



CARACTERIZAÇÃO E PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO SILICOSO DA
MINA DE CASA DE PEDRA

Anderson de Araújo Soares

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica e de Materiais, COPPE, da Universidade Federal do Rio de Janeiro, como parte dos requisitos necessários à obtenção do título de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Materiais.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Rio de Janeiro
Janeiro de 2020

CARACTERIZAÇÃO E PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO SILICOSO DA
MINA DE CASA DE PEDRA

Anderson de Araújo Soares

DISSERTAÇÃO SUBMETIDA AO CORPO DOCENTE DO INSTITUTO ALBERTO LUIZ
COIMBRA DE PÓS-GRADUAÇÃO E PESQUISA DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE
FEDERAL DO RIO DE JANEIRO COMO PARTE DOS REQUISITOS NECESSÁRIOS PARA
A OBTENÇÃO DO GRAU DE MESTRE EM CIÊNCIAS EM ENGENHARIA
METALÚRGICA E DE MATERIAIS.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Aprovada por: Prof. Luís Marcelo Marques Tavares

Prof. Rodrigo Magalhães de Carvalho

Prof. Reiner Neumann

RIO DE JANEIRO, RJ – BRASIL
JANEIRO DE 2020

Soares, Anderson de Araújo

Caracterização e Processamento de Itabirito Compacto Silicoso da Mina de Casa de Pedra/Anderson de Araújo Soares. – Rio de Janeiro: UFRJ/ COPPE, 2020.

XVI, 133 p.: il.; 29,7 cm.

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Dissertação (mestrado) – UFRJ/COPPE/ Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais, 2020.

Referências Bibliográficas: p. 110-121.

1.Itabiritos Compactos 2. Caracterização 3. Concentração I. Tavares, Luís Marcelo Marques. II. Universidade Federal do Rio de Janeiro, COPPE, Programa de Engenharia Metalúrgica e de Materiais. III. Título.

À minha avó Gerarda Maria de Araújo (in memória) por ter sido minha segunda mãe durante todo o tempo em que Deus nos permitiu estar juntos.

Agradecimentos

À Deus por me conceder o dom da vida e a possibilidade de acreditar e trabalhar para alcançar meus objetivos.

Aos meu pais, por todo amor e carinho a mim concedidos e por me apoiarem sempre em todos os meus desafios.

Ao meu irmão Isael Jr. por ser o meu amigo e incentivador.

À minha esposa Adriana, por todo amor e companheirismo e por me incentivar nos momentos mais difíceis dessa caminhada.

Ao Samuel, por ser o filho mais incrível do mundo e alegrar sempre os meus dias.

Aos amigos que fiz no LTM ao longo desse período, que foram um suporte em toda essa caminhada. Em especial, Pedro e Rangler, por sempre me ajudarem em todas as minhas demandas quer simples ou complicadas.

Ao professor Otávio Gomes, por me auxiliar com as análises de MEV sem as quais o trabalho não teria sido realizado.

Aos técnicos Josimar e Nininho do CETEM, por me ajudarem na preparação com as amostras para ensaios de difratometria e MEV.

À toda a equipe dos laboratórios físico, químico e de processos da CSN Mineração, pois o auxílio na execução dos testes foi primordial para o desenvolvimento do trabalho aqui apresentado. Em especial, à Thais Fernandes, por ser uma grande companheira de trabalho e incentivadora ao longo desse último ano.

Aos meus amigos de Geologia da Gerência de Mineração da CSN, que me incentivaram e apoiaram na execução deste trabalho, Izabela, Rafaela, Marcos Vinícius e Leonardo Sala, obrigado pelo carinho e amizade.

Ao professor Luís Marcelo, pelos ensinamentos, desde a primeira reunião que tivemos, e por entender e apoiar nas mudanças que tive ao longo dessa caminhada, sem sua parceria essa pesquisa seria impossível.

À CSN Mineração, nas pessoas do Gerente de Geologia Dominique e Coordenador de Geologia Wander, por permitir utilizar os dados e os laboratórios para execução dessa pesquisa.

Resumo da Dissertação apresentada à COPPE/UFRJ como parte dos requisitos necessários para a obtenção do grau de Mestre em Ciências (M.Sc.).

CARACTERIZAÇÃO E PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO SILICOSO DA MINA CASA DE PEDRA

Anderson de Araújo Soares
Janeiro/2020

Orientador: Luís Marcelo Marques Tavares

Programa: Engenharia Metalúrgica e de Materiais

A necessidade de processar minérios com baixo teor do mineral útil associada à redução da granulometria de liberação tem aumentado a pressão para a redução dos custos e para aumentar a eficiência das operações de beneficiamento. Nesse contexto, a CSN Mineração projeta a alimentação de 473 Mton de Itabirito compacto silicoso (ICS) nos próximos anos à sua usina. Este trabalho tem por objetivo caracterizar uma amostra representativa deste litotipo e avaliar a sua concentração por meio de rota tradicional já empregada na CSN Mineração e avaliar uma rota alternativa de concentração magnética a seco. A amostra de itabirito compacto silicoso foi escolhida de forma a representar o recurso existente na mina de Casa de Pedra, com amostras de superfície que correspondem às reservas de furos de sondagem. Para consubstanciar as rotas de concentração, estudos de caracterização mineralógica por microscopia ótica de luz refletida e difratometria de raio-X foram efetuados, confirmando a mineralogia monótona, composta basicamente por quartzo como ganga e hematita / magnetita como principais minerais de ferro. Os testes efetuados apresentam a liberação dos minerais ferrosos (magnetita, hematita) com moagem em 0,106 mm e em média índice de trabalho de Bond em moinho de bolas (Wi) de 5,8 kWh/t no teste com amostra escalpada. Foi possível obter Pellet Feed com qualidade de mercado nos testes tanto com a rota padrão CSN quanto com a rota de separação a seco. Enquanto para a rota envolvendo flotação o concentrado apresenta 66,1% Fe (t) e 57% de recuperação metalúrgica, nos testes com a rota a seco, o teor é de 64,0% Fe (t) e 63% de recuperação metalúrgica, respectivamente, mostrando a potencialidade dessa última. Por fim, a comparação dos resultados obtidos a partir dos testes de reservas de furos dos arquivos internos da CSN mineração, àqueles do presente trabalho demonstram a representatividade da amostra testada nesta pesquisa.

Abstract of Dissertation presented to COPPE/UFRJ as a partial fulfillment of the requirements for the degree of Master of Science (M.Sc.).

CHARACTERIZATION AND PROCESSING OF THE COMPACT ITABIRITE FROM
CASA DE PEDRA MINE

Anderson de Araujo Soares
January/2020

Advisor: Luís Marcelo Marques Tavares

Department: Metallurgical and Materials Engineering

The need to process ores with reduced grades associated with fine liberation has increased the pressure to reduce costs and increase the efficiency of beneficiation operations. In this context, CSN Mineração forecasts the supply of 473 Mton of silicate compact Itabirite (ICS) in the upcoming years to its processing plant. This work aims to characterize a representative sample of this lithotype and to evaluate its concentration through the traditional route already used in CSN Mineração and to evaluate an alternative route of dry magnetic concentration. The sample of silicate compact itabirite was chosen in order to represent the existing resource in the Casa de Pedra mine, with surface samples that correspond to the borehole reserves. To substantiate the concentration routes, mineralogical characterization by reflected light microscopy and X-ray diffraction were carried out, confirming the monotonous mineralogy, composed basically by quartz as gangue and hematite / magnetite as the main iron minerals. The tests performed show the liberation of ferrous minerals (magnetite, hematite / martite) with 0.106 mm grinding and an average Bond work index of 5.8 kWh/t in the test in which the fines were scalped. It was possible to obtain market quality Pellet Feed in the tests with both the CSN standard route and the dry separation route. While for the route involving flotation the concentrate has 66.1% Fe (t) and 57% metallurgical recovery, in tests with the dry route, the content is 64.0% Fe (t) and 63% metallurgical recovery, respectively, showing the potential of the latter. Finally, the comparison of the results obtained from the borehole reserve tests of CSN Mining Department internal archives, to those of the present work, demonstrate the representativeness of the sample tested in this research.

SUMÁRIO

I.	INTRODUÇÃO	1
II.	OBJETIVO	3
II.1	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
III.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	4
III.1	ITABIRITOS COMPACTOS	4
III.2	HEMATITA	5
III.3	MAGNETITA.....	7
III.4	GOETHITA.....	8
III.5	GEOLOGIA DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO	9
III.6	GEOLOGIA DA ÁREA.....	12
III.7	TIPOLOGIAS DE MINÉRIO NA MINA DE CASA DE PEDRA	13
III.8	PROCESSO PRODUTIVO NA CSN MINERAÇÃO.....	16
III.9	BENEFICIAMENTO DE MINÉRIOS	22
III.10	COMINUIÇÃO	23
III.11	LEIS DA FRAGMENTAÇÃO.....	26
III.12	MOAGEM	29
III.13	LIBERAÇÃO MINERAL	30
III.14	METAMORFISMO E O GRAU DE LIBERAÇÃO.....	33
III.15	CONCENTRAÇÃO MINERAL	35
III.16	FLOTAÇÃO	36
III.17	CONCENTRAÇÃO MAGNÉTICA	40
IV.	MATERIAIS E MÉTODOS	50
IV.1	COLETA DE AMOSTRA.....	51
IV.2	PREPARAÇÃO FÍSICA	55
IV.3	ANÁLISE GRANULOMÉTRICA	56
IV.4	ANÁLISE QUÍMICA.....	56
IV.5	ANÁLISE MINERALÓGICA.....	58
IV.6	DIFRATOMETRIA.....	58
IV.7	MICROSCOPIA ELETRÔNICA DE VARREDURA	60
IV.8	MICROSCOPIA ÓTICA DE LUZ REFLETIDA.....	63
IV.9	TESTE DE REQUERIMENTO ENERGÉTICO (WI DE BOND)	64

IV.10	TESTES DE CONCENTRAÇÃO	66
IV.11	FLOTAÇÃO	66
IV.12	CONCENTRAÇÃO MAGNÉTICA A SECO	69
IV.13	LEVANTAMENTO DE DADOS HISTÓRICOS	72
V.	RESULTADOS E DISCUSSÕES	73
V.1	ANÁLISE DOS DADOS DE FUROS DE SONDAGEM	73
V.2	AMOSTRAGEM	75
V.3	PREPARAÇÃO FÍSICA	79
V.4	TESTE DE REQUERIMENTO ENERGÉTICO.....	83
V.5	ANÁLISE VIA DRX	84
V.6	ANÁLISE VIA MOLR	86
V.7	ESPECTRO DE LIBERAÇÃO	90
V.8	ENSAIOS DE CONCENTRAÇÃO	93
V.9	ROTA PADRÃO.....	93
V.10	ROTA ALTERNATIVA (CONCENTRAÇÃO MAGNÉTICA A SECO).....	98
V.11	COMPARATIVO DOS RESULTADOS OBTIDOS NAS ROTAS E NOS TESTES COM FUROS	103
VI.	CONCLUSÕES	106
VII.	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	109
VIII.	REFERÊNCIAS	110
IX.	ANEXOS	122
IX.1	ANEXO A	122
IX.2	ANEXO B	123
IX.3	ANEXO C	126
IX.4	ANEXO D	129
IX.5	ANEXO E.....	131

LISTA DE FIGURAS

- Figura 3.1: Fotomicrografias - Hematita lamelar e granular com pequenas porções de magnetita mostrando o processo de martitização dos minerais: A) Luz refletida e nicóis paralelos. B) Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: Arquivo CSN Mineração _____ 05
- Figura 3.2: Fotomicrografias - Cristais lamelares de hematita responsáveis pela foliação da rocha: Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: arquivo CSN Mineração _____ 06
- Figura 3.3: Fotomicrografias - cristal especularítico de hematita: Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: arquivo CSN Mineração _____ 06
- Figura 3.4: Fotomicrografias - cristal granular de hematita subédrico com hábito semelhante à magnetita: Luz refletida e nicóis paralelos (esquerda). Luz refletida e nicóis cruzados (direita). Fonte: arquivo CSN Mineração _____ 07
- Figura 3.5: Fotomicrografias – detalhes das hematitas do tipo lamelar, granular e lobular. Nicóis paralelos (esquerda) e Nicóis cruzados (direita). Aumento de 200X Fonte: arquivo CSN Mineração _____ 07
- Figura 3.6: Fotomicrografia – Porfiroclasto de magnetita em estágio inicial do processo de martitização: Luz refletida e nicóis paralelos (esquerda). Detalhe em porfiroclasto de magnetita martitizado em luz refletida e nicóis paralelos (direita). Fonte: Arquivo CSN Mineração _____ 08
- Figura 3.7 - Fotomicrografia de goethita com pequenos cristais de hematita no interior em luz refletida e nicóis paralelos (A). Cristais de magnetita em processo de martitização (para hematita) e alterando para goethita em: B) Luz refletida e nicóis paralelos. Cristais euédricos de magnetita alterando para goethita/hidróxido de Fe em: C) Luz refletida e nicóis paralelos. D) Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: CSN Mineração _____ 09
- Figura 3.8. Mapa Geológico do Quadrilátero Ferrífero (modificado de Dorr, 1969), com destaque na região do complexo mineiro de Casa de Pedra, Congonhas, Minas Gerais. Fonte: retirado de Silveira et.al (2017) _____ 10
- Figura 3.9: Coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero (modificada de Chemale Jr. et al., 1994) _____ 11
- Figura 3.10. Mapa geológico esquemático do complexo de Casa de Pedra. Abreviações: (CN) Corpo Norte; (SM) Serra do Mascate; (EC) Entre Corpos; (CO) Corpo Oeste; (CP) Corpo Principal e (ME) Mina do Engenho. Fonte: Silveira et.al, 2017 _____ 13
- Figura 3.11. Mineralogia do Itabirito Pobre Compacto, modificado de Ribeiro (2011) _____ 14
- Figura 3.12. Fluxograma UPM. Fonte: CSN Mineração _____ 18
- Figura 3.13. Fluxograma simplificado da ITM. Fonte: CSN Mineração _____ 19
- Figura 3.14. Fluxograma da planta central. Fonte: Relatório interno CSN _____ 20

Figura 3.15. Previsão de alimentação de ICS na planta de Itabiritos _____	22
Figura 3.16. Fluxograma típico de processamento mineral (Tavares, 2009) _____	23
Figura 3.17. Mecanismos de fragmentação. Fonte: modificado de Kelly e Spottiswood, 1982 _	25
Figura 3.18. Diagrama de Andrews-Mika de uma amostra de taconita. Fonte: (retirado de Neumann et.al., 2004) _____	32
Figura 3.19. Imagens com representação dos segmentos lineares (esquerda) e individualização de partículas (direita). Fonte: Neumann et al. (2010)_____	33
Figura 3.20. Localização dos domínios metamórficos e estruturais do Quadrilátero Ferrífero Rosière e Chemale Junior (2000). Á área sombreada corresponde a domínio de baixa deformação. Zonas metamórficas segundo Pires (1995): ZG – Zona da Grunerita, ZC – Zona da Cummingtonita, ZA – Zona da Actinolita, ZTA – Zona da Tremolita-Antofilita. Representado em preto estão as formações ferríferas do Grupo Itabira_____	34
Figura 3.21. Mecanismo de flotação de partículas naturalmente hidrofóbicas e hidrofílicas. Fonte: retirado de Veras (2010) _____	37
Figura 3.22. Efeito do diâmetro da partícula na recuperação e cinética de flotação, modificado de Trahar (1981) _____	39
Figura 3.23. Faixa de trabalho de diferentes separadores magnéticos usados na indústria mineral. Fonte: modificado de Tripathy et al., (2015) _____	44
Figura 4.1 – Fluxograma de processamento das amostras _____	50
Figura 4.2 – Amostra de ICS, retirado da frente de lavra 7K. Coordenadas: 612501 E 7736288 N _____	52
Figura 4.3 – Amostra de ICS, retirado da frente de lavra 10K. Coordenadas: 612432 E 7736684 N _____	52
Figura 4.4 – Amostra de ICS, retirado da frente de lavra 11F. Coordenadas: 611557 E 7736689 N _____	53
Figura 4.5 – Amostra de ICS, retirado da frente de lavra 9M. Coordenadas: 612677 E 7736429 N _____	53
Figura 4.6 – Amostra de ICS, retirado da frente de lavra 14G. Coordenadas: 612260 E 7737552 N _____	54
Figura 4.7 – Homogeneização das alíquotas no galpão de Geologia _____	54
Figura 4.8 – Quarteador rotativo utilizado para homogeneização e quarteamento das alíquotas _____	55
Figura 4.9 – Fração retida na peneira de 50 mm _____	56

