1.0	-	0.0	81.0	87.5	40.7	99.6	156.7	82.8	9.0	17.2

Tabela 5.39: Reconciliação entre liga e escória para os testes em pequena escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1	135.4	99.1	142.7	114.3	105.1	104.9	91.8	95.8	146.0	99.7	-	-	8.5	16.5
2	112.7	93.3	124.5	98.1	90.4	91.9	89.3	101.1	138.8	100.5	131.7	112.2	12.4	19.9
3	86.5	96.6	128.3	122.2	95.0	107.1	91.6	101.0	183.1	100.8	133.0	113.3	11.4	17.0
4	79.1	120.9	163.8	125.1	114.7	104.9	80.4	92.0	119.2	94.2	182.5	136.0	9.7	21.4
5	110.2	96.0	130.7	115.9	94.0	99.1	100.6	96.4	137.4	102.5	106.3	87.1	11.4	29.7
6	85.9	91.3	130.6	105.6	86.7	90.9	90.3	98.1	133.7	100.8	121.6	94.9	11.2	26.9
7	67.9	72.3	106.9	86.8	69.0	70.2	94.0	90.0	119.5	100.3	105.2	100.7	11.5	30.7
8	62.5	93.9	136.5	111.2	88.9	90.1	98.4	92.2	135.0	99.2	109.2	107.6	10.2	27.5
9	84.5	111.1	113.0	107.6	110.2	102.0	91.1	102.5	129.3	102.9	167.8	79.5	10.6	30.0
10	90.5	102.8	106.9	110.9	105.1	96.3	92.6	103.4	124.0	104.8	154.3	84.5	11.0	36.1
11	80.4	104.4	112.6	102.4	100.2	102.3	91.1	103.7	112.5	106.9	163.2	90.4	9.8	24.4
12	75.4	106.3	109.0	101.8	101.2	97.9	92.6	99.9	134.5	101.9	156.7	82.8	9.0	17.2

As diferenças de 100% na reconciliação (soma das recuperações da liga e escória) ocorrem, pois as recuperações foram calculadas baseando-se nos teores das análises, tanto dos produtos, quanto da alimentação, e não através de retro cálculo dos teores alimentados. As figuras 5.30 e 5.31 apresentam os resultados de recuperação de vanádio para a liga e a escória, respectivamente.

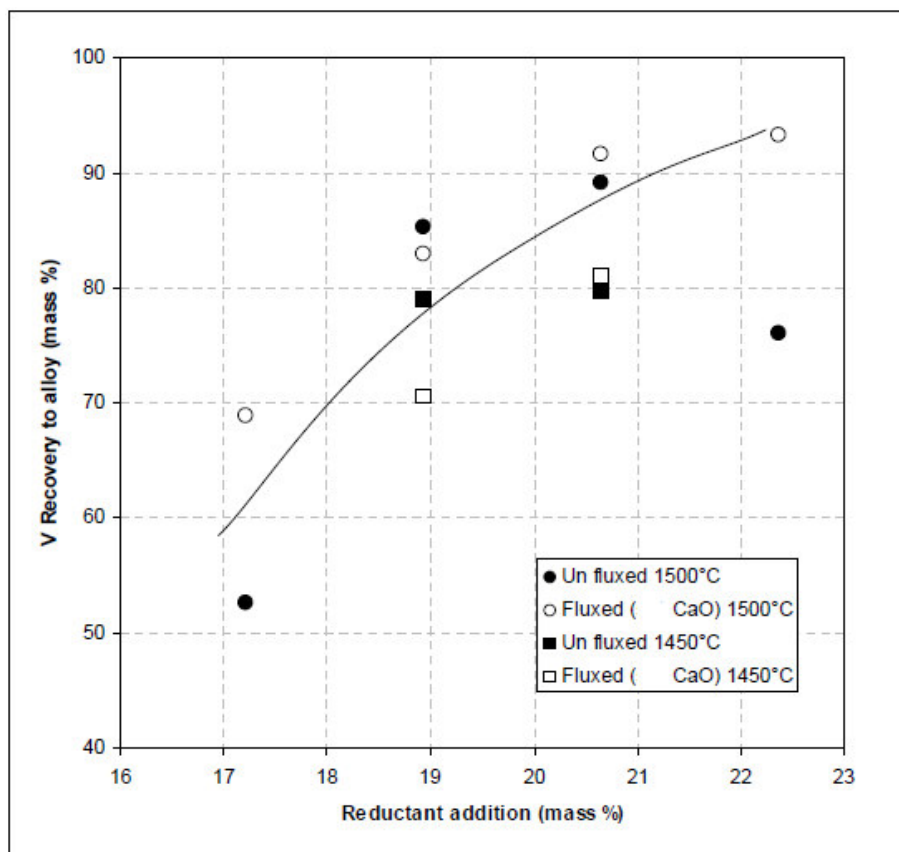


Figura 5.30: Recuperação de V na liga para os testes em pequena escala.



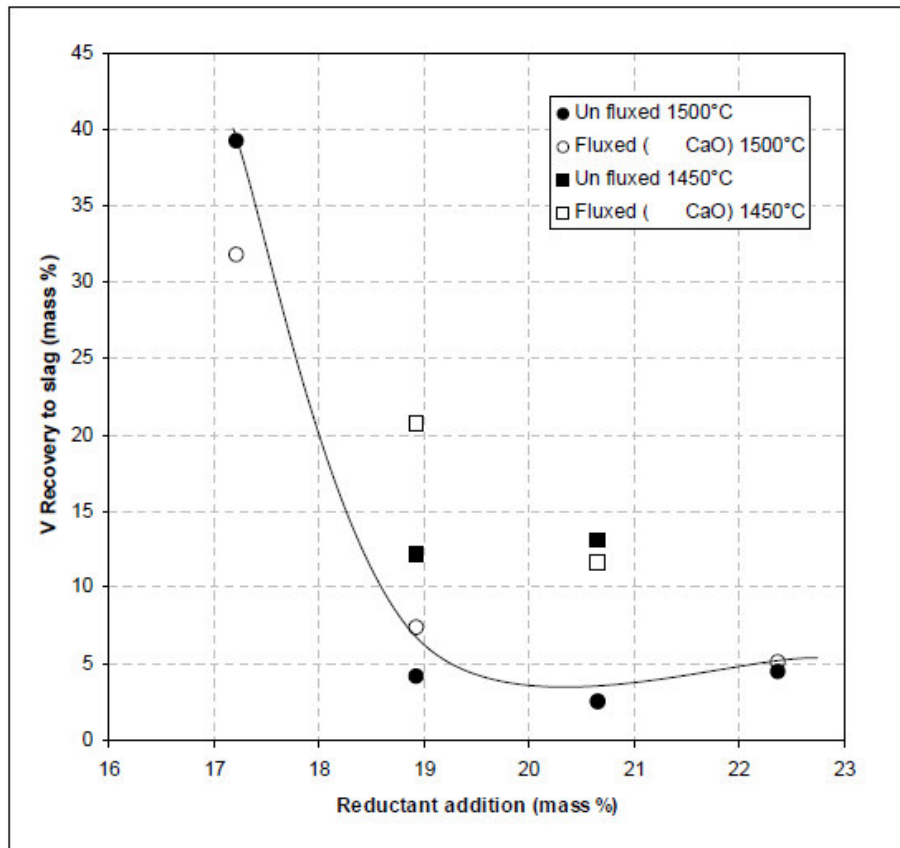


Figura 5.31: Recuperação de V na escória para os testes em pequena escala.

Analisando-se as tabelas 5.35, 5.36, 5.37 e 5.38 e as figuras 5.30 e 5.31, é possível tecer as considerações a seguir.

A recuperação de P na liga foi em média de 25%, com teores da ordem de 0,02%, abaixo dos teores normalmente encontrados no ferro-gusa. Outro ponto importante é a presença de Ni que pode agregar valor ao produto. Por outro lado os teores S e Cu estão acima do normal e podem ser prejudiciais ao processo.

A alta recuperação de Cr na liga pode ocasionar impacto significativo na injeção de oxigênio no processo de escorificação.

Conforme esperado a recuperação de Si na liga é moderada e aumenta de acordo com o aumento de redutor e temperatura. A recuperação de C também apresenta valores moderados, da ordem de 10%, o que representa um ferro-gusa com teor de 3,5% de C, que é típico.

A escória é tipicamente formada por silicatos de Mg, Al e Ca, sendo dependente da adição de CaO e de redutor. A escória apresenta teores significativos de TiO<sub>2</sub>, da ordem de 10%, e sua recuperação se dá essencialmente para a escória. Este nível de TiO<sub>2</sub> não pareceu afetar as propriedades da escória, sendo significativamente menor que o produzido pelo processo *Highveld*, que é de aproximadamente 32% de TiO<sub>2</sub>. No entanto é possível que com elevadas dosagens de redutor se formem fases de Ti-oxicarbeto. Este fato só pode ser observado para concentrados magnéticos contendo titânio e vanádio com concentrações mais elevadas de TiO<sub>2</sub> e com fusão em 1750°C para estabilização das fases.

A recuperação de Fe para a liga foi elevada em todos os testes, independentemente da temperatura e da adição de CaO, ficando acima de 95%.

A perda de V para a escória e a recuperação de V para a liga mostraram resultados um pouco conflitantes quanto ao uso da CaO, ou seja, os testes com adição de CaO apresentaram maior recuperação em média, porém apresentaram maior perda de V para a escória, fato este que pode ser atribuído a incertezas analíticas para minerais do grupo da platina (PGM na sigla em inglês), não sendo possível concluir se o uso de CaO é significativo para a recuperação de V. Por outro lado, a redução da temperatura ocasionou maior perda de V para a escória, sendo recomendada a fusão a 1500°C.

A menor perda de V (2,4%) se deu com 120% de C tanto para os testes com CaO, quanto sem CaO com fusão redutora a 1500°C, o que daria uma recuperação superior a 97% de V para a liga.

Os testes em grande escala tiveram por objetivo confirmar os resultados dos testes em pequena escala e produzir massa suficiente de ferro-gusa contendo vanádio para realização dos testes de escorificação.

Os testes em grande escala foram realizados com o mesmo procedimento dos testes anteriores, com temperatura de 1500°C, coque de petróleo em 110% e 120% do C necessário e CaO. Os dois últimos testes foram feitos com 110% de C, porém com carvão vegetal. A tabela 5.40 apresenta a composição do carvão vegetal utilizado nos testes e a tabela 5.41 apresenta as variáveis e produtos dos testes de grande escala.

Tabela 5.40: Composição química do carvão vegetal dos testes de grande escala

S	Total C	Ash	Fixed Carbon	Moisture	Volatiles
0.02	77.45	8.16	74.10	5.11	12.60
0.02	76.58	8.15	73.80	5.16	12.90

Tabela 5.41: Variáveis e produtos dos testes de grande escala

Test	Normalised Smelting Recipe					Smelting Recipe					Product Masses		
	Conc	C	CaO	Charcoal	Total	Conc	C	CaO	Charcoal	Total	Loss	Slag	Alloy
1L	82.7	15.6	1.66		100	100	18.9	2.01		120.9	47.3*	0.7	52.0
2L	82.7	15.6	1.66		100	100	18.9	2.01		120.9	35.7	12.6	51.7
3L	81.5	16.9	1.63		100	100	20.7	2.01		122.7	32.7	17.1	50.2
4L	81.5	16.9	1.64		100	100	20.7	2.01		122.7	35.8	14.6	49.6
5L	78.2		1.57	20.2	100	100		2.01	25.8	127.8	52.0*		48.0
6L	78.2		1.57	20.2	100	100		2.01	25.8	127.8	55.4*		44.6

As tabelas 5.42 e 5.43 apresentam as composições químicas das escórias e ligas produzidas através dos testes em grande escala.

Tabela 5.42: Composição química da escória produzida nos testes em grande escala

Test	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	NiO	Total
1L	Leak										
2L	12.3	15.8	35.5	15.1	9.26	0.98	3.35	1.01	2.47	0.11	95.9
3L	12.7	18.5	34.9	15.5	9.31	0.34	1.42	0.83	0.80	0.09	94.5
4L	13.1	18.8	35.1	15.5	9.31	0.29	1.17	0.72	0.82	0.08	94.9
5L	Leak										
6L	Leak										

NB Co, Cu <0.05%

Tabela 5.43: Composição química da liga produzida nos testes em grande escala

Test	S	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P	Total
1L	0.30	0.26	0.49	3.00	0.08	91.2	0.20	0.11	3.24	0.0194	98.8
2L	0.13	0.25	0.40	2.74	0.07	91.8	0.22	0.14	3.36	0.0197	99.1
3L	0.10	0.35	0.52	3.24	0.06	94.4	0.18	0.11	1.77	0.0200	100.7
4L	0.11	0.37	0.53	3.23	0.10	91.5	0.17	0.13	3.43	0.0185	99.5
5L	0.11	0.21	0.53	3.32	0.06	90.8	0.20	0.12	3.31	0.0186	98.6
6L	0.07	0.50	0.60	3.52	0.08	91.2	0.22	0.12	3.03	0.0190	99.3

NB Ti, Co <0.05%



Para os testes 1L, 2L e 6L, a quebra do cadinho causou perda da escória, porém foi possível aproveitar a liga, que era o principal produto de interesse, uma vez que a mesma é a base para o teste de escorificação.

As tabelas 5.44, 5.45 e 5.46 apresentam, respectivamente, as recuperações dos elementos na escória, liga e reconciliação dos resultados para os testes em grande escala.