Figura 4.10 – Equipamento de Fluorescência de raio-x, localizado no laboratório químico da Mina de Casa de Pedra _____	57
Figura 4.11 – Pastilhas fundidas preparadas para a análise química _____	57
Figura 4.12- Quarteamento de amostra (A), McCrone Micronizing Mill (B), Jarros com meio moedor de ágata (C), amostras após pulverização (D), suporte da amostra (E) _____	59
Figura 4.13 – DRX D2 Phaser. Equipamento instalado no Nanolab, UFOP _____	60
Figura 4.14- Quarteamento de amostra (A), Embutimento em resina (B), Amostras embutidas (C), Desbaste e polimento (D) _____	61
Figura 4.15- Microscópio eletrônico de varredura FEI Quanta 400 instalado no CETEM _____	62
Figura 4.16- Fotomosaico criado em tons de cinza, com a individualização das partículas (esquerda). Cores falsas atribuídas as partículas de quartzo (vermelha), goethita (verde), com hematitas e magnetitas (branco) _____	62
Figura 4.17 – Microscópio Ótico LeicaDM250P com câmera acoplada _____	64
Figura 4.18- Moinho de bolas utilizado no teste de Wi _____	65
Figura 4.19- Figura 4.22- Célula de bancada CDC, utilizada nos testes de flotação (A). Coleta de SiO ₂ flotado (B). Concentrado deprimido após a secagem (C) _____	67
Figura 4.20- Equipamento CMAI modelo Gaustec, instalado no laboratório de processos da CSN Mineração (A). Condicionamento da polpa (B). Medição da vazão (C). Recuperação do concentrado e Rejeito (D) _____	69
Figura 4.21 – separador de rolos de ímas permanentes de baixa e alta intensidade. Vista Frontal (A) Vista Lateral (B) _____	70
Figura 4.22 – Detalhe do flap de corte do separador magnético a seco. O ajuste na distância é feito rotacionando os parafusos em destaque _____	72
Figura 5.1 – Resultados dos testes de flotação com as reservas de furos de sonda _____	73
Figura 5.2 – Amostra de furo de ICS do corpo Oeste _____	74
Figura 5.3 – Amostra de furo de ICS do corpo Engenho _____	74
Figura 5.4 – Box plot dos dados de % Fe global das reservas de furo de sonda divididas por Corpo e a variabilidade das amostras de Mina coletadas nesta pesquisa _____	78
Figura 5.5 – Comparativo dos teores de Fe (t) e SiO ₂ _____	79
Figura 5.6 – Curva de distribuição granulométrica do ICS, após britagem 100% abaixo de 50 mm _____	79

Figura 5.7 – Percentagem retida em 6,3 mm do ICS, após britagem 100% abaixo de 50 mm	82
Figura 5.8 – Curva de distribuição granulométrica da alimentação e produto do teste de WI	83
Figura 5.9 – Análise modal dos minerais por DRX	85
Figura 5.10 – Comparação entre os resultados de análise química por XRF e a calculada a partir das análises por Rietveld	85
Figura 5.11 – (A) Visão geral da amostra: grãos de quartzo liberados (Qtz), bem como mistos com outras fases minerais (Qtz misto). (B) Detalhe: Grão de quartzo com inclusões de hematitas lamelares em agregados (HmLa) ou paletas separadas (HmL). Luz Refletida, polarizadores	88
Figura 5.12 – (A) Hematita em martita liberada (HmM). (B) Hematita lobular liberada (HmLo), com resquícios de magnetita. (C) Hematita em martita mista com quartzo (HmM mista). (D) Hematita lamelar policristalina mista com quartzo	89
Figura 5.13 – (A) Magnetita granular (Mag). A imagem registra o início do processo de martitização do cristal de magnetita, da borda para o centro. (B) Goethita (Gt) terrosa, bem como associada a outras fases minerais, hematita lamelar e quartzo (Gt mista)	90
Figura 5.14 – (A) Pirolusita (PSP). Grão alongado e deformado. (B) Mesmo grão de Pirolusita a polarizadores cruzados (PsP)	90
Figura 5.15 – Espectro de liberação das fases ferrosas, após moagem com P90 em 0.150 mm	91
Figura 5.16 – Espectro de liberação das fases ferrosas, após moagem com P90 em 0.106 mm	92
Figura 5.17 – Curva de distribuição granulométrica para os materiais moídos	93
Figura 5.18 – Cenários de concentrado para o minério na rota padrão	94
Figura 5.19 – Concentrado da Flotação Convencional, teor de 66% de Fe (t) (esquerda). Rejeito da Flotação Convencional, teor de 19% de Fe (t) (direita)	95
Figura 5.20 – Concentrado CMAI do rejeito da flotação, teor de 38% de Fe (t) (esquerda). Rejeito CMAI do rejeito da flotação, teor de 5% de Fe (t) (direita)	96
Figura 5.21 – Concentrado do rolo de baixa intensidade. (A) Teste sem deslamagem (B) teste com deslamagem	99
Figura 5.22 – Síntese dos resultados dos ensaios de separação magnética a seco sem deslamagem e com deslamagem	100

Figura 5.23 – Síntese dos resultados dos ensaios de separação magnética a seco sem deslamagem e com deslamagem _____	102
Figura 5.24 – Comparativo entre os resultados obtidos nas 2 rotas testadas _____	103
Figura 5.25 – Curvas de teor versus recuperação das duas rotas testadas para o minério deslamado _____	104
Figura 5.26 – Comparativo entre a média dos resultados de amostras de furo e a rota padrão e a seco com amostra de superfície _____	105
Figura 9.1. Localização dos corpos de ICS no modelo de longo prazo _____	122
Figura 9.2 – Arquivos de entradas com furos de sondagem, pit de lavra e topografia _____	123
Figura 9.3 – Intervalos de furos de sondagem compreendidos dentro do sólido de lavra _____	124
Figura 9.4 – Pontos em azul claro são locais de amostragem de ICS aflorantes na mina com características similares as dos furos de sondagem _____	125
Figura 9.5 – Fluxograma da rota de concentração da Usina Central da CSN Mineração _____	126
Figura 9.6 – Fluxograma da rota de concentração a seco sem deslamagem _____	127
Figura 9.7 – Fluxograma da rota de concentração a seco com deslamagem _____	128

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1. Litotipos de minério de ferro presentes na Mina de Casa de Pedra, segundo a classificação da equipe de Geologia de curto prazo. _____	15
Tabela 3.2. Análise mineralógica modal de amostras dos furos de sondagem de ICS. Fonte: Estudo de variabilidade interno CSN _____	16
Tabela 3.3. Recursos estimados de ICS na mina de Casa de Pedra _____	21
Tabela 3.4. Limites mínimos de granulometria em cada equipamento/processo de concentração convencional. Fonte: Baltar (2008) _____	36
Tabela 3.5 – Valores de permeabilidade magnética de minerais selecionados. Fonte: modificado de Zhdonov e Keller (2018) _____	42
Tabela 3.6 – Susceptibilidade Magnética. Fonte: modificado de Xiong et al. (2015). (*) Retirado de Dekkers (1989) e (**) Retirado de de Boer (1999) _____	43
Tabela 3.7 – Sumário dos separadores a seco de alta intensidade. Fonte: modificado de Tripathy et al. (2017) _____	46
Tabela 3.8: Partículas minerais recuperadas frente a determinados campos magnéticos, Fonte: Queiroz, (2008) _____	47
Tabela 4.1: Distribuição de bolas para carga no moinho no ensaio de moabilidade de Bond em moinho de bolas _____	65
Tabela 4.2: Parâmetros utilizados nos testes de concentração de ultrafinos por separação magnética a úmido _____	68
Tabela 4.3: Parâmetros utilizados no teste de concentração do rejeito da flotação _____	68
Tabela 4.4: Parâmetros utilizados nos testes de concentração a seco _____	71
Tabela 5.1: Resultado das análises químicas globais das amostras da mina _____	75
Tabela 5.2: Resumo das reservas de furo de sondagem para o período de 2024 – 2033 _____	76
Tabela 5.3: Resumo das reservas de furo de sondagem para o primeiro período de lavra de 2034 - 2053 _____	77
Tabela 5.4: Análise química global da amostra _____	80
Tabela 5.5: Análise granuloquímica da amostra _____	81
Tabela 5.6: Análise modal (% em área) dos minerais presentes na seção polida _____	87
Tabela 5.7: Resultados dos concentrados gerados com o teste da rota padrão _____	95

Tabela 5.8: Resultados dos concentrados gerados com o no Rougher e Scavenger de alta 01	99
Tabela 5.9: Resultados dos concentrados gerados acrescentado as etapas de Scavenger de alta 02 e 03	101
Tabela 9.1 – Tabela de alimentação do teste de moagem	129
Tabela 9.2 – Tabela de alimentação do teste escalpado	129
Tabela 9.4 – Tabela de produto do teste de moagem	130
Tabela 9.5 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota padrão da usina central	131
Tabela 9.6 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota a seco sem deslamagem	132
Tabela 9.7 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota a seco com deslamagem	133

I. INTRODUÇÃO

O Brasil é um dos maiores produtores de minério de ferro do mundo, não só em quantidade como também em qualidade. Embora os minérios de ferro brasileiros contenham alto teor de ferro, as reservas não poderão suprir a demanda de produção existente. Devido a isso, as grandes mineradoras estão sempre buscando alternativas a fim de suprir esta demanda. O contexto atual dos depósitos de minério de ferro constitui-se na exaustão dos depósitos de minério de alto teor, compostos principalmente por hematítos e no aproveitamento econômico de áreas contendo itabiritos. Itabiritos apresentam diversidade mineralógica, com complexas associações entre os minerais, cristais de diminutos tamanhos e baixo teor de Fe na alimentação da usina de beneficiamento (Gonçalves & Peres, 2015). Este cenário acarreta a necessidade de se ampliar os estudos de caracterização tecnológica, com técnicas modernas, objetivando o máximo conhecimento possível do minério, analisando os efeitos das propriedades destes nos processos de concentração mineral.

A diminuição dos teores de Fe causa impacto direto nas etapas de concentração do minério de ferro. Para os minérios que já atendem às especificações de teores é suficiente apenas uma adequação granulométrica (Carmo et al., 2014). Com a diminuição dos teores e conseqüentemente do tamanho de liberação dos grãos, etapas de separação gravimétrica, separação magnética e flotação têm sido incorporadas ao processo de beneficiamento. A separação gravimétrica encontra mais limitada aplicação nos atuais depósitos, enquanto que os outros dois métodos são os mais utilizados atualmente no processamento de minérios de ferro brasileiros. Contudo, com o aproveitamento de materiais com teores de Fe mais baixos, torna-se cada vez maior a utilização de circuitos industriais de concentração complexos, com mais etapas, de modo que se obtenha um produto com as especificações comerciais, seja no teor mínimo exigido de Fe como no teor máximo tolerado dos contaminantes.

No quadrilátero ferrífero, as reservas de minério friáveis de alto teor, oriundos de processos supergênicos e residuais, estão se tornando cada vez mais escassas. Por este motivo, faz-se necessário o desenvolvimento de rota de beneficiamento de minérios marginais. Nesse contexto o aproveitamento de corpos de minério compactos e de baixo teor estão no programa das pesquisas das principais empresas atuantes na região, como é o caso da Companhia Siderúrgica Nacional (CSN).

Diversos estudos pressupõe a moagem do minério compacto, para posterior concentração. Exemplos de aproveitamento deste litotipo tem sido demonstrado na mina de Conceição (Souza,

2005), Itabira (Gonçalves et al., 2013) e Serra Azul (Vasconcellos et al., 2012), os quais mostram a viabilidade técnica, como evidenciado pelos teores de 0,8% de SiO₂ no concentrado de Conceição, o aumento de 6% na recuperação metálica da rota otimizada em Itabira e o concentrado de Serra azul com teor de 67,8% de Fe e recuperação metálica de 83%. Portanto, a moagem dos itabiritos de baixo teor aliada a processos de concentração, como flotação e concentração magnética, compõem uma rota viável para aproveitamento deste litotipo aflorante ao longo de todo quadrilátero ferrífero.

Lima et al. (2011) salientaram a tendência de desenvolvimento de projetos com rotas de processo incluindo a moagem de todo o Run of Mine para posterior concentração para aproveitamento de itabiritos pobres. Os autores apresentaram várias opções de rotas de moagem para beneficiamento dos itabiritos, sendo as mesmas definidas visando redução de CAPEX e OPEX, redução na geração de ultrafinos (lamas) e aumento de recuperação metálica.

Nos últimos anos a Companhia Siderúrgica Nacional (CSN) vem investindo fortemente em pesquisa e desenvolvimento visando o aumento da produção previsto com a expansão da mineração. Foram então concebidas ideias de novas plantas de beneficiamento de minérios itabiríticos de baixo teor para produção de pellet feed via moagem e flotação, utilizando ainda a concentração magnética para recuperação dos finos e reaproveitamento dos rejeitos. A separação magnética é comumente aplicada na maior parte das plantas de beneficiamento de minérios itabiríticos do Brasil (Queiroz & Brandão, 2009). Os principais equipamentos utilizados nas plantas de beneficiamento de minério de ferro brasileiro são do tipo Wet High Intensity Magnetic Separator (WHIMS), que empregam alta intensidade de campo magnético, e do tipo tambor, que empregam baixa e média intensidade de campo magnético. Nas plantas industriais de beneficiamento de minério de ferro que utilizam a concentração magnética de alta intensidade, é imprescindível uma etapa inicial de separação magnética de baixo campo magnético (<2.000 G) para materiais com proporção volumétrica de magnetita igual ou superior a 30%. Para proporção volumétrica de magnetita entre 5% e 30% é necessária uma etapa de separação magnética de médio campo (2.000 a 9.000 G) (Queiroz & Brandão, 2009). Por outro lado, o desenvolvimento de separadores magnéticos a seco de alta intensidade tem avançado nas últimas duas décadas (Tripathy et al., 2017). Aliado a isso é a necessidade de minimizar os impactos gerados com a geração de rejeito nas plantas de beneficiamento de via úmida, aumentando o apelo por soluções que tratem o minério com a geração de rejeito seco.

II. OBJETIVO

Caracterizar o itabirito compacto silicoso da mina de Casa de Pedra, fornecendo subsídios para otimização da sua recuperação através da definição da malha de moagem e a resposta aos testes de concentração em rota padrão CSN e rota alternativa.

II.1 Objetivos Específicos

- i. Identificar a melhor malha de liberação para os itabiritos compactos silicosos (ICS), através do espectro de liberação dos minerais ferrosos em diferentes faixas granulométricas;
- ii. Fornecer informações que possibilitem o dimensionamento dos moinhos, por meio de ensaios de moagem em bancada;
- iii. Avaliar a concentrabilidade do ICS por meio de ensaios de bancada;
- iv. Comparar resultados obtidos pela concentração dos itabiritos por rota já praticada na Companhia Siderúrgica Nacional (CSN) que compreende: deslamagem, flotação e concentração magnética a úmido dos finos em comparação com rota de concentração magnética a seco.
- v. Propor uma linha de trabalho para desenvolvimento de modelo geometalúrgico a ser utilizado pela gerência de mineração.

III. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é realizada uma breve revisão conceitual e abordagem de aspectos importantes, considerados necessários para o entendimento do aproveitamento de itabiritos de baixo teor, geologia do quadrilátero ferrífero e geologia local da mina. Também será realizada uma breve revisão sobre moagem e liberação, bem como sobre os métodos de concentração mais empregados para minérios de ferro.

III.1 Itabiritos Compactos

As formações ferríferas (FF) foram definidas (James apud Rosière, 1993) como sedimentos químicos, finamente bandados, contendo mais de 15% de ferro de origem sedimentar, comumente, mas não necessariamente, contendo camadas de chert. Os protominérios do Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais, são itabiritos da Formação Cauê, Grupo Itabira, Supergrupo Minas, formados pelo metamorfismo de uma “rocha laminada constituída de chert e óxido de ferro” conforme descreveu Dorr (1959). Segundo Biondi (2003), nos depósitos de minério de ferro derivados de formações ferríferas, sempre há um corpo mineralizado superficial, laterítico, de alto teor, outro de minério maciço, um terceiro com minério friável e finalmente o jaspilito (ou itabirito), a rocha sã.

Na região do quadrilátero não há um claro consenso da definição usada para atribuir aos itabiritos a classificação de compacto e/ou friável. No caso da CSN, materiais contendo mais de 50% retido na peneira de 6,3 mm são considerados compactos. Ferreira (2013), estudando minérios oriundos das minas da Vale no quadrilátero, utilizou a classificação do retido na peneira de 6,3 mm maior que 80% para classificar um minério de ferro como itabirito compacto. Por outro lado, Freitas (2014) estudando minérios oriundos da mina de Alegria da Samarco, propôs a classificação de compacto como aquele com pelo menos 80% retido na peneira de 9,5 mm e semi-compactos quando a fração retida na peneira de 9,5 mm, situa-se entre 60 e 80%. É importante salientar que a classificação via percentual retido em peneira, não faz alusão alguma à resposta no processo e, assim, estudos com os itabiritos compactos têm sido objeto de pesquisa nas empresas da região há alguns anos.