Tabela 5.44: Recuperação dos elementos para a escória nos testes de grande escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1L	Leak													
2L	-	80.7	94.6	80.2	86.6	85.5	19.9	16.3	108.3	0.5	8.7	-	-	-
3L	-	114.7	153.2	108.4	122.7	118.3	9.5	9.5	122.3	0.2	9.8	-	-	-
4L	-	99.9	132.4	92.7	104.2	100.6	6.8	6.7	91.0	0.2	7.9	-	-	-
5L	Leak													
6L	Leak													

Tabela 5.45: Recuperação dos elementos para a liga nos testes de grande escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1L	135.0	-	-	5.2	-	-	72.3	87.9	45.7	99.3	83.9	73.6	10.8	30.5
2L	56.5	-	-	4.9	-	-	59.4	79.8	39.8	99.5	93.0	95.3	11.1	30.8
3L	43.2	-	-	6.8	-	-	76.4	92.9	33.6	100.7	73.9	88.9	5.3	30.8
4L	47.0	-	-	7.1	-	-	76.8	91.8	55.3	96.6	69.8	84.9	10.1	28.2
5L	47.5	-	-	4.0	-	-	76.7	95.1	33.5	96.7	83.9	85.1	10.2	28.5
6L	30.4	-	-	9.1	-	-	80.4	93.5	41.4	90.1	82.2	73.1	8.7	27.1

Tabela 5.46: Reconciliação entre liga e escória para os testes em grande escala

Test	S	Mg	Al	Si	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
1L	Leak													
2L	56.5	80.7	94.6	85.1	86.6	85.5	79.3	96.1	148.0	100.0	101.7	95.3	11.1	30.8
3L	43.2	114.7	153.2	115.2	122.7	118.3	85.9	102.4	155.9	101.0	83.7	88.9	5.3	30.8
4L	47.0	99.9	132.4	99.8	104.2	100.6	83.6	98.4	146.3	96.8	77.6	84.9	10.1	28.2
5L	Leak													
6L	Leak													

Analisando-se as tabelas 5.42, 5.43, 5.44 e 5.45, é possível fazer as observações a seguir.

Os teores de V na liga ficaram em média em 0,5% para os testes de grande escala, enquanto para os testes de pequena escala a concentração foi em média de 0,6%. É provável que os testes de grande escala tenham uma eficiência ligeiramente menor, possivelmente devido a uma pequena entrada de ar no forno, que alterou as condições de redução, havendo menor concentração de V para a liga. Um ligeiro incremento de redutor poderia ter elevado a concentração, porém o desvio somente foi observado após o término dos testes.

Existe grande semelhança entre as composições químicas da liga e da escória dos testes de grande escala em comparação com os testes equivalentes em pequena escala (testes 6 e 7).

O uso de carvão vegetal não implicou em nenhum efeito negativo para o processo de fusão redutora, sendo seu uso aprovado.

Foram notadas várias semelhanças com os testes em pequena escala:

- ✓ alta recuperação de Cr, V, Ni e Cu para a liga;
- ✓ recuperações moderadas de S e P para a liga;
- ✓ alta recuperação de Si, Mg, Ca e Ti para a escória;
- ✓ excessiva recuperação de Al para a escória, o que indica ataque do cadinho pela escória.

Com a liga gerada nos testes de grande escala foram realizados quatro testes de injeção de oxigênio, sendo que um foi cancelado, uma vez que apresentou falhas na fase inicial.

Durante a injeção de oxigênio observou-se que:

- durante os estágios iniciais observou-se uma pequena quantidade de fumaça branca emanando da superfície fundida com a formação de uma fina crosta branca sobre a liga fundida, presumivelmente pela formação de gás SiO e SiO<sub>2</sub> sólido;
- no decorrer dos testes houve formação de uma escória endurecida, provavelmente devida à formação de óxidos refratários como o Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, que frequentemente se aderiu à parede do cadinho e lança de injeção;
- com a injeção de O<sub>2</sub> houve formação de CO, que era queimado em uma chama azulada, resultando em um banho turbulento que, combinado com a alta viscosidade da fase escória, provocou projeção de liga e escória nas paredes do cadinho e lança;
- nos estágios finais da injeção de O<sub>2</sub>, iniciou-se a oxidação do Fe em FeO; neste momento percebeu-se que as condições do banho ficaram mais calmas e ocorreu

formação de uma escória mais fundida, porém em nenhum dos testes se conseguiu uma escória totalmente fundida;

- em um teste que apresentou falha foi adicionado CaO na tentativa de melhorar o fluxo, porém não houve sucesso.

Analisando-se as observações pode se concluir que:

- com a injeção de O<sub>2</sub> o Si começa a se oxidar seja na forma de gás SiO ou sólido SiO<sub>2</sub>;
- posteriormente o Cr começa a oxidar em Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e possivelmente o V também inicia a oxidação; Ti e Mn presentes na liga foram completamente oxidados;
- com a continuidade da injeção o C é oxidado em CO e eventualmente CO<sub>2</sub>, o que gera forte turbulência no banho;
- ocorre o início da oxidação do Fe a FeO, aumentando a capacidade de fusão da camada refratária. Neste momento interrompe-se a adição de O<sub>2</sub> para que não haja perda de Fe e diluição da escória vanadífera.

A tabela 5.47 apresenta as massas produzidas de liga e escória, além das massas de oxigênio injetadas.

Tabela 5.47: Massas produzidas com a injeção de oxigênio

Test	Oxygen delivered*	Slag*	Alloy*
O2 – 1	7.61	32.5	70.1
O2 – 2	7.61	42.9	58.8
O2 - 3	7.28	33.7	67.6

\* *masses expressed as a percentage of starting alloy mass*

As figuras 5.32, 5.33 e 5.34 ilustram a formação da escória vanadífera e da liga (ferro-gusa sem vanádio).



Figura 5.32: Escória solidificada na parede do cadinho. Teste O2-1.



Figura 5.33: Escória solidificada com presença de metal entrante. Teste O2-2.





Figura 5.34: Produto solidificado. Teste O2-3.

As tabelas 5.48, 5.49, 5.50, 5.51 e 5.52 apresentam, respectivamente, a composição química da escória vanadífera, a composição química da liga sem vanádio, a recuperação para a escória, a recuperação para a liga e a reconciliação entre liga e escória.

Tabela 5.48: Composição química da escória vanadífera (% em massa)

Test	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Total
O2-1	<0.05	11.5	1.83	0.27	0.11	2.97	13.5	0.32	64.9	95.4
O2-2	<0.05	9.39	0.81	0.28	<0.05	2.63	12.9	0.21	69.9	96.2
O2-3	0.48	19.7	4.26	0.95	0.58	3.11	13.9	0.53	54.3	97.8

*NB. Cu, Co and Ni < 0.05%*

Tabela 5.49: Composição química da liga sem vanádio (% em massa)

Test	S	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P	Total
O2-1 Start*	0.06	0.25	0.59	3.17	0.07	93.8	0.20	0.11	2.19	0.0192	98.3
O2-2 Start*	0.11	0.18	0.62	3.04	0.08	93.6	0.19	0.12	3.48	0.0190	101.4
O2-3 Start*	0.11	0.55	0.64	3.34	0.07	92.6	0.17	0.11	3.26	0.0190	97.6
O2-1 Final	0.12	<0.05	<0.05	0.12	<0.05	97.5	0.21	0.14	0.07	0.0260	98.2
O2-2 Final	0.18	<0.05	0.056	0.08	<0.05	97.9	0.22	0.19	0.06	0.0270	98.8
O2-3 Final	0.19	<0.05	0.054	0.08	<0.05	97.8	0.25	0.14	0.04	0.0280	98.6

\* *starting alloys differ slightly in composition to those produced during large scale smelting as a result of changes that occur during remelting, presumably through oxidation.*

Tabela 5.50: Recuperação para a escória vanadífera (% em massa)

Test	S	Al	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
O2 - 1	-	-	111.1	91.6	94.6	115.0	17.5	-	-	-	-
O2 - 2	-	-	90.1	101.8	124.4	87.1	24.9	-	-	-	-
O2 - 3	-	-	122.1	91.8	96.0	197.7	15.4	-	-	-	-

Tabela 5.51: Recuperação para a liga (% em massa)

Test	S	Al	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
O2 - 1	140.3	-	7.0	3.0	2.7	25.0	72.9	73.6	89.3	2.2	95.0
O2 - 2	96.2	-	8.2	5.3	1.5	18.4	61.5	68.0	93.0	1.0	83.5
O2 - 3	116.7	-	3.1	5.7	1.6	24.1	71.4	99.4	86.0	0.8	99.6

Tabela 5.52: Reconciliação entre escória e liga (% em massa)

Test	S	Al	Si	V	Cr	Mn	Fe	Ni	Cu	C	P
O2 - 1	140.3	-	118.1	94.6	97.3	140.0	90.4	73.6	89.3	2.2	95.0
O2 - 2	96.2	-	98.3	107.1	126.0	105.5	86.3	68.0	93.0	1.0	83.5
O2 - 3	116.7	-	125.1	97.5	97.6	221.8	86.7	99.4	86.0	0.8	99.6

Analisando-se as figuras 5.32 a 5.34 e as tabelas 5.48 a 5.52, é possível tirar as conclusões a seguir.

Os testes de injeção de oxigênio foram caracterizados pela baixa fluidez da escória e elevada recuperação de FeO para a escória. Os teores ideais de  $V_2O_5$  na escória são da ordem de 30%, ao passo que nos testes os valores foram da ordem de 3%. O teor de  $V_2O_5$  na escória foi prejudicado pelo elevado teor de FeO, da ordem de 60%. Provavelmente com uma menor injeção de  $O_2$  ocorreria uma menor oxidação do Fe e, por consequência, o teor de  $V_2O_5$  seria elevado.

A escória produzida é caracterizada pela forte presença de  $Cr_2O_3$ , da ordem de 13%, e  $Al_2O_3$ , este último ultrapassando 100% de recuperação devido ao ataque da escória ao cadinho. O elevado teor de  $Cr_2O_3$  pode representar um problema na etapa de lixiviação de escória, porém não é objeto deste estudo.

Os cálculos do balanço de massas mostram que a recuperação de V para a escória foi excelente, da ordem de 95%.

S, Cu, Ni e P são recuperados preferencialmente para a liga.

Cr, V, Si, Mn são recuperados preferencialmente para a escória.

C é volatilizado, provavelmente como gás CO, resultando em uma liga de baixo carbono e elevado teor de Fe para ferro-gusa.

Com o objetivo de se determinar o motivo da formação da escória pobre em V, foram coletadas amostras de escória para análises em MEV, visando determinar a composição química da fase escória. As figuras 5.35 e 5.36 mostram o aspecto típico das fases encontradas na escória.

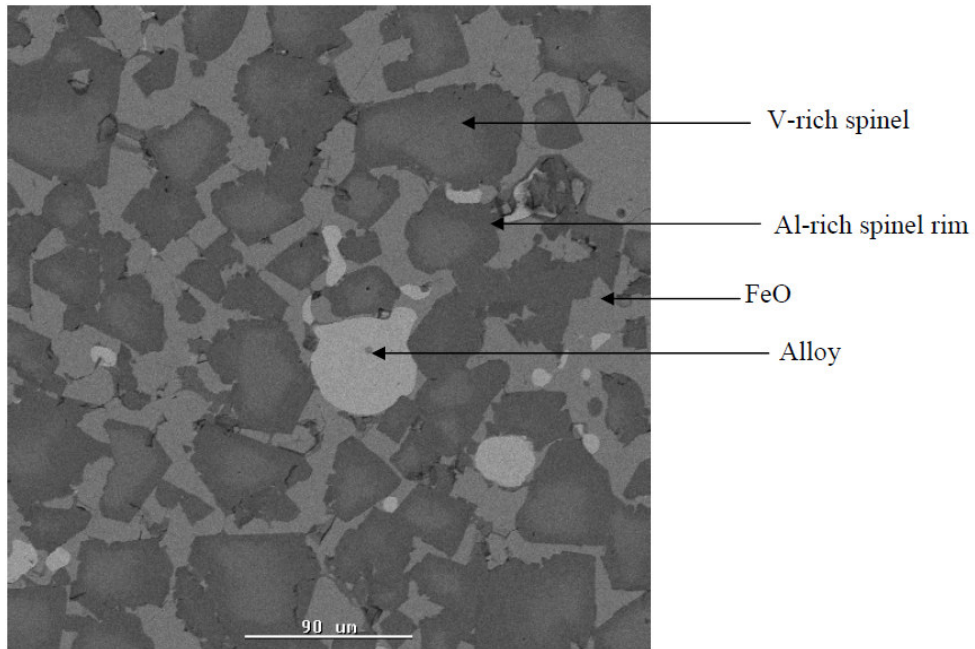


Figura 5.35: Imagem de elétrons retroespalhados da escória produzida no teste O2-3 mostrando a aparência típica da fase presente na escória.

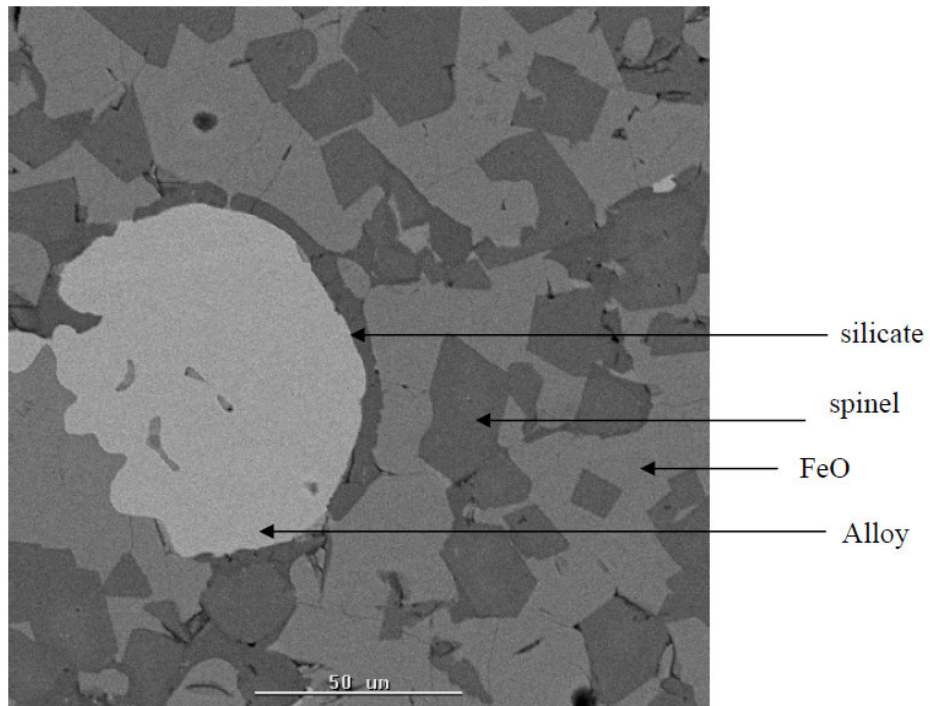


Figura 5.36: Imagem de elétrons retroespalhados da escória produzida no teste O2-3 mostrando a aparência típica da fase presente na escória, com particular referência à fase silicato.

As composições químicas das fases apresentadas nas figuras 5.35 e 5.36 são apresentadas nas tabelas 5.53 e 5.54.