III.2 Hematita

A hematita é o mais importante mineral de ferro e também o mineral de maior significado encontrado nos minérios pré-cambrianos. Em termos químicos, a hematita é considerada como Fe_2O_3 puro, com 69,94% de ferro e 30,06% de oxigênio (Dana, 1974).

A hematita cristaliza no sistema hexagonal, com traço vermelho claro a escuro, massa específica de $5,26 \text{ g/cm}^3$ e dureza Mohs de 5,5 a 6,5 (Klein e Dutrow, 2012). No microscópio óptico de luz refletida apresenta cor cinza - esbranquiçada, por vezes com tonalidade azulada, com possibilidade de ocorrência de reflexões internas de cor vermelha. A hematita pode apresentar diversos tipos morfológicos.

Texturalmente, a hematita pode ocorrer de formas diferentes, como: microcristalina, especular, lamelar, lobular, granular e martítica, conforme Gomes et. al. (2013). As Figuras 3.1 a 3.5 apresentam algumas destas feições, na região da Mina de Casa de Pedra.

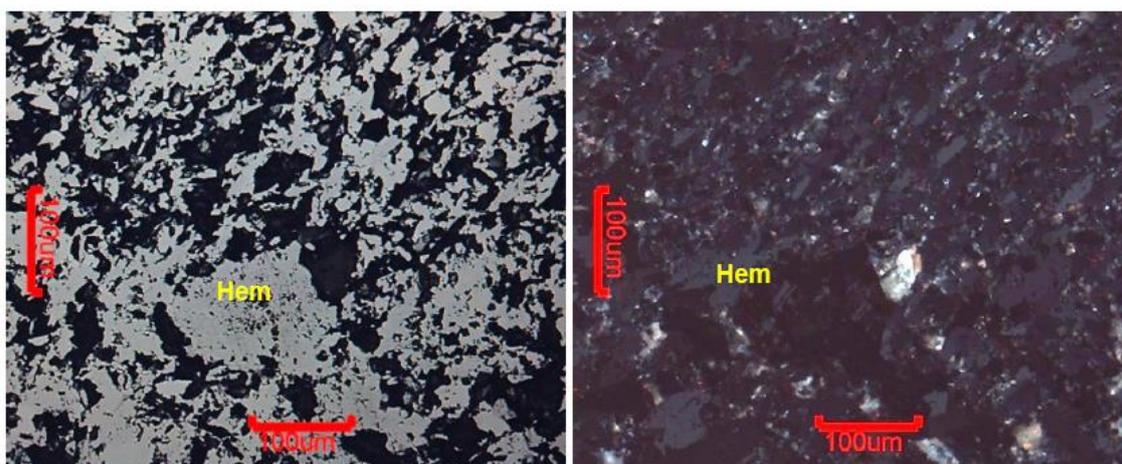


Figura 3.1: Fotomicrografias - Hematita lamelar e granular com pequenas porções de magnetita mostrando o processo de martitização dos minerais: A) Luz refletida e nicóis paralelos. B) Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: Arquivo CSN Mineração

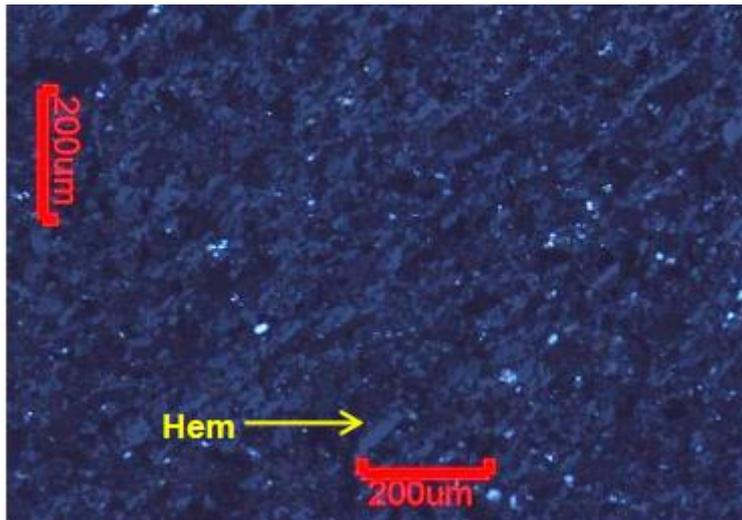


Figura 3.2: Fotomicrografias - Cristais lamelares de hematita responsáveis pela foliação da rocha: Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: arquivo CSN Mineração

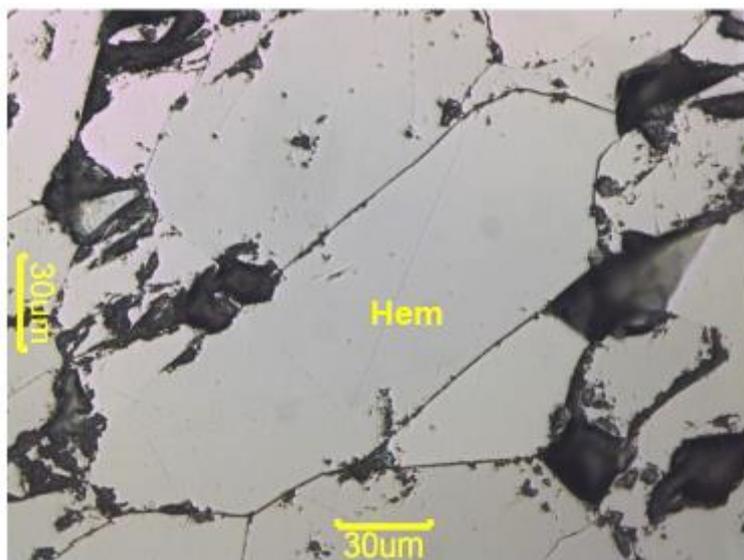


Figura 3.3: Fotomicrografias - cristal especularítico de hematita: Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: arquivo CSN Mineração

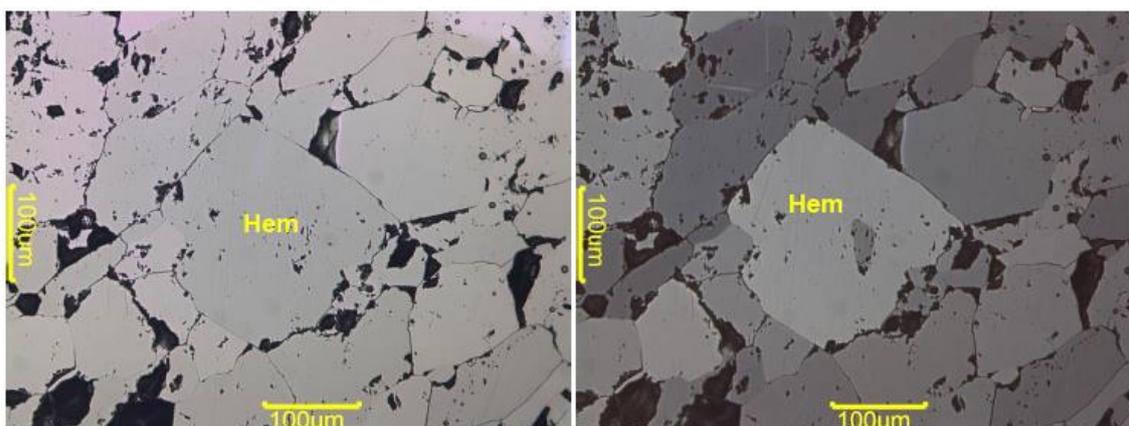


Figura 3.4: Fotomicrografias - cristal granular de hematita subédrico com hábito semelhante à magnetita: Luz refletida e nicóis paralelos (esquerda). Luz refletida e nicóis cruzados (direita). Fonte: arquivo CSN Mineração

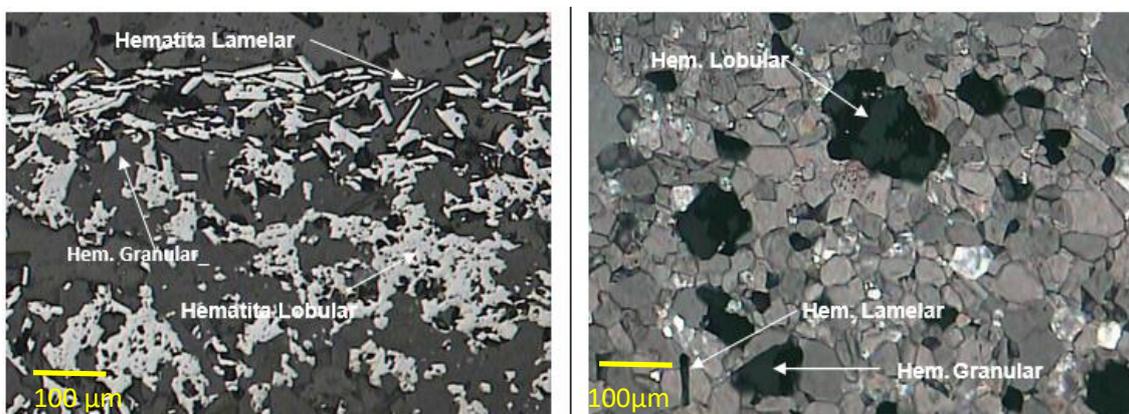


Figura 3.5: Fotomicrografias – detalhes das hematitas do tipo lamelar, granular e lobular. Nicóis paralelos (esquerda) e Nicóis cruzados (direita). Aumento de 200X Fonte: arquivo CSN Mineração

A martita é uma hematita secundária que se forma a partir da oxidação da magnetita em baixas temperaturas e em fluidos de baixa salinidade que permitiram a difusão de átomos de oxigênio a partir da magnetita (Pirajno, 2009).

III.3 Magnetita

A magnetita é um mineral ferromagnético e também um dos principais minerais de ferro. É formada pelos óxidos de ferro II e III, cuja fórmula química é Fe_3O_4 . A magnetita é composta por 69% de Fe_2O_3 e 31% de FeO (Dana, 1974). O mineral é isométrico, ocorre em cristais octaédricos, raramente em dodecaedros, de cor preta, traço preto, brilho metálico, massa específica de $5,18 \text{ g/cm}^3$ e dureza Mohs 6 (Klein e Dutrow, 2012). Na Figura 3.6 observa-se cristal de magnetita iniciando o processo de martitização.

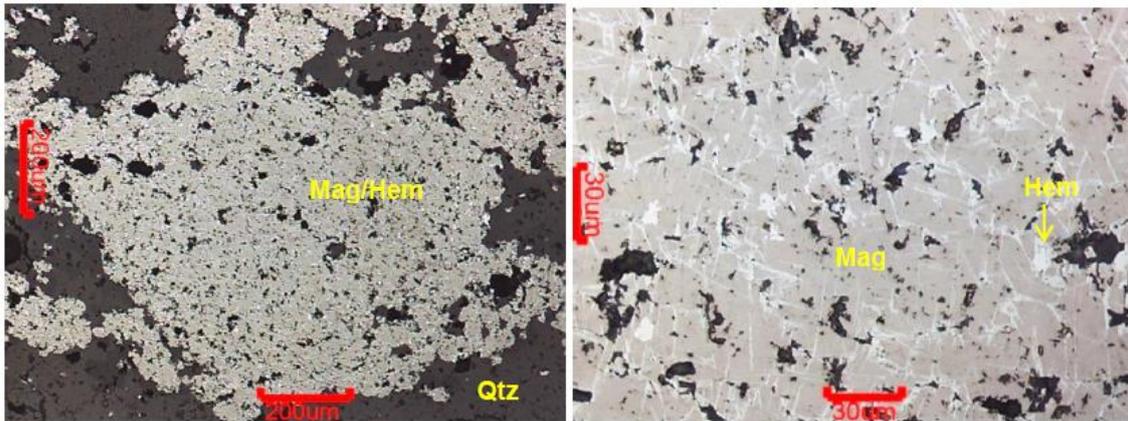


Figura 3.6: Fotomicrografia – Porfiroclasto de magnetita em estágio inicial do processo de martitização: Luz refletida e nicóis paralelos (esquerda). Detalhe em porfiroclasto de magnetita martitizado em luz refletida e nicóis paralelos (direita). Fonte: Arquivo CSN Mineração

III.4 Goethita

A goethita é um dos minerais mais comuns e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico, sendo amplamente disseminado, como depósito em pântanos e fontes. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa como 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água. O manganês também pode ser encontrado em composições superiores a 5,0% no mineral. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, que vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo-ocre (Dana, 1974). Goethitas também podem ter muito alumínio substituindo isomorficamente o ferro na estrutura cristalina. Na Figura 3.7 podem ser observadas goethitas que ocorrem na mina de Casa de Pedra.

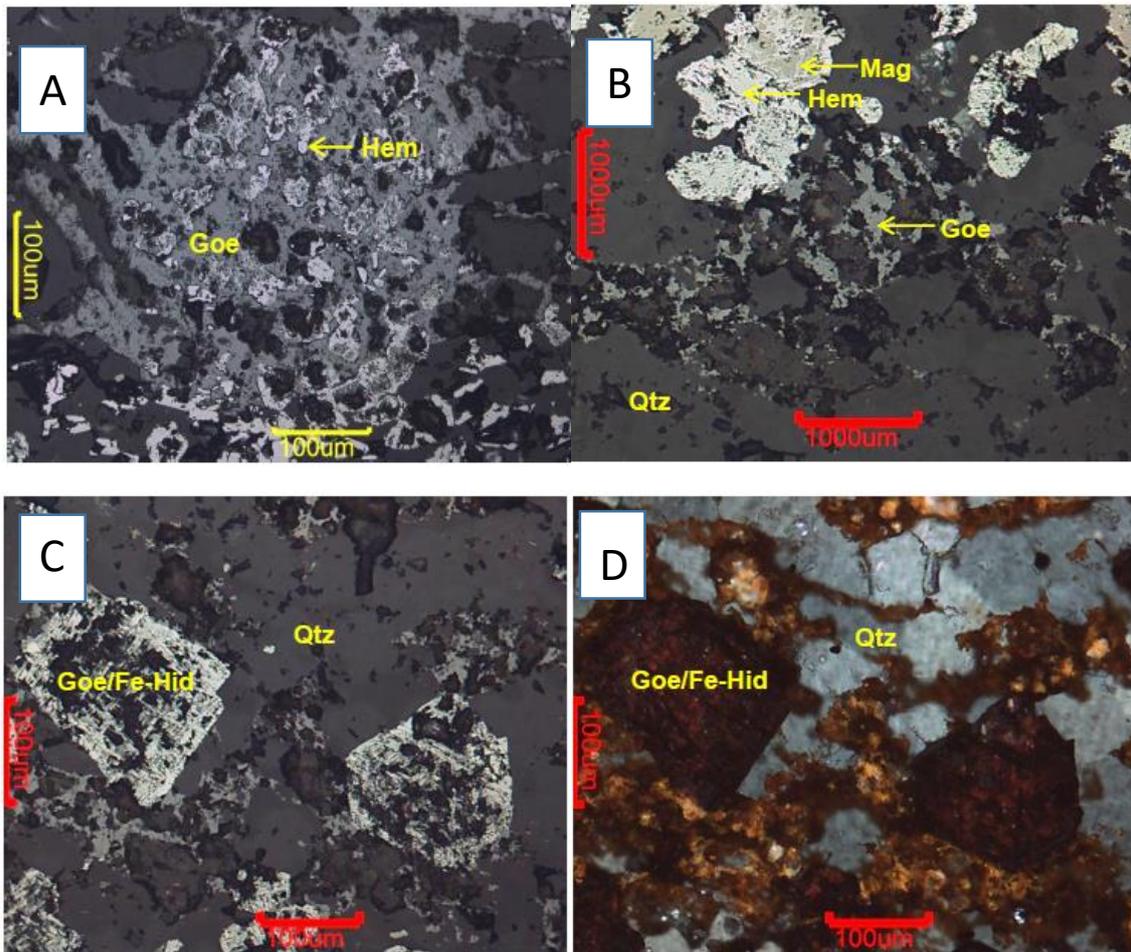


Figura 3.7 - Fotomicrografia de goethita com pequenos cristais de hematita no interior: Luz refletida e nicóis paralelos (A). Cristais de magnetita em processo de martitização (para hematita) e alterando para goethita: (B) Luz refletida e nicóis paralelos. Cristais euédricos de magnetita alterando para goethita/hidróxido de Fe: (C) Luz refletida e nicóis paralelos. (D) Luz refletida e nicóis cruzados. Fonte: arquivo CSN Mineração

III.5 Geologia do Quadrilátero Ferrífero

O Quadrilátero Ferrífero (Dorr, 1969) está localizado na borda sul do Cráton do São Francisco (Almeida, 1977), e é constituído por rochas arqueanas, Supergrupo Rio das Velhas, e proterozoicas, Supergrupos Minas e Espinhaço. O Quadrilátero Ferrífero é caracterizado pelo arranjo grosseiramente quadrangular de sinclinais onde afloram sedimentos plataformais do Supergrupo Minas, de idade Paleoproterozóica, separados por estruturas antiformais irregulares com terrenos arqueanos do tipo greenstone do Supergrupo Nova Lima, e domos de rochas cristalinas Arqueanas e Proterozóicas (Machado et al., 1992) incluindo granito-gnaisses, metatonalitos a sienogranitos, pegmatitos, anfibolitos, ultramáficas, além de supracrustais metamorfasadas na fácies anfibolito, conforme Figura 3.8 (Rosiére & Chemale, 2013).