Tabela 5.53: Composição química dos óxidos e fases silicatadas (% em massa)

FeO	CoO	CuO	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Total
<b>V-rich spinel</b>									
34.2	0.0	0.0	0.1	0.3	5.5	0.2	10.9	48.6	99.8
34.3	0.2	0.0	0.2	0.2	1.7	0.2	15.6	48.2	100.5
34.5	0.2	0.0	0.2	0.3	2.0	0.5	16.3	49.1	103.1
38.7	0.0	0.1	0.2	0.2	8.2	0.1	11.9	44.0	103.4
<b>Al rich spinel</b>									
39.0	0.3	0.0	0.1	0.2	20.9	0.2	5.4	34.2	100.4
39.0	0.1	0.0	0.1	0.1	26.1	0.3	4.6	30.3	100.7
39.2	0.0	0.1	0.0	0.1	22.1	0.1	4.3	32.8	98.8
39.4	0.0	0.0	0.1	0.0	22.6	0.1	4.6	33.3	100.1
<b>Silicate</b>									
54.0	0.4	0.0	10.3	26.5	1.8	0.3	1.7	5.9	100.9
62.4	0.0	0.1	3.0	28.4	0.7	0.6	0.7	3.2	99.2
63.8	0.0	0.1	5.0	29.9	0.1	0.1	0.2	0.1	99.3
65.1	0.1	0.2	3.7	28.7	0.4	0.4	0.1	0.0	98.6
<b>Fe-monoxide</b>									
91.8	0.2	0.1	0.1	0.8	0.6	0.0	1.3	0.8	95.8
93.0	0.0	0.0	0.1	0.6	0.6	0.1	1.5	2.3	98.3
93.7	0.5	0.0	0.0	0.3	1.2	0.2	1.2	1.5	98.6
93.8	0.0	0.0	0.1	0.4	0.7	0.1	1.0	0.7	96.8

Tabela 5.54: Composição química da fase metálica

Fe	Cu	Si	V	Cr	Total
97.67	0.22	0.00	0.01	0.09	98.0
98.26	0.37	0.14	0.03	0.12	98.9
98.29	0.19	0.02	0.00	0.00	98.5
98.33	0.21	0.14	0.14	0.02	98.8
99.65	0.00	0.07	0.02	0.04	99.8

Analisando-se as figuras 5.35 e 5.36 e as tabelas 5.53 e 5.54, podem ser feitas as afirmativas a seguir.

Devido à baixa fluidez das escórias, porções das mesmas foram amostradas e analisadas por microscopia eletrônica de varredura para determinar a composição química de suas fases. Um foco particular da investigação foi determinar a razão da baixa fluidez da escória. Em todos os casos as escórias apresentam a presença dominante de espinélio e

FeO. A composição típica dos espinélios é  $\text{Fe}(\text{Al},\text{V},\text{Cr})_2\text{O}_4$  mas há evidência de zoneamento na forma de aros ricos em alumínio. Embora as escórias examinadas não tenham sofrido resfriamento rápido, devido à composição dessas fases e às texturas observadas, elas aparentemente eram sólidas na temperatura em que ocorreu a injeção de oxigênio. A concentração relativamente alta dessa fase na escória certamente contribuiu para sua baixa fluidez.

A fase monóxido é rica em ferro e não contém apreciável concentração de vanádio.

Silicatos de ferro não portadores de vanádio foram ocasionalmente observados.

As escórias contêm significativas quantidades de ferro metálico com baixo teor de vanádio.

### **5.5 Simulações e circuitos propostos**

As primeiras simulações realizadas pela MCSA apontavam para uma possibilidade de produção anual de ferro-gusa da ordem de 212 mil t/ano e 9 mil t/ano de escória vanadífera, conforme ilustrado na figura 5.37. As simulações para os teores de concentrado, ferro-gusa bruto, escória vanadífera e ferro-gusa refinado (após injeção de  $\text{O}_2$ ) são apresentadas na tabela 5.55.

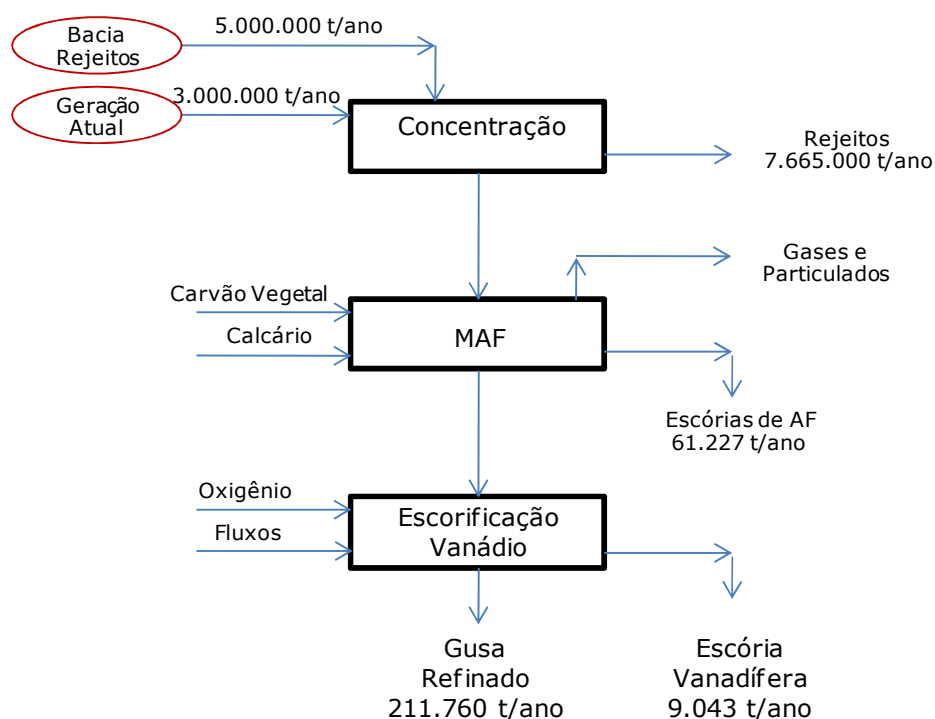


Figura 5.37: Simulações de produção.

Tabela 5.55: Simulações dos teores das etapas de produção

Item (%)	Concentrado Magnético	Item (%)	Gusa Bruto	Escória Vanadífera	Gusa Refinado
Fe	60	Fe	94,00	28,20	94,40
SiO <sub>2</sub>	3,5	C	4,00	-	4,00
MgO	1,3	V	0,63	14,00	0,03
CaO	0,3	Si	0,70	8,50	0,08
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,4	Mn	0,30	-	0,35
MnO <sub>2</sub>	0,4	Cr	0,20	-	0,23
TiO <sub>2</sub>	2,3	Ti	0,20	0,60	0,17
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,7	Ca	-	7,86	-
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,69	Mg	-	1,30	-
C	-	Al	-	2,65	-

Analisando-se a tabela 5.55, que contém as simulações para os produtos em cada etapa do processo, em comparação com os teores dos testes realizados, apresentados nas tabelas 5.33, 5.43, 5.48 e 5.49, tem-se que:

- os teores de Fe ficaram bastante próximos entre os testes e as simulações;
- o teor de V ficou ligeiramente inferior para o teste em relação à simulação, porém foi bastante afetado com relação à escória vanadífera, uma possível

explicação sendo a elevada dosagem de O<sub>2</sub> nos testes, aumentando a recuperação de Fe e Cr para a escória, reduzindo assim o teor de V;

- com relação às recuperações de V nas etapas de processo, esperava-se que as mesmas fossem entre 90 e 95%, valores que foram comprovados pelos testes.

A figura 5.38 ilustra a simulação da rota da etapa de fusão redutora e o balanço de produção e insumos.

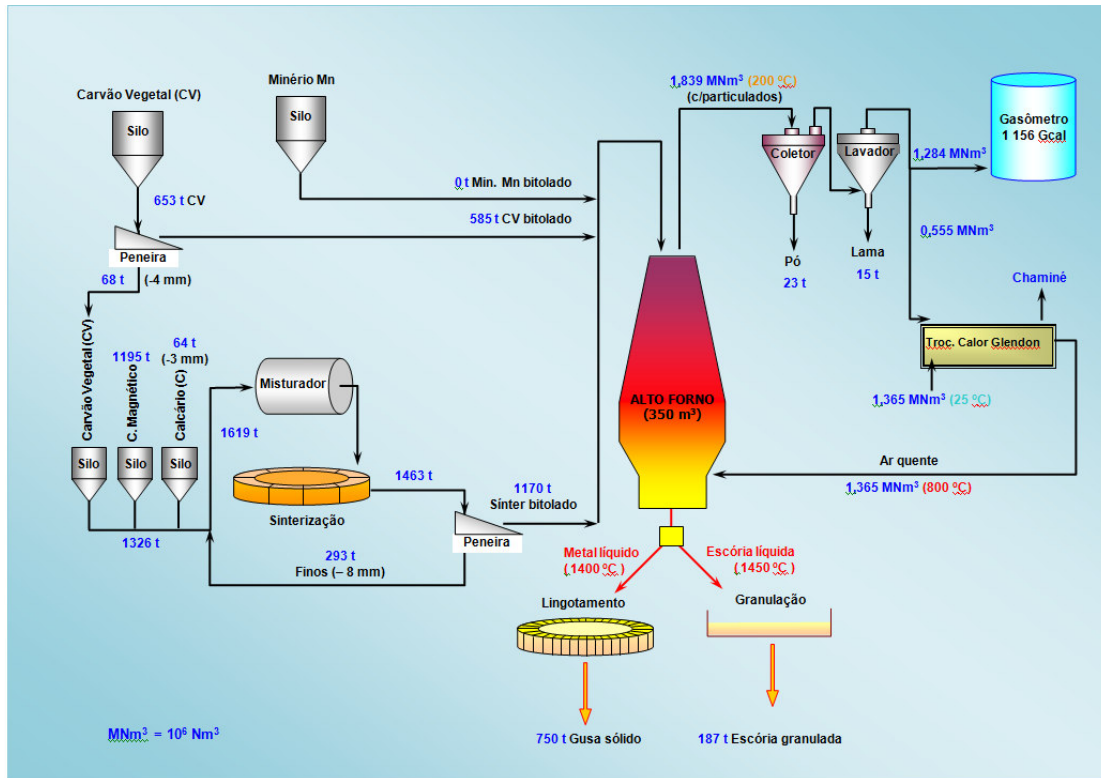


Figura 5.38: Simulação da etapa de fusão redutora.

Após a realização dos testes, dois circuitos são propostos. O primeiro, figura 5.39, contempla uma etapa *rougher* através de tambores de separação magnética de baixa intensidade, uma etapa de remoagem e três etapas de limpeza com separação magnética, até se conseguir um concentrado final que passaria pelos processos de sinterização, fusão redutora e escorificação. O segundo, figura 5.40, difere do primeiro somente com relação à última etapa de limpeza, onde seria substituído o concentrador magnético pelo processo de flotação.

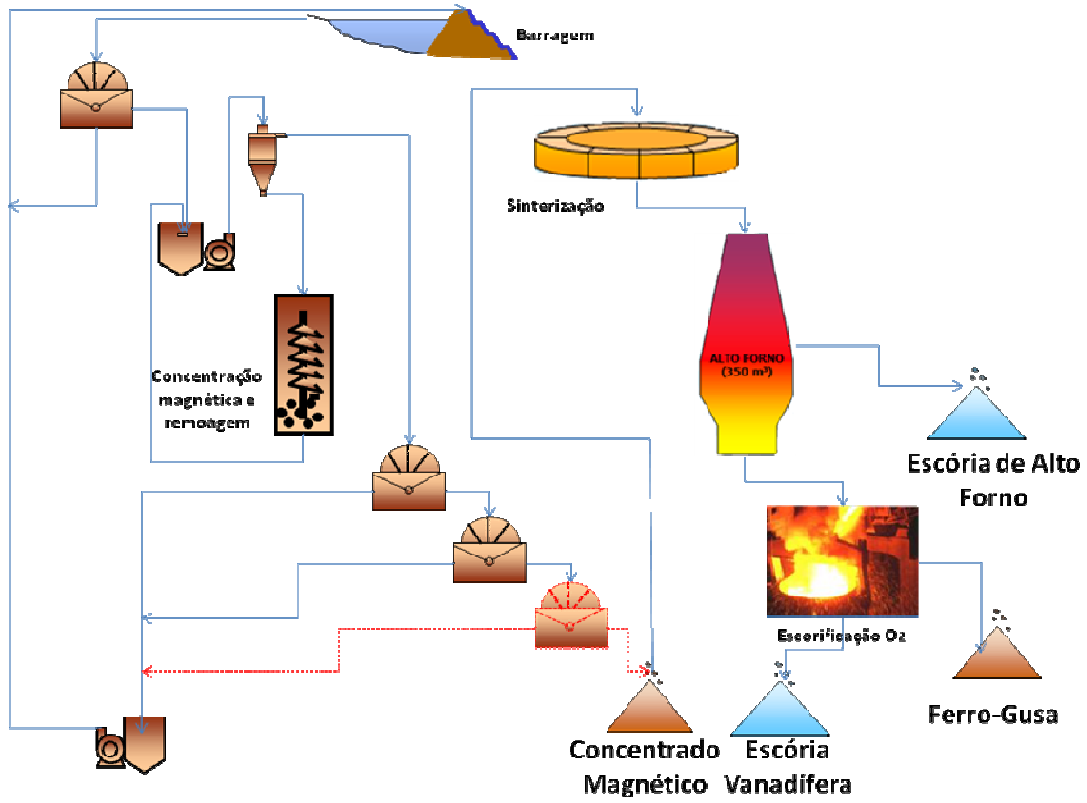


Figura 5.39: Fluxograma de processo proposto 01 – contemplando separação magnética, remoagem, sinterização, fusão redutora e escorificação.