O Supergrupo Minas, por sua vez, inclui quatro Grupos: Caraça, Itabira, Piracicaba e Sabará (Dorr, 1969), conforme ilustra a Figura 3.9. Os minérios de ferro encontram-se hospedados em formações ferríferas bandadas (*Banded Iron Formations - BIF*), constituídas de itabiritos. O termo BIF é uma nomenclatura internacionalmente usada para designar sedimentos e metassedimentos químicos finamente bandados constituídos por alternância de chert ou quartzo e óxidos de ferro (James, 1954). Dorr (1964 apud Rosière & Chemale, 2013) define o termo Itabirito como uma formação ferrífera de fácies óxidos, laminada e metamorfisada, na qual as bandas de chert ou jaspe originais foram recristalizadas como quartzo granular e o ferro está presente como hematita, martita ou magnetita.

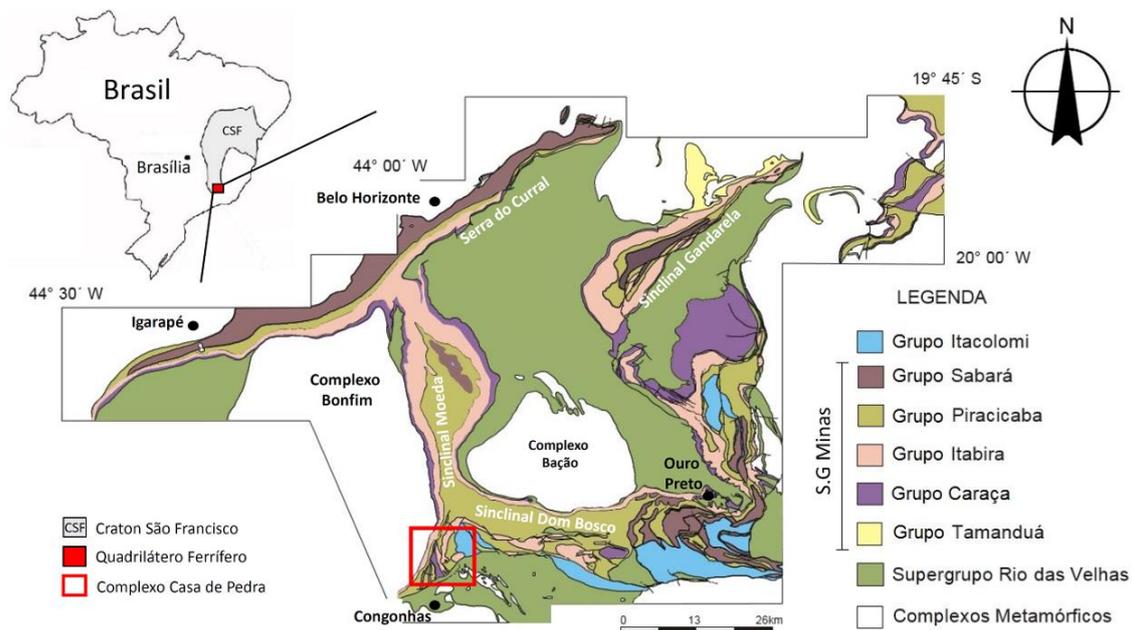


Figura 3.8. Mapa Geológico do Quadrilátero Ferrífero (modificado de Dorr, 1969), com destaque na região do complexo mineiro de Casa de Pedra, Congonhas, Minas Gerais. Fonte: retirado de Silveira et al. (2017)

Diferentemente do que ocorre nas outras bacias, a sequência de itabiritos no Quadrilátero Ferrífero é relativamente monótona, sendo hematita o óxido predominante sob diferentes formas (martita, hematita granoblástica e especularita) geradas em diferentes gerações e com clara relação com o grau de metamorfismo e deformação. Quartzo é o mineral de ganga predominante, além de dolomita e anfibólios que permitem a definição dos três tipos composicionais principais: quartzo-itabirito, itabirito dolomítico e itabirito anfibolítico (Rosieri et al., 2001).

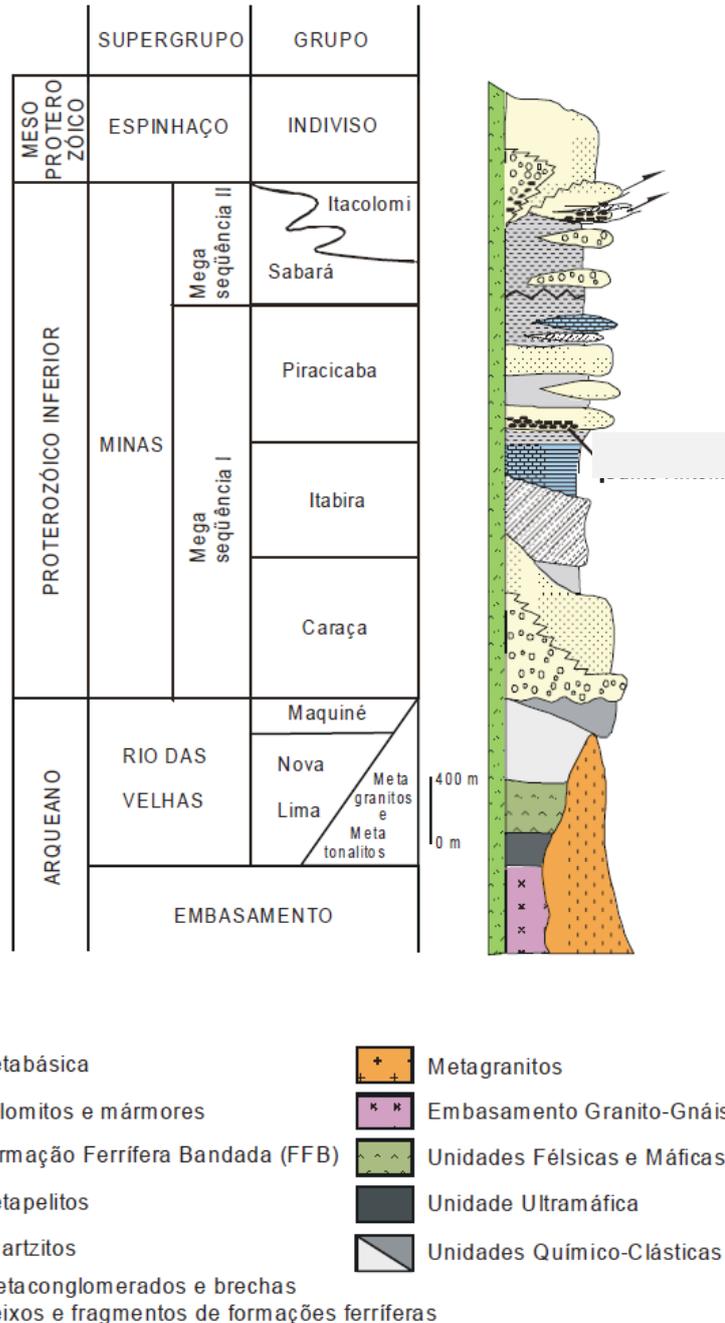


Figura 3.9: Coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero (modificada de Chemale Jr. et al., 1994)

O itabirito compacto silicoso (ICS) é uma das litologias definidas dentro dos itabiritos ferríferos bandados oriundos da Formação Cauê, formação que faz parte do grupo Itabira, que por sua vez faz está inserida no supergrupo Minas.

III.6 Geologia da Área

Distante 80 km de Belo Horizonte a Mina Casa de Pedra está localizada no município de Congonhas (MG). Os litotipos de minérios de ferro descritos na mina são: hematitas brandas e compactas, itabiritos ricos brandos e compactos, itabiritos carbonáticos e itabiritos brandos e compactos que, associado à composição química dos principais contaminantes, podem ser subdivididos em manganésíferos, goethíticos e silicosos.

O complexo é dividido nas minas: Corpo Norte (CN), Serra do Mascate (SM), Entre Corpos (EC), Corpo Oeste (CO), Corpo Principal (CP) e a Mina do Engenho (ME). A estrutura geral da região é caracterizada pela duplicação das formações do Supergrupo Minas em camadas que, em geral, possuem direção N-S, sendo que, na região sul e sudeste as camadas possuem direção E-W (Silveira et al., 2017). Ainda conforme Silveira et al. (2017), o bandamento composicional das BIFs nas minas do flanco leste da Serra da Moeda, CN, SM, EC e CO, possui mergulho regional para E e são seccionados por três falhas transpressivas de direção NW-SE, denominadas respectivamente de Falhas CN, CP e CO. Na borda sul do complexo Casa de Pedra ocorre a interação das estruturas acima descritas com as estruturas associadas ao cavalgamento, com vergência para N, do Grupo Nova Lima sobre os itabiritos da Formação Cauê. Próximo ao contato dessa falha, as camadas mergulham para sul com alto ângulo e as dobras são isoclinais apertadas com eixo para E de ângulo aproximado de 45°. Resquílios desta estrutura E-W são observadas até a altura do EC e na região da ME, caracterizada pelo empurrão da Formação Cauê sobre os metassedimentos do Grupo Piracicaba. Na Mina do Engenho propriamente dita as estruturas E-W e NW-SE apresentam interferência de estruturas vergentes para W. Os mergulhos dos bandamentos dos itabiritos mergulham para SW-S-SE e E. As dobras apresentam eixos com orientação variável para SE e E-W, com ângulos de 45° a sub-horizontais.

A Figura 3.10 apresenta o mapa geológico do complexo, onde podem ser observados os corpos, geologia e estrutural descritas acima por Silveira et al. (2017). Os corpos de minério rico, CN, CO e CP, estão orientados preferencialmente na direção NW-SE e estão associados a rochas carbonáticas, principalmente, dolomitos, rochas manganésíferas e itabiritos dolomíticos. Na região da Mina do Engenho, devido a mudança de domínio estrutural, o corpo de minério rico está orientado na direção NE-SW.

trabalho é condizente com o itabirito compacto silicoso (ICS), apresenta mineralogia conforme Figura 3.11.

Estudos internos conduzidos pela área de processos de gerência de serviços técnicos da CSN com amostras do Corpo Oeste (COFD) e Engenho (EGFD) mostram uma mineralogia semelhante àquela apresentada por Ribeiro (2011), porém, com diferenças significativas com relação à presença de magnetita nos corpos agora estudados. O quartzo se mantém como mineral de ganga predominante, conforme pode ser visto na Tabela 3.2. As amostras da Tabela 3.2 são parte do estudo de variabilidade das reservas de furos de sondagem que está em curso na gerência de serviços técnicos e do ponto de vista de mineralogia e teor de Ferro total (Fe (t)) são comparáveis à amostra blendada utilizada nesta pesquisa.



Figura 3.11. Mineralogia do Itabirito Pobre Compacto, modificado de Ribeiro (2011)

Tabela 3.1. Litotipos de minério de ferro presentes na Mina de Casa de Pedra, segundo a classificação da equipe de Geologia de curto prazo

Litotipo	Descrição	Características Químicas	Características Visuais
HBA	Hematita Branda	Fe (t) > 64%	Constituída predominantemente por hematita do tipo granular, especular ou martitzada. No corpo Oeste, este litotipo apresenta um percentual maior de magnetita.
HCP	Hematita Compacta	Fe (t) > 64%	Coloração escura, constituída predominantemente por hematita granular e especular, predominando a textura granoblástica de granulação fina. Hematita brechada, ocorre pontualmente no Corpo Principal e tem cerca de 10% de goethita.
IBR	Itabirito Brando Rico	58 % < Fe (t) < 64%	É caracterizado por bandas milimétricas de sílica e ferro. Nos corpos Principais e Norte a hematita do tipo granular e especular são dominantes, e em menor escala magnetita e goethita. Já nos corpos Oeste, Mascate e Entre Corpos, os minerais dominantes são hematita do tipo especular, martitzada e granular e ocorre também uma maior quantidade de goethita e limonita. A textura é granulolepidoblástica.
ICR	Itabirito Compacto Rico	58% < Fe (t) < 64%	Difere do anterior apenas pela dureza do itabirito, apresentando características mecânicas mais resistentes.
IBM	Itabirito Brando Manganésífero	20% < Fe (t) < 64% e Mn > 1%	A mineralogia dominante é constituída por hematitas granular e especular e ocorre goethita além do quartzo. Entretanto, neste litotipo, observa-se a presença de minerais manganésíferos, como a litioforita e a pirolusita, além de ocorrer também talco e clorita.
IBG	Itabirito Brando Goethítico	20% < Fe (t) > 58% Al ₂ O ₃ > 1% e PPC > 2%	Constituído por bandas milimétricas de quartzo e ferro, porém com uma quantidade maior de minerais de ferro hidratado, como a goethita.
IBS	Itabirito Brando Silicoso	20% < Fe (t) > 58%	Corresponde à maior parte dos itabiritos da mina de Casa de Pedra e sua mineralogia é constituída por hematita do tipo granular e especular, magnetita e goethita em menor proporção, além de quartzo como principal mineral de ganga.
ICM / ICG e ICS	Itabirito Compacto Manganésífero / Goethítico e Silicoso	Limites iguais aos correspondentes brandos.	Difere do correspondente brando apenas pela dureza do itabirito, apresentando características mecânicas mais resistentes

Tabela 3.2. Análise mineralógica modal de amostras dos furos de sondagem de ICS. Fonte: Estudo de variabilidade interno CSN

Amostra	COFD14 001-009	COFD14007- 007	EGFD13004- 004	EGFD13009- 012	EGFD14020- 004
Hematita lamelar monocristalina	0,18	1,12	35,28	12,69	3,74
Hematita granular monocristalina	0,34	1,81	17,52	11,78	21,60
Hematita lamelar policristalina	0,00	0,00	3,34	0,14	0,00
Hematita granular policristalina	0,00	0,00	0,16	0,07	0,48
Hematita lobular	0,79	9,03	0,79	1,46	0,92
Hematita Martitizada	21,44	20,70	0,10	14,66	4,20
Magnetita	15,75	19,90	0,00	0,08	11,55
Goethita	15,09	22,00	0,02	19,17	10,60
Agregado	0,97	0,27	0,00	0,04	0,13
Quartzo	44,92	25,13	42,77	39,91	46,54
Gibbsita	0,00	0,04	0,00	0,00	0,00
Outros	0,52	0,00	0,02	0,00	0,24
Total	100	100	100	100	100

III.8 Processo Produtivo na CSN Mineração

Atualmente, a CSN mineração trabalha com três plantas para produção de minérios oriundos de Casa de Pedra. São duas plantas que operam a seco e recebem apenas minérios ricos,

com teor acima de 58% de Fe (t), denominadas ITM e UPM. Na ITM, existe a capacidade de britar minério compacto, o que não ocorre na UPM. Portanto, os itabiritos ricos brandos e compactos, além das hematitas brandas e compactas, podem ser enviados para ITM. Em contrapartida, na UPM, apenas são destinados minérios ricos e brandos.

As Figuras 3.12 e 3.13 apresentam de forma simplificada o fluxograma das plantas a seco. Como pode ser visto, as frações grosseiras, denominada Over Size da UPM, são direcionadas para beneficiamento na ITM. A Figura 3.14 apresenta de forma resumida o circuito de processamento na usina central, onde ocorrem as etapas de britagem, peneiramento, hidroclassificação, deslamagem, flotação e concentração magnética dos rejeitos e finos. Nessa planta são alimentadas as litologias apresentadas na Tabela 3.1, em *blend* pré-definido pela equipe de controle de qualidade. Em todas estas etapas não se faz o uso dos minérios pobres compactos, como o ICS, pois, para isso, é necessária uma etapa de moagem, garantindo assim a liberação do minério de ferro presente neste litotipo.

No fluxograma da usina central, após a britagem, ocorre o estágio de peneiramento, com duas etapas de peneiramento vibratório (8' x 20'), com peneiras com aberturas de 10 mm e 1 mm. Nesta etapa são geradas as frações granulado e Sinter Feed grosso. O material menor que 1 mm passa por duas linhas de classificação, que pode ser a classificação por espiral, com hélice de 84°, ou por ciclone de fundo plano, de maneira que nesta etapa a fração +0,150 mm é separada. Todo o underflow são direcionados para uma bateria de hidrociclones, onde são gerados a alimentação da flotação – a fração underflow dos hidrociclones, de granulometria -0,150 mm e +0,038 mm – bem como a fração overflow, -0,038 mm, após nova etapa de hidrociclonagem, para fazer a deslamagem em 0,020 mm. As lamas (-0,020 mm), oriundas do overflow da ciclonagem seguem direto para o espessador de lamas, enquanto a fração -0,038 mm +0,020 mm é direcionada para a etapa de concentração magnética de alta intensidade, denominada CMAI ultrafinos. O produto do CMAI ultrafinos é direcionado ao espessador de concentrado, enquanto o rejeito é direcionado para o espessador de lamas.

O concentrado da flotação em conjunto com o concentrado da concentração magnética oriunda dos rejeitos de flotação (CMAI II), somados ao concentrado do CMAI de ultrafinos, são direcionados para o espessador de concentrados. Já na linha de rejeitos, os rejeitos do CMAI II são direcionados ao espessador de rejeitos e passam por uma filtragem a vácuo, para posteriormente ser empilhado, com umidade ideal de 14%. Os materiais que foram direcionados ao espessador de lamas ainda passam por uma etapa de concentração magnética, denominada CMAI I, onde ainda é gerado um concentrado, enquanto os rejeitos são direcionados à filtragem.

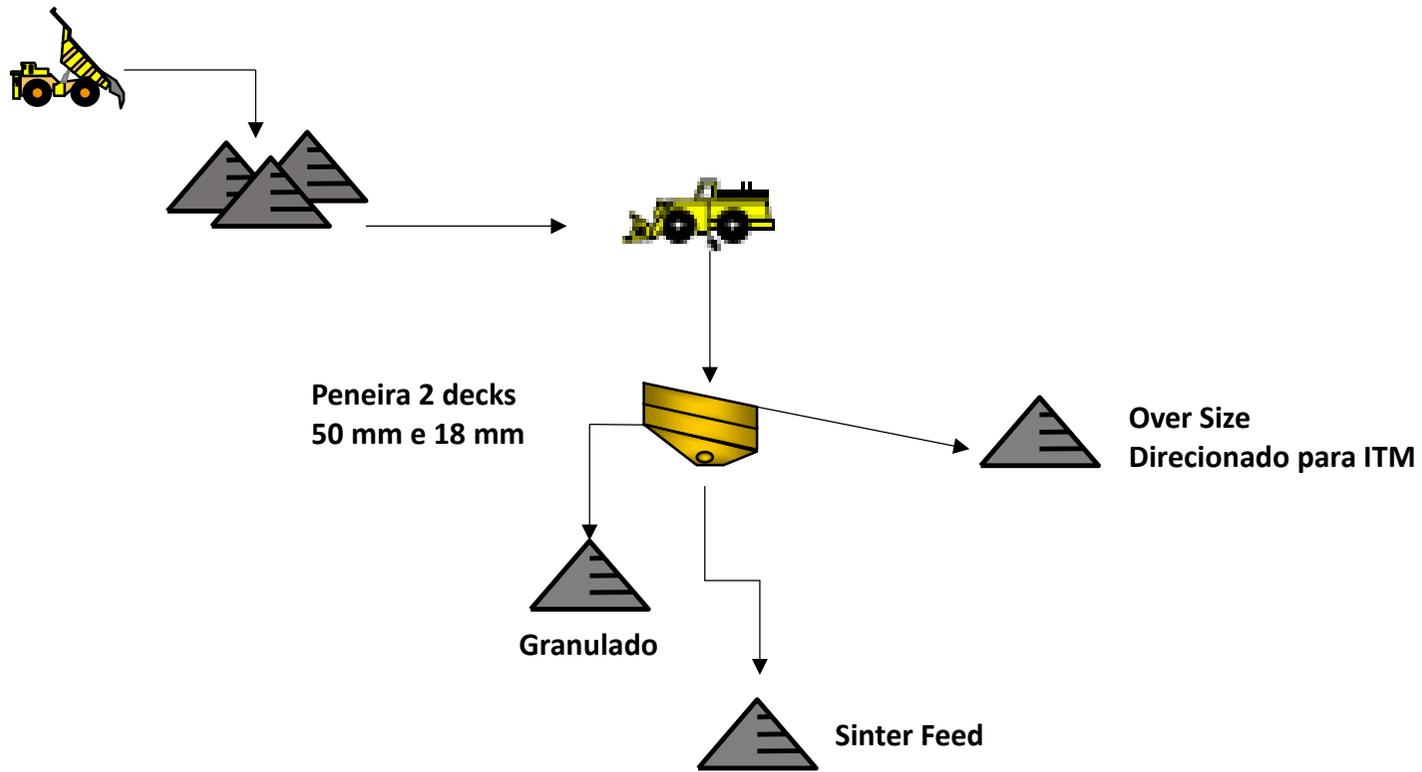


Figura 3.12. Fluxograma simplificado da UPM

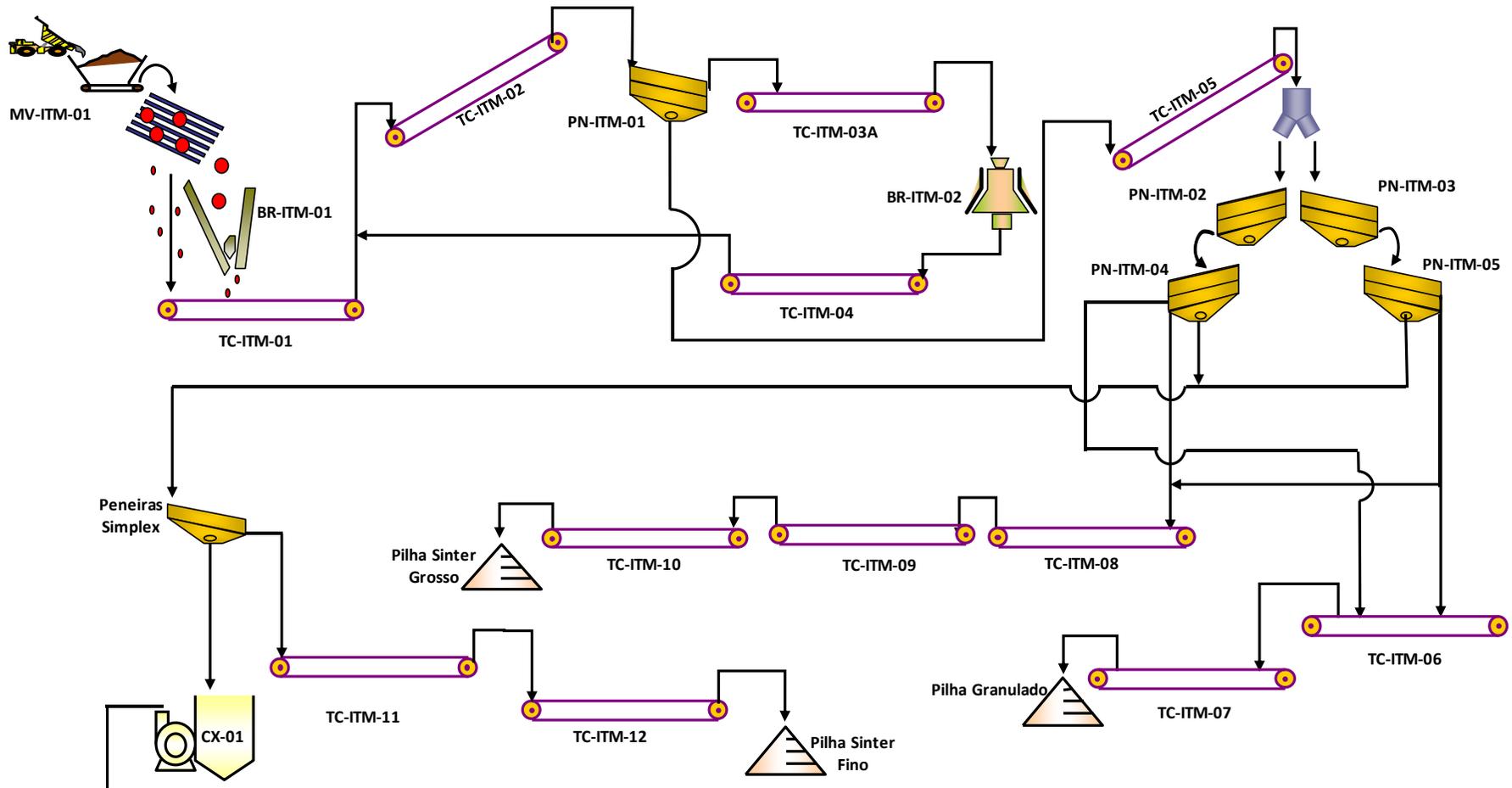


Figura 3.13. Fluxograma simplificado da ITM. Fonte: arquivo CSN Mineração

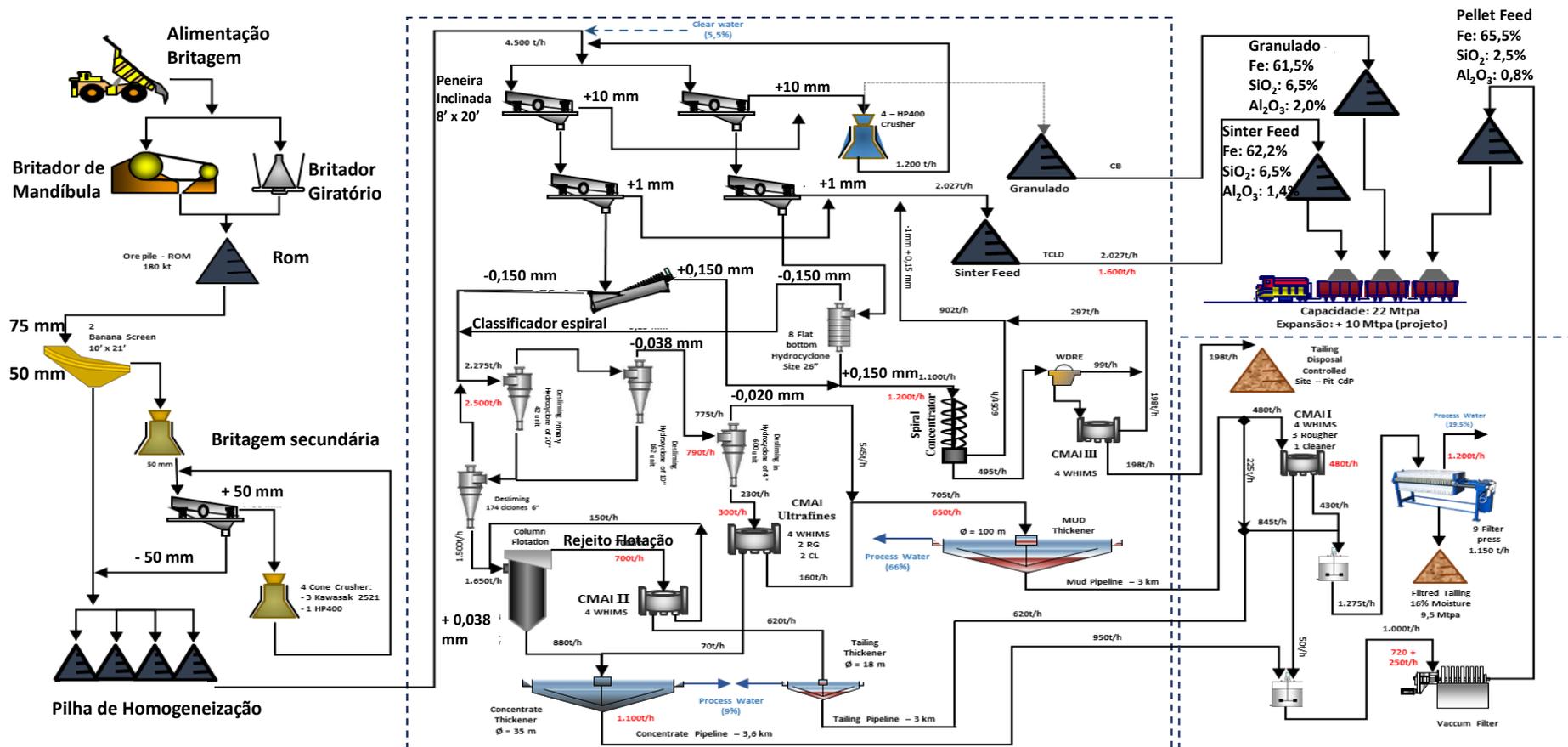


Figura 3.14. Fluxograma da usina central. Fonte: arquivo CSN Mineração

Os recursos existentes do litotipo ICS na mina Casa de Pedra são estimados em aproximadamente 1,8 bilhões de toneladas, com teor de 36% de Fe global, conforme pode ser observado na Tabela 3.3. No Anexo A é apresentada figura contendo a localização projetada na superfície da mina dos corpos de ICS. Esses dados de recurso e da localização dos corpos foram disponibilizados pela Gerência de Planejamento de Mina de Longo Prazo da CSN Mineração.

Tabela 3.3. Recursos estimados de ICS na mina de Casa de Pedra

ROM ICS	Global	+ 6,3 mm	Sinter Feed	Sinter Feed	Finos
	(%)	(%)	Grosso	Fino	(%)
			(%)	(%)	
1.787.474 Kton	100	68,55	10,67	5,63	14,14
Fe (t)	36,36	38,24	42,47	34,62	25,97
SiO₂	45,33	43,86	37,49	48,70	60,29
Al₂O₃	0,33	0,25	0,33	0,41	0,75
P	0,04	0,03	0,04	0,04	0,05
Mn	0,13	0,10	0,19	0,21	0,23
PPC	0,97	0,92	1,08	0,99	1,21
CaO	0,06	0,06	0,07	0,04	0,05
MgO	0,09	0,08	0,08	0,08	0,11
TiO₂	0,02	0,02	0,02	0,03	0,04

O plano de expansão da usina de Casa de Pedra visa o melhor aproveitamento dos recursos. Sendo assim, a etapa de moagem (moinho de bolas, previsto no projeto de engenharia básica) será implementada para que se possa aproveitar o itabirito brando com baixo teor no sinter e, principalmente, incluir os itabiritos compactos, litotipo que atualmente serve como forro na mina. O aumento expressivo da participação desse litotipo de minério no futuro é evidenciado pela projeção de que, até o ano de 2053, serão alimentados cerca de 473 Mton de itabirito compacto silicoso (Figura 3.15).

A fim de permitir o dimensionamento apropriado dos equipamentos de moagem, o ICS precisa ser estudado para conhecimento dos parâmetros de liberação, dureza (tenacidade) e mineralogia do litotipo.

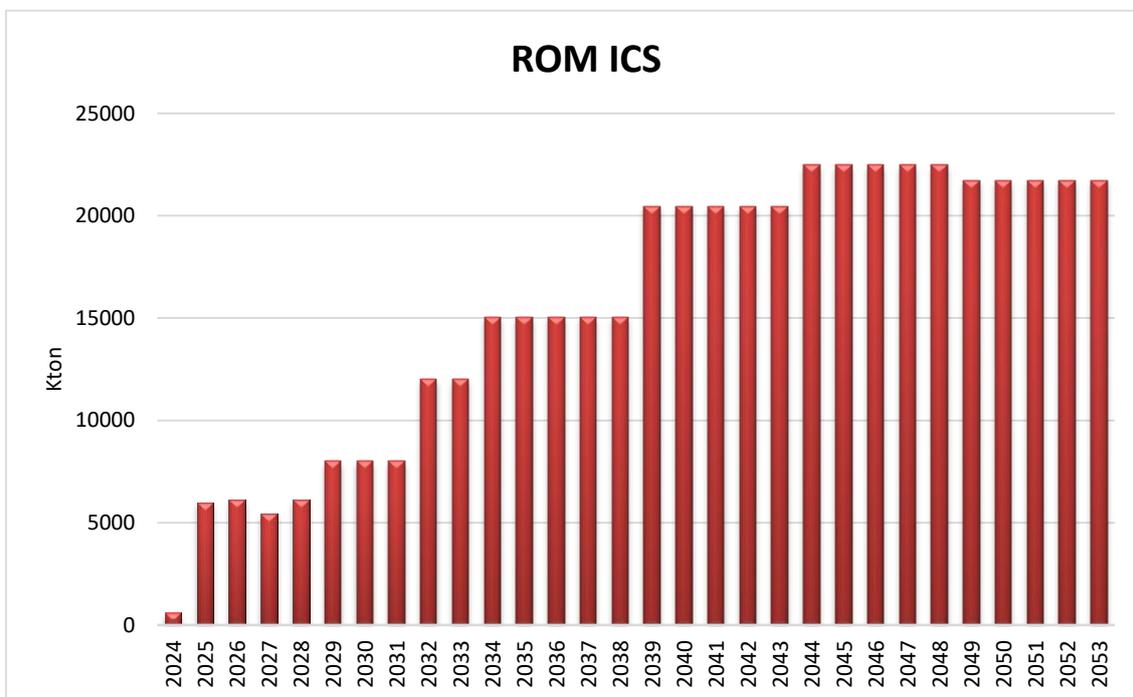


Figura 3.15. Previsão de alimentação de ICS na usina de Itabiritos

III.9 Beneficiamento de Minérios

O mineral ou conjunto de minerais não aproveitados de um minério é denominado ganga. O aproveitamento de matérias-primas minerais requer invariavelmente alguma forma de processamento (tratamento). A intensidade do tratamento necessário do minério depende do teor do minério na jazida, assim como da especificação desejada do produto. A fim de atingir essa especificação do produto, a qual é normalmente dada em termos de um teor mínimo de metal de interesse ou composto no produto, ou de um teor máximo de algum tipo de contaminante, torna-se necessária a concentração do minério (Tavares, 2009).