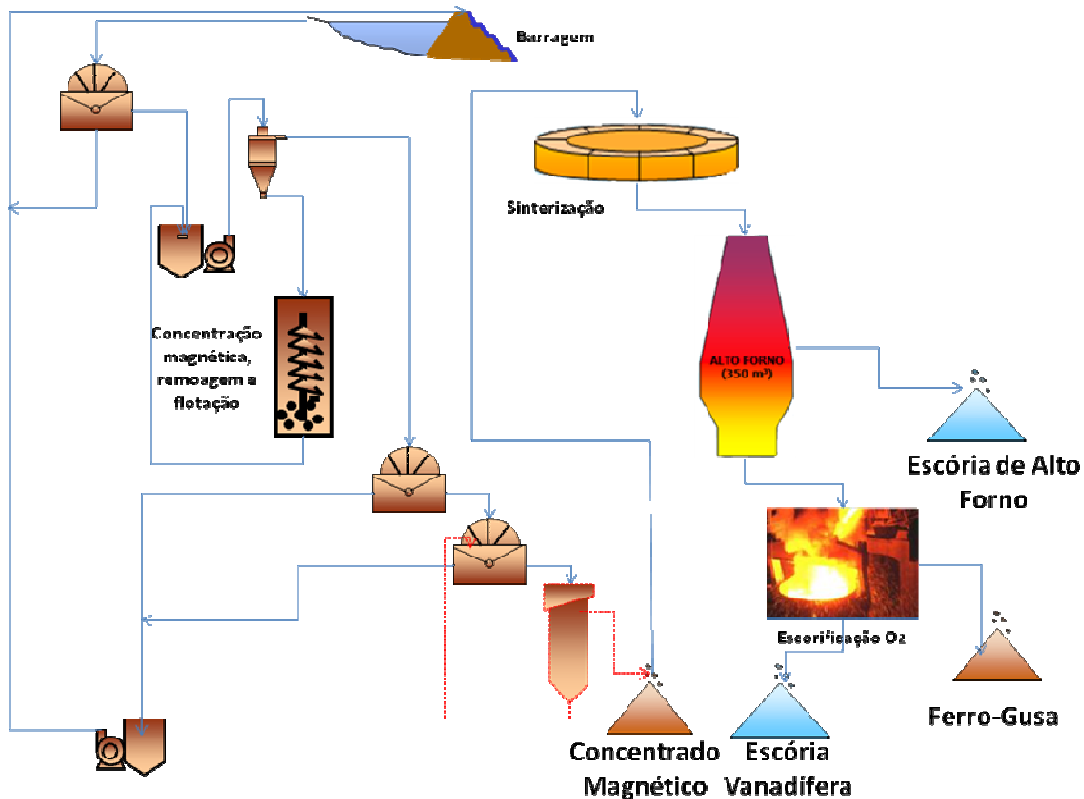


Figura 5.40: Fluxograma de processo proposto 02 – contemplando separação magnética, remoagem, flotação, sinterização, fusão redutora e escorificação.

A terceira etapa de limpeza não foi contemplada em nenhum dos testes, porém é indicada como sugestão com o objetivo de se elevar o teor de Fe e conseqüentemente de V no concentrado, além reduzir os teores de contaminantes, o que acarretaria redução de custos nos processos subsequentes e maiores chances de se alcançar os teores especificados de V na escória vanadifera.

Testes devem ser realizados para se comprovar qual é a melhor opção, do ponto de vista técnico e econômico, para a terceira etapa de limpeza. Espera-se que a concentração magnética tenha uma maior recuperação do Fe, além de menor custo de implantação, porém a flotação teria um maior poder de limpeza, gerando um concentrado com teores de Fe e V mais elevado.

## 6. Conclusões

A retomada do material via desmonte hidráulico e bombeamento se mostrou a melhor opção técnica e econômica para a lavra do material da barragem, sendo que a redeposição poderá ser feita nas cavas adjacentes ou área de empréstimo, no caso dos primeiros ciclos. Esta alternativa demandará pouco investimento e recuperação de lavra superior a 90%.

Para garantir que praticamente todo concentrado *rougher* estivesse <150# Tyler foi necessário um tempo de 40 minutos de remoagem, o que equivaleu a aproximadamente 12kWh/t de energia.

O uso de concentradores magnéticos de média ou alta intensidade não se fez necessário, uma vez que não houve incremento de recuperação com o uso dos mesmos.

O teste na Inbrás-Eriez, com 1350 Gauss, apresentou recuperação de pentóxido de vanádio de 53% e teor de Fe no concentrado de 55% e pentóxido de vanádio de 0,7%, com somente uma etapa de limpeza.

Os testes na SGS-Lakefield, com 1200 Gauss, apresentaram recuperação de magnetita de aproximadamente 80% e pentóxido de vanádio de 40%, com teores de Fe de 60% e  $V_2O_5$  de 0,76%, com duas etapas de limpeza. Logo, pode-se concluir que o aumento do número de etapas de limpeza proporcionou elevação do teor de Fe sem grandes perdas de recuperação.

As diferenças entre as recuperações em massa dos dois testes, bem como as recuperações metalúrgicas do  $V_2O_5$ , ocorrem devido à diferença de teor de magnetita na amostra de cabeça e da quantidade de  $V_2O_5$  associado à magnetita. Isso pode ocorrer devido à variabilidade da amostra e dificuldade de amostragem. Recomenda-se que para validação de recursos e reservas uma campanha de sondagem seja realizada para confirmação de teores e associações.

O uso da cal em substituição parcial ao calcário, além de melhorar visualmente a formação das micropelotas, proporciona redução do *coke rate*, elevação do *shatter index* e produtividade do equipamento.



O controle da umidade é de suma importância para o processo de sinterização, sendo os melhores resultados obtidos com umidade em torno de 8% na mistura.

Não houve diferença significativa nos resultados dos testes usando somente o misturador ou combinando com o micropelotizador.

O índice de resistência mecânica ou *shatter index* foi elevado para todos os testes, acima do que se obtém para o sinter feed normal, a partir de hematita, que é de 70%. As possíveis causas deste fato são atribuídas à boa qualidade da formação das micropelotas, uso da cal e elevado teor de sílica na mistura.

Os testes de sinterização mostraram que o concentrado magnético da MCSA possui sinterabilidade adequada, com RDI de 8% < 2,8mm e RI entre 52 e 54%.

Os testes de fusão redutora apresentaram excelentes recuperações para o vanádio e ferro, tanto na USP quanto na Mintek, sendo que os melhores testes apresentaram recuperações de V e Fe acima de 95%. Os teores de Fe ficaram em torno de 92% no ferro gusa bruto, entre 0,6 e 0,75% de V para os testes em pequena escala e 0,5% para os testes em grande escala.

Os testes mostraram que na etapa de escorificação (injeção de O<sub>2</sub>) o ferro-gusa purificado alcançou teores acima de 97%, além de baixos teores de contaminantes, porém a escória apresentou baixos teores de pentóxido de vanádio, da ordem de 3%, enquanto o esperado era 25%, apesar da boa recuperação de V para a escória, com valores acima de 95%, fato que pode ser atribuído ao elevado teor de Fe e Cr na escória, causado, possivelmente, por uma elevada taxa de injeção de O<sub>2</sub>.

O uso de carvão vegetal na etapa de fusão redutora não implicou em nenhum efeito negativo para o processo de fusão redutora, sendo seu uso aprovado.

É interessante elevar o número de etapas de limpeza no processo de concentração, pois isso representará redução no consumo de redutores e produtos de melhor qualidade.

## **7. Sugestões para trabalhos futuros**

Realizar testes com uma terceira etapa de limpeza na concentração seja via concentradores magnéticos ou via flotação, reduzindo assim, os teores de contaminantes nas etapas subsequentes.

Realizar testes estagiando a injeção de  $O_2$  para reduzir dos teores de Fe e Cr na escória elevando o teor de V a valores comercializáveis.

## 8. Referências Bibliográficas

Almeida, F.F.M.; Hasuy, Y.; (1984) Província Parnaíba - O Pré-Cambriano do Brasil. Ed. Edgard Blucher, São Paulo/SP. p. 36-45.