Ainda segundo Tavares (2009), a metalurgia extrativa é responsável pela produção de metais a partir de minérios. As atividades que inserem nessa área são divididas em tratamento de minérios, hidrometalurgia e pirometalurgia. O tratamento de minérios ou processamento de matérias-primas minerais consiste das operações que visam a modificação da granulometria, da

concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma, sem que a identidade química ou física dos minerais seja modificada. Já nas etapas subseqüentes de hidrometalurgia e pirometalurgia, a identidade química e física é modificada através do uso de solventes e de reações químicas a altas temperaturas, respectivamente.

De um modo geral, o tratamento de minérios pode ser subdividido nas etapas de preparação do minério (britagem, peneiramento, moagem, classificação), concentração e separação sólido-líquido (espessamento e filtração), como mostra a Figura 3.16.

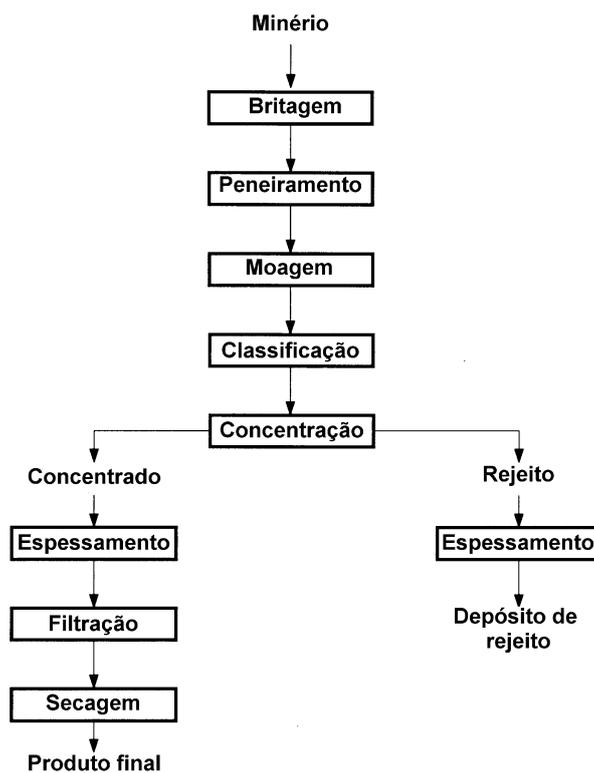


Figura 3.16. Fluxograma típico de processamento mineral (Tavares, 2009)

III.10 Cominuição

Cominuição é o conjunto de operações de redução de tamanhos de partículas minerais, executado de maneira controlada e de modo a cumprir um objetivo predeterminado (Chaves & Peres, 2012). A geração de finos em excesso acaba por influenciar nas etapas posteriores de concentração. Deste modo, a cominuição deve ser efetuada objetivando o controle da geração do produto.

Cominuição é um processo no qual partículas minerais são reduzidas por meio de desmonte mecânico e/ou por explosivos, britagem e moagem, para se atingir o tamanho do produto necessário às operações subsequentes ou do produto. Em tratamento de minérios, as operações de cominuição são usadas para assegurar que os constituintes de valor serão fisicamente liberados dos constituintes sem valor antes das separações físicas ou químicas (Herbst et al., 2002).

Tavares (2009) afirma que a etapa de preparação diz respeito às operações de cominuição e separação por tamanhos que objetivam liberar os componentes minerais. Nos casos de minérios de alto teor (cada vez mais raros) a etapa de preparação já é responsável pela geração do produto final vendável. Como exemplo, na mina de Casa de Pedra, os litotipos HCP e HBA se enquadram nesta definição, com teores acima dos 64% de Fe (t).

A cominuição é, geralmente, a operação primária no beneficiamento mineral, definida por Taggart (1954) e Wills (2007) como o processo gradual de redução de tamanho de partículas que se presta, principalmente, a:

- liberar o mineral de interesse para as operações posteriores de concentração;
- preparar a superfície das partículas minerais para reações químicas, processos de concentração, filtragem e pelotização;
- adequar um material para transporte ou segundo as características exigidas para um certo produto.

As operações de cominuição devem ser realizadas de forma sequencial, pois os equipamentos disponíveis apresentam razão de redução, mecanismos de fragmentação e de geração de energia diferentes, que podem ser compatíveis com as etapas de britagem e moagem. A moagem é o estágio final, e que gera produtos mais finos, enquanto a britagem é responsável pelas fases iniciais da fragmentação.

As diferenças principais entre os vários equipamentos estão tanto associadas aos métodos de aplicação de esforços quanto a aspectos mecânicos da aplicação desses esforços a diferentes tamanhos de partículas. Quando a partícula é grossa, a energia necessária para fraturar cada partícula individual é alta. À medida que o tamanho de partícula diminui, a energia necessária para fraturar cada partícula diminui. Conseqüentemente, as máquinas usadas na cominuição grossa, tipicamente chamados de britadores, precisam ser robustas e de grande porte, enquanto

máquinas para cominuição fina, chamados moinhos, devem ser capazes de distribuir a energia em um volume relativamente grande (Tavares, 2009).

A cominuição consiste de métodos específicos para redução de tamanho de partículas por meio da aplicação de pressão (compressão), criação de impacto cinético entre minério e corpo moedor (impacto), ou através de atrição da superfície de partículas do minério com a superfície dos corpos moedores (abrasão ou cisalhamento) (Outokumpu I, 2002), conforme pode ser observado na Figura 3.17. A compressão ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim a força é pouco superior à resistência da partícula (Beraldo, 1987). Esse tipo de fratura é o que ocorre em britadores e produz poucos fragmentos de grande diâmetro. Beraldo (1987) continua afirmando que “impacto acontece quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula”. É o tipo de fratura que acontece nos moinhos, na zona de queda das bolas, e gera distribuição granulométrica fina. A abrasão ou cisalhamento é o resultado do atrito entre as partículas do minério e entre corpos moedores e partículas, sendo responsável pelo aparecimento de pequenas fraturas e o surgimento de partículas de distribuição granulométrica fina ao redor da partícula original. É um processo que demanda normalmente alto consumo de energia (Pereira, 1989).

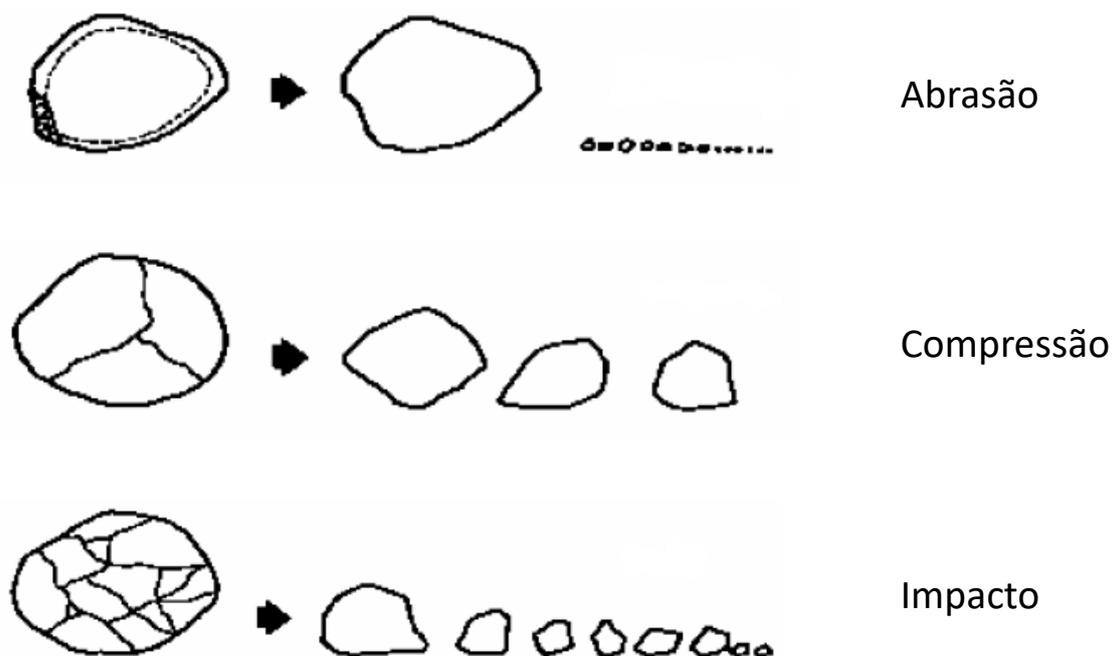


Figura 3.17. Mecanismos de fragmentação. Fonte: modificado de Kelly e Spottiswood (1982)

III.11 Leis da Fragmentação

Segundo Delboni Júnior (2007), em função do impacto em aspectos econômicos e ambientais, o desempenho de processos de fragmentação é objeto de estudos sistemáticos há cerca de 150 anos. Aliando o desgaste com a diminuição dos minérios ricos e friáveis, geralmente mais compactos e abrasivos, o entendimento das leis de fragmentação auxilia muito o desenvolvimento da etapa de moagem dos minérios.

O estabelecimento das assim chamadas “leis de cominuição” é praticamente contemporâneo às primeiras patentes de equipamentos de britagem. Os debates acalorados entre Rittinger e Kick demonstravam, sobretudo, as dificuldades de se parametrizar, de maneira abrangente e relativamente simples, a energia associada a eventos de fragmentação. Seguindo essa mesma linha de abordagem, Bond propôs uma equação paramétrica no início dos anos 1950 (Bond, 1952) que atingiria uma sobrevida espetacular. Além de parâmetro usado no dimensionamento dos moinhos, o *Work Index* ou índice de trabalho de Bond transformou-se em um índice amplamente empregado para caracterizar minérios quanto à cominuição. Ainda hoje, as leis de Kick, Rittinger e Bond fornecem boas estimativas preliminares para cálculo de energia necessária às etapas de britagem, moagem e moagem fina, respectivamente. Os três pesquisadores criaram assim modelos empíricos, no melhor sentido do termo, ou seja, resultam de criterioso aprendizado tendo por base a extensiva observação de eventos individuais e coletivos de fragmentação de minérios.

Como os postulados de Rittinger e Kick não satisfaziam a todos os casos encontrados na prática e como se necessitava, na indústria, de algumas regras para classificar os materiais segundo as respostas à fragmentação, F.C. Bond postulou uma lei empírica muitas vezes chamada de "3ª Lei da Fragmentação". “A energia consumida para reduzir o tamanho de um material é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho”. Ele definiu como tamanho, a abertura da peneira pela qual passam 80% do material. A expressão da “Lei” de Bond é:

$$E = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad \text{Equação 1}$$

Sendo: P = tamanho representativo do produto; F = tamanho representativo da alimentação; E_0 = constante.

Bond propôs o uso de um índice conhecido como WI (*Work Index*) ou índice de trabalho, que é definido como o trabalho necessário para reduzir a unidade de massa (tonelada curta = 907 kg) do material considerado, desde um tamanho inicial teoricamente infinito ($F = \infty$), até uma granulometria 80% passante em 100 μm . Portanto:

$$WI = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right] \quad \text{Equação 2}$$

$$WI = \frac{E_0}{\sqrt{P}} \quad \text{Equação 3}$$

$$E_0 = 10 WI \quad \text{Equação 4}$$

Substituindo na expressão da lei o valor de E_0 , tem-se:

$$E = 10 WI \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad \text{Equação 5}$$

A aplicação da equação de Bond no cálculo da energia consumida numa instalação de moagem se difundiu, e a determinação experimental do WI é hoje uma prática corriqueira em muitos laboratórios (Wills, 2007).

Para esta determinação utiliza-se um moinho padrão (Proposta de Norma Técnica NBR 11376 ABNT) e, com a metodologia descrita nesta norma, calcula-se o índice de moabilidade do material (*Mob*) que corresponde à massa em gramas passante na peneira de malha teste, gerada em cada rotação do moinho, simulando um circuito fechado. O valor do WI é calculado pela fórmula:

$$WI = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,82} \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right]} \quad \text{Equação 6}$$

Sendo: WI = índice de trabalho em kWh/t; Am = abertura da malha teste de classificação em μm ; P = abertura da peneira onde passam 80% da massa do produto, em μm ; F = abertura da peneira onde passam 80% da massa da alimentação, em μm ; Mob = índice de moabilidade.

Bergstrom (1985) recomendou que, quando a percentagem passante de material na malha controle, Am , da amostra “natural” britada a 3,35 mm for superior a 28%, um ciclo do ensaio padrão de Bond deve ser conduzido sem moagem, descartando o material passante e incorporando a alimentação nova correspondente até que o material composto para o ciclo possua percentual passante menor que 28%. Essa metodologia alternativa deveria conduzir a resultados idênticos para moabilidade das amostras, o que não foi identificado por Tavares et al. (2012). Tavares et al. (2012) apresentam uma comparação entre os valores de *work index* obtidos com e sem remoção parcial de finos, o WI operacional calculado através de simulação, bem como usando dados de operação de um moinho industrial na moagem de itabirito. Os resultados apontaram que o WI operacional apresentou valores mais próximos daqueles obtidos no procedimento com remoção parcial dos finos.

Bond (1960) propôs uma equação alternativa para o cálculo onde o minério possui excesso de finos naturais. Esta equação resulta em valores suficientemente próximos daqueles calculados pela equação convencional, porém mais próximos dos esperados e encontrados na literatura, determinando que em amostras onde a geração de finos na preparação do material é inevitável e proveniente das características físicas do mesmo, a utilização da equação alternativa é adequada para o cálculo do WI de Bond.

$$WI = \frac{16}{Mob^{0,82}} \sqrt{\frac{Am}{100}} \quad \text{Equação 7}$$

Ferreira et al. (2014) mostrou que o resultado do Wi obtidos pela equação de Bond (1960) versus a equação do teste padrão, se aproximam bastante quando o teste é conduzido com a remoção parcial dos finos.

O WI é determinado experimentalmente, a partir de ensaios de laboratório desenvolvidos por Bond. Há também a possibilidade de se calcular o WIo , tomando-se os dados de energia consumida e granulometria de circuitos industriais. Neste caso é chamado de *Work Index* operacional (WIo) e sua comparação com o WI obtido a partir dos ensaios de laboratório tem sido usado (Rowland, 1983) como uma medida da eficiência operacional de circuitos industriais.

Bond e Rowland (1983), posteriormente, sugeriram uma série de fatores de correção que devem ser aplicados para operações com características distintas daquelas estudadas por Bond.

III.12 Moagem

De acordo com Almeida et al. (2004) a moagem é um processo de fragmentação no qual as partículas são reduzidas por impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho apropriado a ser concentrado nos processos seguintes. Figueira et al. (2004) afirma que a moagem é a área que requer maiores investimentos e maiores gastos de energia, de maneira que a operação deve ser muito bem estudada na etapa de dimensionamento e escolha do equipamento e muito bem controlada na etapa de operação da usina, uma vez que o desempenho de uma instalação industrial depende em muito da operação de moagem.

A moagem é o último estágio no processo de cominuição, na qual, através de combinação entre impacto e abrasão, as partículas têm sua granulometria reduzida. O moinho é um cilindro de aço rotativo, com corpos moedores soltos, que são movidos no sentido de rotação do moinho e que, ao deslizarem sobre as partículas de minério, provocam a redução de granulometria. Wills (2007) classifica moinhos de acordo com a forma de transmissão do movimento: moinhos de carga cadente e moinhos agitados, atritores ou “*stirred mill*”. No moinho de carga cadente o movimento de rotação é transmitido à carga moedora. No moinho atritor, a carcaça do moinho é estacionária e o movimento é transmitido à carga por meio de agitação.

De acordo com Chaves e Peres (2003), em tratamento de minérios o processamento via úmida é regra geral, devido ao fato que a água é um excelente meio de transporte e dissipação de calor. Adicionalmente, ela por si só resolve o problema de abatimento das poeiras. A moagem a seco exige a instalação de equipamentos e dispositivos auxiliares para o abatimento de poeiras geradas no processo. Ainda segundo Chaves e Peres (2003), esses dispositivos consomem cerca de 25% mais energia que a própria cominuição e custam cerca de 85% do investimento no moinho.

Uma comparação entre a moagem a seco e a úmida, segundo Tavares (2009), indica que:

- A moagem a úmida necessita aproximadamente 30% menos energia. Entretanto, caso for necessária a secagem do material, essa diminuição é mais do que compensada pelos custos da secagem;

- O desgaste de corpos moedores e revestimentos é de 3 a 5 vezes maior na moagem a úmido;
- Devido à alta taxa de desgaste na moagem a úmido, a contaminação do produto é muito maior do que na moagem a seco.
- Alto custo da reposição de bolas e revestimento, devido ao desgaste.

Os moinhos de bolas, de acordo com Wellenkamp (1999), são o tipo mais importante dos moinhos cilíndricos. Também utilizados na moagem a seco ou a úmido, podem processar material com granulometria abaixo de 3 a 4 mm e gerar produtos com granulometria entre 5 a 100 μm . São mais adequados à moagem fina, devido ao fato de que as bolas possuem uma maior área superficial por unidade de peso do que as barras. Por outro lado, possuem baixa eficiência energética.

Nos casos em que a etapa subsequente à moagem for realizada a seco, se faz necessária a moagem a seco, evitando assim, custos com a secagem do material, custo este que, principalmente no Brasil, é muito elevado. Portanto, é necessário um estudo de viabilidade financeira entre a moagem a seco, com o alto OPEX desta em comparação com a redução dos custos de não secar o material.

III.13 Liberação Mineral

Para a obtenção de produtos economicamente aproveitáveis a partir dos itabiritos compactos é necessário um processo de cominuição, como a moagem, para que os minerais de interesse possam estar individualizados e separados fisicamente dos minerais de ganga. Caso não seja possível liberar os minerais de interesse, a etapa de concentração fica comprometida, tendo em vista que a concentração mineral, parte do princípio que exista a condição de liberação total ou parcial, em alguns casos, para que as ações físicas, químicas ou físicos-químicas dos processos de concentração possam atuar.

A liberação é a condição na qual as espécies minerais estão livres umas em relação às outras, considerando as fases monominerálicas como livres e as poliminerálicas, constituídas por mais de uma espécie, como mistas. As fases poliminerálicas, podem conter diversas espécies. Ela depende de certas características do material como a sua textura e propriedades mecânicas. As características texturais englobam: os tamanhos e formas dos grãos minerais, a forma das

interfaces entre os minerais e as associações minerais. Com relação às propriedades mecânicas destacam-se: a resistência interna dos grãos, resistência intergranular e energia de fratura dos componentes minerais da rocha (Wills e Finch, 2016; King, 2012).

Segundo Gaudin (1939), é comum a divisão do tratamento de minérios em duas etapas principais, liberação e separação, sendo que a segunda etapa seria impraticável se a primeira não for executada com sucesso.

Os minerais encontram-se associados uns aos outros na formação das rochas. Sendo assim, para o aproveitamento dos minerais de interesse, no processamento mineral é necessária a aplicação de energia, para assim liberar as partículas de interesse daquelas chamadas “ganga”. Nos minérios de ferro compactos, a geração de produtos é feita apenas após a moagem para que os minerais de ferro passem a estar disponíveis para os processos de concentração. Sendo assim a moagem é uma operação unitária que se faz necessária no aproveitamento dos itabiritos compactos.

King (2001) descreveu que quando o padrão de fratura que é desenvolvido durante a cominuição do minério é dependente da sua textura, composição mineralógica e propriedades mecânicas dos minerais, o processo de fratura é considerado não aleatório, caso contrário a quebra é considerada aleatória (King e Schneider, 1998).

King e Schneider (1998) descreveram seis tipos de fratura: Quebra Seletiva, Quebra Diferencial, Quebra Preferencial, Fratura no contorno da fase, Liberação por destacamento e Fratura na região de contorno.

Segundo Neumann et al. (2010), nos estudos de liberação mineral deve-se ter clara a diferença entre três tópicos fundamentais: medição do grau e espectro de liberação, previsão de liberação e simulação de liberação. Segundo Petruk (2000), o grau de liberação em produtos moídos é estimado por meio da análise de seções polidas e a medição do teor de cada uma das partículas e a distribuição dentro das partículas. Assim, as partículas de interesse são frequentemente classificadas em incrementos de 10%. Segundo Neumann et al. (2010) e Lin e Miller (1996) o espectro de liberação consiste na distribuição de composições mineralógicas de partículas em uma população. O mesmo permite estimar a quantidade de partículas de ganga e mineral-minério liberadas, assim como as quantidades relativas de partículas mistas. O espectro de liberação tipicamente considera doze classes de teor: 0%, 0-10%, 10-20%, 20-30%, 30-40%, 40-50%, 50-60%, 60-70%, 70-80%, 80-90%, 90-100% e 100% (Neumann et al., 2010). Na Figura 3.18 é ilustrado um exemplo de espectro de liberação.

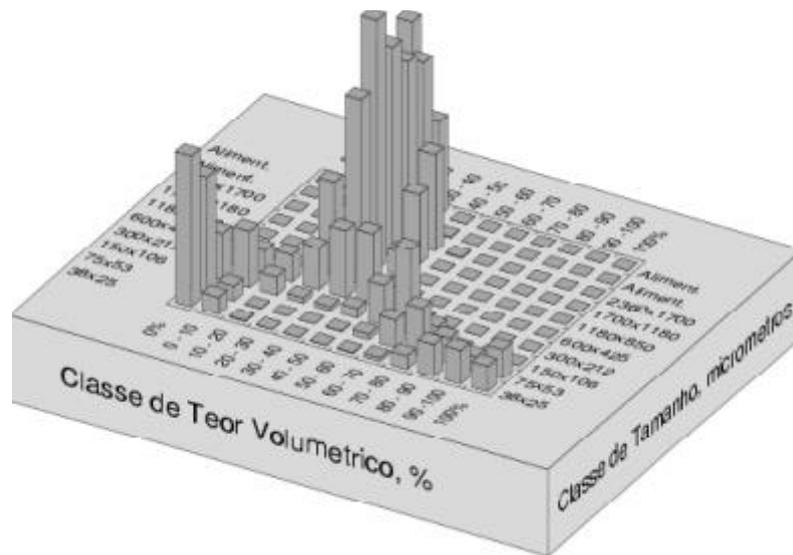


Figura 3.18. Diagrama de Andrews-Mika de uma amostra de taconita. Fonte: retirado de Neumann et al. (2004)

Existem vários métodos de determinação do grau de liberação e do espectro de liberação. Conforme Neumann et al. (2004), entre eles pode-se destacar:

- Método de Gaudin (1939) que, segundo Henley (1983), apresenta baixa precisão, e que é apenas indicativo quando se obtém o grau de liberação apenas por este método;
- Separação em meio denso;
- Separação em suspensões coloidais ferromagnéticas sob campo magnético externo (Schneider, 1995);
- Análise de imagens e microtomografia computadorizada de raios X (Lin e Miller, 2002; Schena et al., 2007). Segundo Lin e Miller (1996) o método soluciona muitas das limitações inerentes às análises de liberação em seções polidas, que por serem realizadas em uma ou duas dimensões (interceptos lineares ou área) exigem conversão estereológica para obtenção de dados volumétricos.

O grau liberação e o espectro de liberação podem ser determinados via análise de imagens por área ou por interceptos lineares a partir de seções polidas analisadas em microscópio ótico ou eletrônico. Segundo Neumann et al. (2010), a rotina consiste na preparação da amostra

(montagem em resina epóxi, desbaste e polimento, recobrimento condutor no caso do MEV), aquisição das imagens, processamento das imagens (correção de background, filtro de delimitação, segmentação), medição do espectro linear e/ou em área, e conversão estereológica.

O método da medição por área consiste na análise da área do mineral de interesse e da partícula como um todo, com posterior cálculo do percentual do mineral na partícula (teor da partícula). O método dos interceptos lineares envolve a análise das seções segundo linhas igualmente espaçadas, medindo-se o comprimento dos interceptos através do mineral de interesse e da partícula como um todo (Figura 3.19) (Neumann et al., 2010).

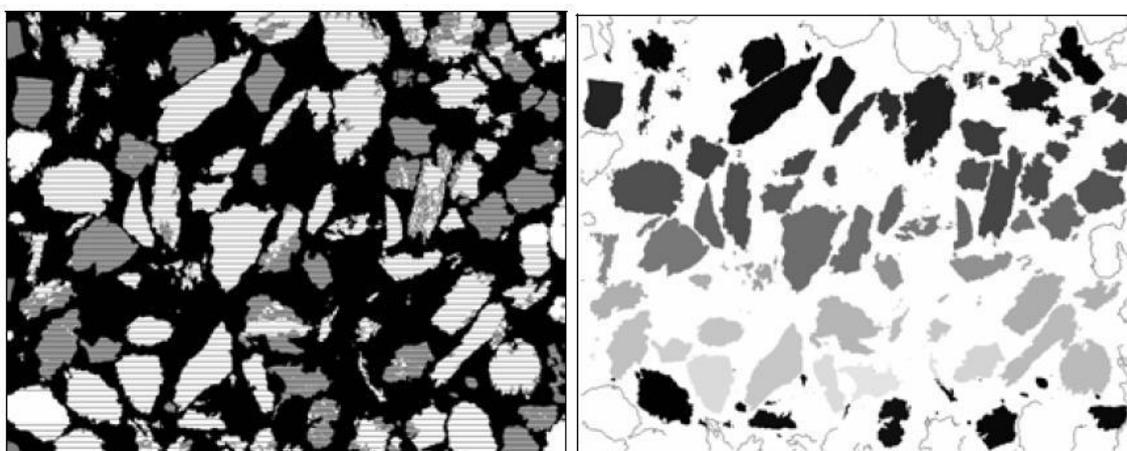


Figura 3.19. Imagens com representação dos segmentos lineares (esquerda) e individualização de partículas (direita). Fonte: Neumann et al. (2010)

III.14 Metamorfismo e o Grau de Liberação

Os processos metamórficos acarretam transformações em diversas características dos minerais, sendo uma delas de especial interesse para os processos de cominuição e concentração: o tamanho dos cristais. Segundo Rosière (1993), o aumento do grau de metamorfismo contribui para um aumento generalizado no tamanho dos cristais resultando em minérios com texturas mais grossas. James apud Dorr (1959), afirmou que o tamanho dos grãos de quartzo e hematita varia sistematicamente com o grau de metamorfismo. Assim sendo, considerando-se a divisão do Quadrilátero Ferrífero com relação ao grau de metamorfismo, espera-se certa variação na granulação dos cristais entre os depósitos situados nas diferentes zonas e domínios.

Rosière et al. (1993) afirmaram que a intensidade do tectonismo diminui de leste para oeste, e dividiram a região em dois domínios principais: um domínio de alta deformação (no qual as estruturas associadas ao segundo evento de deformação são predominantes), e um domínio de baixa deformação, no qual ainda se pode ter acesso a estruturas diagenéticas. Pires (1995) redefiniu as isógrads das zonas metamórficas, conforme mostra a Figura 3.20. Ferreira et al. (2011) discutiram a influência da textura e da granulação dos cristais na liberação mineral em itabiritos do Quadrilátero Ferrífero (MG). Aplicando conceitos geológicos, como o aumento da granulação dos cristais à medida que o metamorfismo se torna mais intenso, os autores concluíram que itabiritos compactos provenientes de regiões de alto grau metamórfico devem apresentar liberação em malhas granulométricas mais grossas que aqueles de baixo grau metamórfico.

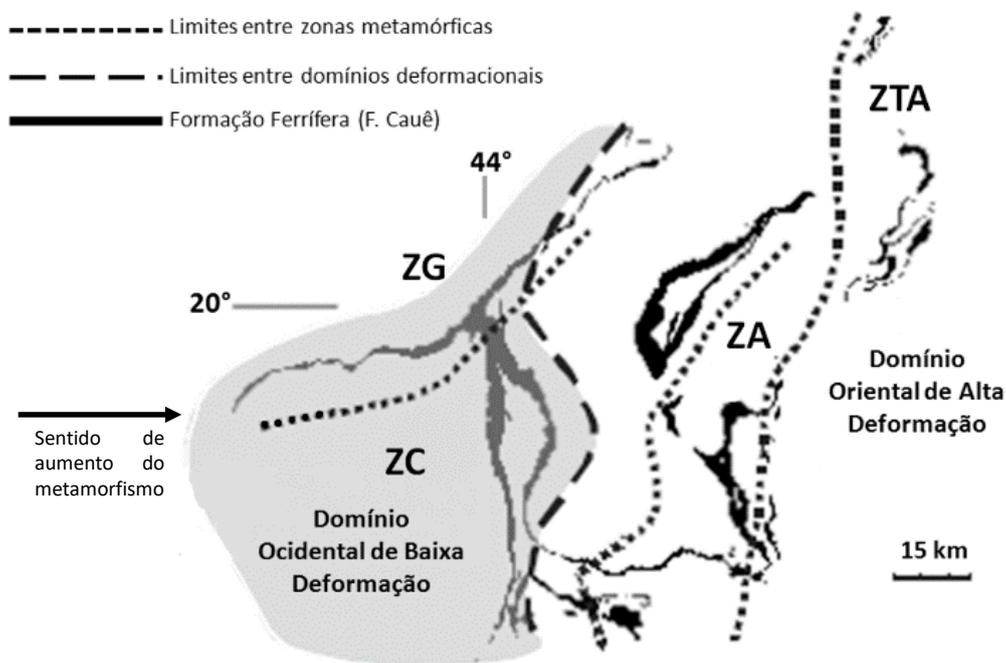


Figura 3.20. Localização dos domínios metamórficos e estruturais do Quadrilátero Ferrífero Rosiére e Chemale Junior (2000). A área sombreada corresponde a domínio de baixa deformação. Zonas metamórficas segundo Pires (1995): ZG – Zona da Grunerita, ZC – Zona da Cummingtonita, ZA – Zona da Actinolita, ZTA – Zona da Tremolita-Antofilita. Representado em preto estão as formações ferríferas do Grupo Itabira

Resultados obtidos nos itabiritos de Serra Azul, localizados na zona de baixa deformação, segundo Vasconcelos et al. (2012), mostram que os mesmos liberam com valores de P80 da ordem de 0,1 mm e P94 a partir de 0,045 mm e estão situados na borda oeste do quadrilátero ferrífero,

numa zona de mais baixo grau metamórfico. Ferreira (2016) encontrou o valor de P90 também na malha de 0,045 mm para o itabirito compacto. Queiroz (2011) informou que foi obtido um grau de liberação de 91% na malha de 0,150 mm para os itabiritos compactos da mina de Casa de Pedra. Estudos internos da gerência de processos, realizados no ano de 2018 com o itabirito compacto silicoso de Casa de Pedra, apontaram para valores de P90 na malha de 0,075 mm.

III.15 Concentração Mineral

Diversos tipos de processos podem ser utilizados, tanto em conjunto quanto individualmente, para concentrar o minério de ferro, tendo em vista que a granulometria e a condição de liberação, bem como as características químicas e mineralógicas, influenciam diretamente na escolha do método. Enquanto para os minérios de ferro de alto teor apenas as operações de cominuição, classificação e deslamagem são necessárias, para os de baixo teor, a concentração por espirais, a concentração via propriedades magnéticas e a flotação são tipicamente introduzidas com o objetivo de aumentar os teores de ferro no concentrado e reduzir os teores de contaminantes.

Araujo et al. (2003) realizaram estudos sobre a relevância da mineralogia do minério de ferro brasileiro para a seleção do método de concentração mais adequado, principalmente para os finos. Esses pesquisadores observaram que a presença de quartzo liberado como mineral de ganga indica que a flotação é a operação de concentração mais indicada. A presença de magnetita, mesmo apenas na forma de cristais intercrescidos em grãos de hematita, sugere que a concentração pode ser feita apenas por meio da separação magnética ou com a combinação de separação magnética e flotação. A presença de gibbsita e/ou caulinita interfere em todos os métodos de concentração (gravimétrico, magnético e flotação).

A Tabela 3.4 compara a eficiência operacional para o processamento mineral com especificações dos limites de granulometria em cada equipamento de concentração convencional, incluindo a flotação (Baltar, 2010).

Diversos estudos de caracterização e concentração de minério de ferro do tipo compacto têm sido desenvolvidos no Quadrilátero Ferrífero. Vasconcelos (2012) na mina de Serra Azul, Roberto (2010) e Queiroz (2008) na mina de Brucutu, Souza (2005) na mina de Conceição, Freitas (2014) nas minas da Samarco, são alguns dos pesquisadores a tratar sobre o tema. Na mina de Casa de Pedra, um primeiro trabalho foi desenvolvido por Ribeiro (2011), focado nos itabiritos

pobres compactos, porém não foi realizada a contextualização da amostra obtida, nem sua representatividade frente ao depósito.