Almeida, F.F.M.; Hasuy, Y.; Brito Neves, B.B.; Fuck R.A.; (1981) *Brazilian Structural Provinces: An Introduction*. Earth Sciences Reviews. vol 17, p. 1-29.

Andrade Filho, H.R.; (2008) Aumento da recuperação de lavra na Mineração Caraíba S/A. Brasil. Revista Eletrônica Brasil MiningSite. Anexos. Artigos.

Anon; (2004) Os pioneiros da mineração do Brasil. Revista Minerios e Minerales, Ano XXII. Edição 277. ed. UNIVERS, jul/ago. Volume 1. p. 94-96.

Anuário Mineral Brasileiro; (2006) Estatística por substância. Vanádio. tab 3.1.1.

Araujo Filho, G.M.; Torres, B.; Seshadri, V.; (1986) Caracterização de misturas para sinterização. Metalurgia – ABM, V.42, nº 338, p. 19-32.

Budzic, R.; (2007) *The balance of titanium and vanadium in the blast furnace with the use of sinter containing a titanium-vanadium-magnetite concentrate*. Czestochowa-Polônia. Metalurgija 45, 2, p. 145-147.

Budzic, R.; (2003) *Titanium in the process of smelting pig iron with an increased silicon content*. Czestochowa-Polônia. Metalurgija 42, 1, p. 41-45

Costa, J.F.C.; Marques, D.M.; Batiston, E.L.; Pilger, G.G.; Ribeiro, D.T.; Koppe, J.C.; (2008) Aperfeiçoamento da estratégia de homogeneização em pilha chevron utilizando simulação geoestatística. Ouro Preto-Brasil. Revista Escola de Minas, 61(3): p. 291-296, jul-set.

Gonzalez, L.M.; (2005) Contribuição para o estudo de utilização da titanomagnetite de Tete Dimensionamento de reator de pré redução. Tese de Doutorado, Universidade do Minho, Dez.

Gonzalez, L.M.; Marques, J.M.; Coelho, M.C.; Oliveira, N.P.; Romero, J.J.B.; (2008) Alguns aspectos relevantes para a utilização da titanomagnetites de Tete, Moçambique. Maputo-Moçambique. 5º Congresso Luso-Moçambicano de Engenharia, 2º Congresso de Engenharia de Moçambique, 2-4 set, 16p.

Ishikawa, Y.; et al. (1982) *Recent progress in the sintering technology – high reducibility and improvement of fuel consumption*. Ironmaking Conference Proceeding, AIME. v. 41, p 80-89.

Maier, W.D.; Barnes, S.J.; (1999) *The origin of Cu sulfide deposits in the Curaçá Valley. Evidence from Cu, Ni, Se and platinum group element concentrations*. Bahia-Brasil. Economic Geology, 94. p.165-183.

Mandetta, P.; (1986) Aspectos geológicos e petrogenéticos das associações máfico-ultramáficas da região de Caraíba, Vale do Curaçá, Bahia. Salvador-Brasil. Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências, UFBA.

Moskalyk, R.R.; Alfantazi, A.M.; (2003) *Processing of Vanadium: A Review*. Minerals Engineering 16, 793-805.

Muan, A.; Osborn, E.F.; (1965) *Phase equilibria among oxides in steelmaking*, Addison-Wesley Publishing Company, Reading, 236 p.

Oliveira, E.P.; Lacerda, C.M.M.; (1993) *Field evidences for the synkinematic emplacement of the Caraíba hipersthenites*. Bahia-Brasil. Simpósio do Craton do São Francisco, 2, 1993. Anais. Salvador, SBG, v. 1, p. 89-92.

Pignaton, T.V.; Martins, J.; Luz, J.A.M. & Borges, A.A.M.; (2004) Aproveitamento de lamas de minério de ferro por flotação colunar. Buenos Aires-Argentina. VII JATRAMI.

Pimenta, H.P.; Castro, A.A.; Nogueira, P.F.; Salles Jr, A.P.V.; Oliveira, D.; Oliveira, H.L.M.; Harano, E.L.M.; Silva, M.R.; (2007) Desenvolvimento integrado de carga metálica para sinterização e alto-forno. Tecnologia em Metalurgia e Materiais. São Paulo-Brasil. V.4, n.1, p. 1-7, jul-set.

Relatório Interno MCSA; (2009) Geologia

Relatório Interno MCSA; (2007) Caracterização mineralógica da barragem, LCT-USP.

Relatório Interno MCSA; (2005) VII painel.

Relatório Interno MCSA; (2000) Descritivo do processo.

Relatório Interno MCSA; (2008) Ferro-gusa vanádio.

Ribeiro, L.D.; (1985) *The extraction of vanadium from brazilian titaniferous magnetites*. Ph.D. Thesis, Camborne School of Mines, Pool, Redruth, Cornwall – England. 143p.

Rosière, C.A.; Quade, H.; Siemes, H.; Chemale Jr, H.; Souza, E.M.R.; (1996) Um modelo para evolução microestrutural de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Parte II – Trama, textura e anisotropia de susceptibilidade magnética. *Geonomos*, v. 4, n.1, p 61-75.

Sá, E.P.; Reinhardt, M.C.; (1984) Aspectos metalógicos de prospecção mineral do Vale do Rio Curaçá - Bahia. In: Simp. Bras. sobre Técnicas Exploratórias Aplicadas a Geologia, Salvador-Brasil. Anais. Salvador, SBG, p. 250-278.

Sá, E.F.; Archanjo, C.J.; Legrand, J.M.; (1982) *Structural and metamorphic history of the part of the high-grad terrain in Curaça Valley, Bahia, Brazil*. *Rev. Bras. de Geociências* vol. 12, n. 1-3, p. 251-262.

Sampaio, J.A.; Luz, A.B.; (2004) *Separação Magnética e Eletrostática - Tratamento de minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro – Brasil, CETEM-MCT, 858p.

Silva, F.J.L.; Cavalcante, P.R B.; Sá, E.P.; Silva, L.J.H. D'el Rey; Machado J.C.M.; In: Schobbenhaus C.; Coelho, C. E. S.; (1988) *Principais depósitos minerais do Brasil*, DNPM, Brasil, vol. III, p. I 1-31.

Silva, L.J.H.D.; (1985) Geologia e controle estrutural do depósito cuprífero de Caraíba. Dissertação de mestrado, UFBA, Salvador-BA, 126 p.

Taylor, P.R.; Shuey, S.A.; Vidal, E.E.; Wang, W.; Gomez, J.C.; (2005) *Extractive metallurgy of vanadium containing titaniferous magnetite ores: A review*. SME Annual Meeting. 28 fev à 02 mar. Salt Lake City – UT.

Vieira, M.G.; (2008) Produção de um *pellet feed* a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da Samarco. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da UFMG. 90p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

Vieira, C.B.; Rosière, C.A.; Pena, E.Q.; Seshadri, V.; Assis, P.S.; (2003) Avaliação técnica de minério de ferro para sinterização nas siderúrgicas e mineradoras brasileiras: uma análise crítica. Ouro Preto-Brasil. REM vol 56 p. 97-102 nº 2 abr-jun.

Vieira, C.B. et al.; (1999) Geometallurgical approach for quality controls of iron ores for agglomeration in iron and steel industry. ISBAN. Bhuvaneshwar – Índia, p. 3-10.