Tabela 3.4. Limites mínimos de granulometria em cada equipamento/processo de concentração convencional. Fonte: Baltar (2008)

MÉTODOS	SEPARADOR	TIPO	TAMANHO LIMITE (µm)	REFERÊNCIAS
FÍSICOS	GRAVÍTICO	Mesas Vibratórias	60	Peres et al., 2007
		Espiraís	50	Sampaio e Tavares, 2005
		Jigue	150	Peres et al., 2007
		Cone Reichert	50	Lins, 2004
		Meio-denso	600	Campos et al., 2004
	MAGNÉTICO	a Seco	70	Peres et al., 2007
		a Úmido	20	Peres et al., 2007
	ELÉTRICO	Eletrostático	100	Peres et al., 2007
		Eletrodinâmico	70	Peres et al., 2007
FÍSICO - QUÍMICOS	FLOTAÇÃO		10	Warren, 1984

III.16 Flotação

Segundo Chaves (2009), a flotação é um processo de separação aplicado a partículas sólidas no qual as diferenças de características de superfície entre as várias espécies presentes são

exploradas. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa (polpas) nas quais se introduz uma fase gasosa (normalmente bolhas de ar). A flotação é um dos principais processos de concentração, sendo empregado para diversas classes de minerais (sulfetos, óxidos, silicatos, fosfatos, etc).

A flotação é o resultado da influência da química das superfícies, controlada pelos reagentes, e a hidrodinâmica do sistema (Parekh & Miller, 1999; Salum et al., 1992). Filippov et al. (2014) classifica a flotação como a solução mais eficaz, tanto tecnologicamente quanto economicamente, na produção de concentrados de minério de ferro. A demanda crescente por *pellet feed* com conteúdo limitado de sílica, alumina e outras impurezas têm levado ao aumento da utilização da flotação em relação a métodos de concentração como a magnética e a gravimétrica.

Taggart (1921) definiu o termo flotação como sendo aquele utilizado em tecnologia mineral para designar o processo de separação de um dos constituintes do minério dos restantes, fazendo com aquele constituinte flutue acima da superfície da polpa que é formada por partículas minerais e água. Este processo ocorre agitando-se a suspensão, ou borbulhando-se ar através da mesma, conforme é ilustrado na Figura 3.21. Como consequência, as partículas hidrofóbicas aderem às bolhas que as transportam à superfície da suspensão. Este processo, ainda requer a produção de espuma de modo que seja criada uma interface ar-líquido de grande área que deve ser estável. Logo, para alcançar resultados satisfatórios utilizam-se espumantes e outros aditivos com finalidades diversas.

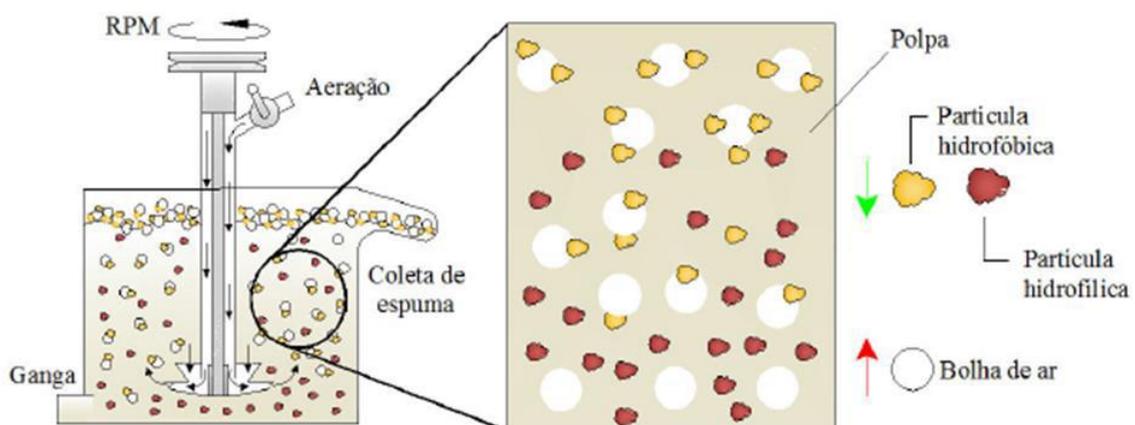


Figura 3.21. Diagrama esquemático da flotação. Fonte: Veras (2010)

Iwasaki (1983), analisando o papel estratégico ocupado pela flotação na concentração de minérios de ferro, destaca três fatores:

- Ela é o principal processo na concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- possibilita a redução dos teores de sílica de concentrados magnéticos obtidos por separação magnética, principalmente quando a liberação de quartzo fino impede o bom desempenho da separação magnética;
- é o processo mais indicado para a produção de super-concentrados, ou seja, aqueles utilizados em processos metalúrgicos como a redução direta.

Baltar (2008) relata que para ocorrer flotação são necessárias três etapas fundamentais, denominadas colisão, adesão e transporte que estão diretamente relacionadas à otimização do processo. Essas etapas da flotação dependem diretamente de fenômenos hidrodinâmicos.

Segundo Leja (1982), o tamanho máximo da alimentação para um sistema de flotação pode ser estabelecido em função do tamanho de liberação do mineral útil. Porém, em muitos casos, este tamanho é limitado pela força de adesão entre partícula e bolha, ou seja, o fluxo ascendente de bolhas não é capaz de levitar partículas muito grandes. O limite inferior da faixa granulométrica é fixado em função do tamanho em que começam a ocorrer efeitos deletérios ao sistema, como o recobrimento de partículas maiores por lamas ou o consumo excessivo de reagentes devido à grande área superficial específica das partículas menores (Monte e Peres, 2004). De acordo com Sivamohan (1990), as partículas finas podem apresentar melhor flotabilidade aumentando-se o tempo de residência e a eficiência de colisão.

As curvas de eficiência de flotação em função do tamanho de partículas têm a forma aproximada de um “sino” normalmente apresentando um máximo para um certo intervalo e ineficiência nos dois extremos, conforme a Figura 3.22.

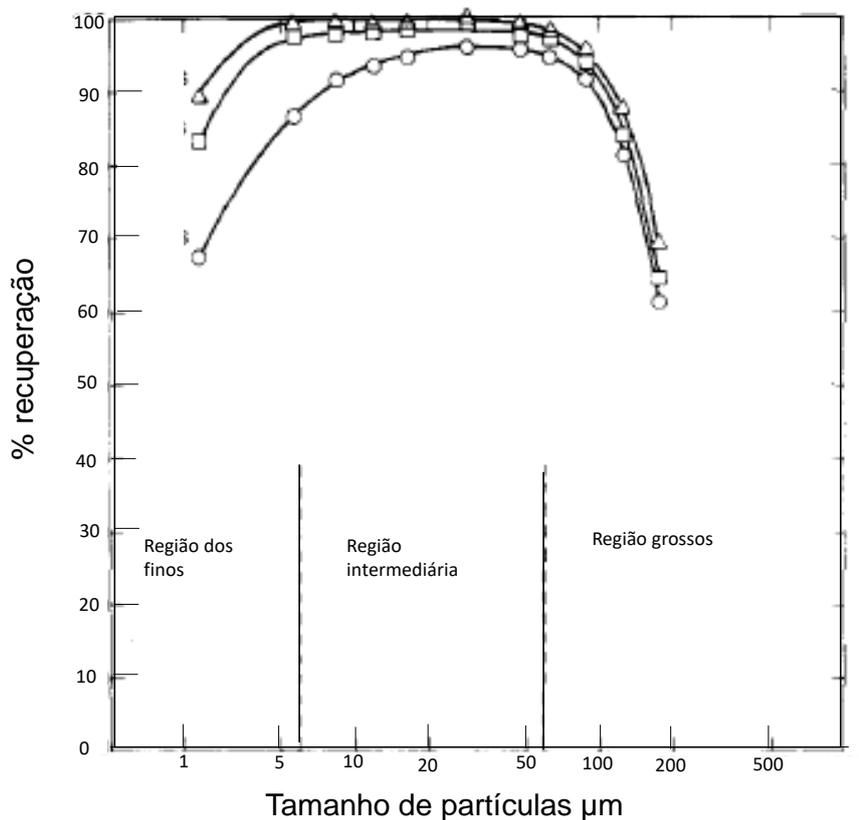


Figura 3.22. Efeito do diâmetro da partícula na recuperação e cinética de flotação, modificado de Trahar (1981)

Lima et al. (2013) relatam que a flotação de minérios de ferro é realizada com a alimentação de partículas na faixa de tamanho entre 10 e 150 µm. As lamas são normalmente removidas com o auxílio de hidrociclones e o “*top size*” é tipicamente limitado a 5-10% >150 µm. No estudo, os autores realizaram ensaios de flotação com três frações granulométricas de um minério de ferro itabirítico e concluíram que a flotação em separado das frações grossa e fina permitiu aumento de três pontos percentuais na recuperação metálica, com redução no teor de SiO₂ no concentrado, aumento de 30% na dosagem de eteramina e redução de 20% no consumo de amido de milho em comparação com a flotação em conjunto dessas frações.

Braga Júnior (2010) estudou o efeito da retirada de partículas grosseiras de quartzo antes da etapa de flotação. Os resultados da amostra peneirada em 0,150 mm apresentaram desempenho superior na flotação em relação aos obtidos com a amostra global. Teores mais baixos de sílica no concentrado, eficiência de separação mais alta, maiores valores de índices de seletividade, recuperações mássicas maiores, teores de ferro no rejeito inferiores e maior cinética de flotação foram observados.

A concentração de minérios de ferro de baixo teor iniciou-se com a flotação aniônica direta dos minerais de ferro, usando-se sulfonato de petróleo em conjunto com óleo combustível, ácidos graxos e hidroxamatos como coletores. Esse método é pouco utilizado atualmente, entrando em desuso a partir da década de 1960 (Houot, 1983). Já a flotação catiônica reversa corresponde ao método de flotação mais utilizado para a concentração de minério de ferro. Este método utiliza amina como coletor da ganga silicatada e amido como depressor dos óxidos de ferro (Houot, 1983). Ao variar o pH do meio, a amina pode se apresentar sob a forma iônica ou molecular. Os espumantes são utilizados atualmente na flotação de minério de ferro em muitos poucos casos porque a faixa de pH na qual ocorre a flotação estabiliza tanto a espécie catiônica quanto a molecular da amina, a catiônica atua como coletor e a molecular como espumante (Araujo et al., 2005). O pH ótimo para a flotação de minério de ferro encontra-se tipicamente entre 9,5 e 10,5 por ser a faixa em que a amina atua tanto como coletor quanto espumante.

Além disso, essa é a faixa em que existe maior diferença entre as cargas superficiais da hematita e do quartzo, tendo em visto os valores de ponto isoelétrico do quartzo da ordem de 2 para o quartzo e de 4,8 - 6,7 para a hematita (Fuerstenau, 2005).

Ribeiro (2011) obteve valores de 66% Fe (t) e 3% SiO₂ em Pellet Feed, por meio da otimização do uso de aminas, variando o pH e dosagem de amina. As recuperações mássica e metalúrgica chegaram a 51% e 84%, respectivamente, para o estudo do itabirito pobre compacto da mina de Casa de Pedra.

III.17 Concentração Magnética

O fenômeno que governa a separação magnética está relacionado a duas questões básicas: a primeira refere-se ao comportamento de diferentes partículas minerais quando são expostas a um mesmo campo magnético; a segunda refere-se às forças magnéticas que atuam sobre essas partículas (Mihalk, 1979).

Segundo Sampaio et al (2019) A propriedade de um material que determina a sua resposta a um campo magnético é a susceptibilidade magnética. Com base nessa propriedade, os minerais ou materiais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por esse campo.

- Minerais ferromagnéticos compreendem aqueles que são fortemente atraídos pelo ímã comum. O exemplo mais conhecido é a magnetita (Fe_3O_4).
- Os minerais paramagnéticos são fracamente atraídos pelo ímã comum e o exemplo clássico é a hematita (Fe_2O_3). Esses minerais possuem permeabilidade magnética mais elevada que a do meio circundante, usualmente, água ou ar. Além disso, concentram um elevado número de linhas de indução provenientes do campo externo.
- Finalmente, os minerais diamagnéticos possuem susceptibilidade magnética negativa e, portanto, são repelidos quando submetidos a um campo magnético. Nesse caso, além do quartzo, destacam-se: a cerussita, magnesita, calcita, barita, fluorita, esfalerita, dentre outros. Esses minerais possuem permeabilidade magnética mais baixa que a do meio circundante (usualmente água ou ar). Esse efeito diamagnético é geralmente menor que o correspondente efeito de atração dos minerais paramagnéticos.

Segundo Sampaio et al. (2010) quando se descreve um campo magnético, é comum referir-se a duas grandezas: densidade de fluxo magnético (\vec{B}) e intensidade de campo (\vec{H}), ambas medidas em Tesla (T). A primeira, \vec{B} , refere-se ao número de linhas de indução que passam através da partícula do mineral. A segunda, \vec{H} , é a força de magnetização que proporciona a passagem das linhas de indução através da partícula. Tais grandezas são vetores de campo, sendo caracterizadas não somente pela sua magnitude, como também pela sua direção no espaço, e estão relacionadas conforme a equação

$$\vec{B} = \mu\vec{H} \quad \text{Equação 08}$$

sendo μ a permeabilidade magnética do meio.

Valores para a permeabilidade magnética de alguns minerais ferromagnéticos minerais estão listados na Tabela 3.5. O mineral ferromagnético mais comum é a magnetita e, na maioria dos casos, a permeabilidade magnética de uma rocha é determinada pelo seu conteúdo de magnetita (Zhdonov e Keller, 2018).

Tabela 3.5 – Valores de permeabilidade magnética de minerais selecionados. Fonte: modificado de Zhdonov e Keller (2018)

Mineral	Permeabilidade Magnética (μ)	Mineral	Permeabilidade Magnética (μ)
Magnetita	2,5 – 16	Pirolusita	1,0013
Siderita	1,0035	Arsenopirita	1,0024
Hematita	1,0004 – 1,001	Cromita	1,0024
Ankerita	1,00025	Pirrotita	2,5
Pirita	1,000045	Ilmenita	1,36
Calcopirita	1,00035	Calcita	0,999988 – 0,999994
Malaquita	1,00035	Hornblenda	1,0015
Cassiterita	1,00038	Quartzo	0,999985 – 0,999988

A propriedade de um material que determina sua resposta a um campo magnético é a susceptibilidade magnética. Com base nessa propriedade, os minerais ou materiais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por esse campo (Sampaio et al., 2018). A susceptibilidade magnética de um mineral pode ser medida comparando o ganho de peso em um campo magnético com um padrão mineral cuja susceptibilidade é conhecida. A Tabela 3.6 apresenta a susceptibilidade magnética de minerais selecionados (Xiong et al., 2015).

Tabela 3.6 – Susceptibilidade Magnética. Fonte: modificado de Xiong et al. (2015). (*) Retirado de Dekkers (1989) e (**) Retirado de de Boer (1999)

Mineral	Susceptibilidade Magnética ($10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$)	Mineral	Susceptibilidade Magnética ($10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$)
Magnetita	625 – 1156	Feldspato	0,063
Maghemita	400 – 550 *	Calcita	0,0038
Hematita	0,6 – 2,16	Espodumênio	0,82
Especularita	3,7	Clorita	0,38 – 1,13
Goethita	0,20 – 0,40 **	Granada	0,79 – 2
Siderita	0,7 – 1,5	Biotita	0,5 – 6,5
Ilmenita	0,34 – 5,0	Olivina	0,17
Quartzo	0,0025 – 0,126	Pirita	0,34

A susceptibilidade magnética (k) se relaciona com a intensidade do campo (\vec{H}) por meio da magnetização (\vec{J}):

$$k = \vec{J}/\vec{H} \quad \text{Equação 09}$$

A relação entre a susceptibilidade magnética e a permeabilidade magnética se dá pela equação

$$\mu = 1 + 4\pi k \quad \text{Equação 10}$$

Segundo Svodoba (2004) separadores de baixa intensidade são usados principalmente para a separação de materiais ferromagnéticos ou paramagnéticos de alta susceptibilidade magnética, e também com tamanho de partícula suficientemente grossos. Esses separadores podem operar a seco ou a úmido. Separadores de alta intensidade são utilizados para o tratamento

de materiais fracamente magnéticos, grossos ou finos, via úmida ou a seco. Materiais finos e fracamente magnéticos podem ser tratados em separadores magnéticos de alto gradiente.

Existem diferentes separadores que se enquadram na classificação de separação magnética e são agrupados como separação magnética de baixa intensidade a seco ou úmido, separação magnética de baixa intensidade a seco ou úmido e separador magnético de alto gradiente. Como mencionado, existem diferentes abordagens para classificação dos separadores magnéticos e agrupamento da maioria unidades amplamente utilizadas com base na intensidade do campo magnético, conforme mostra a Figura 3.23 (Tripathy et al, 2017).

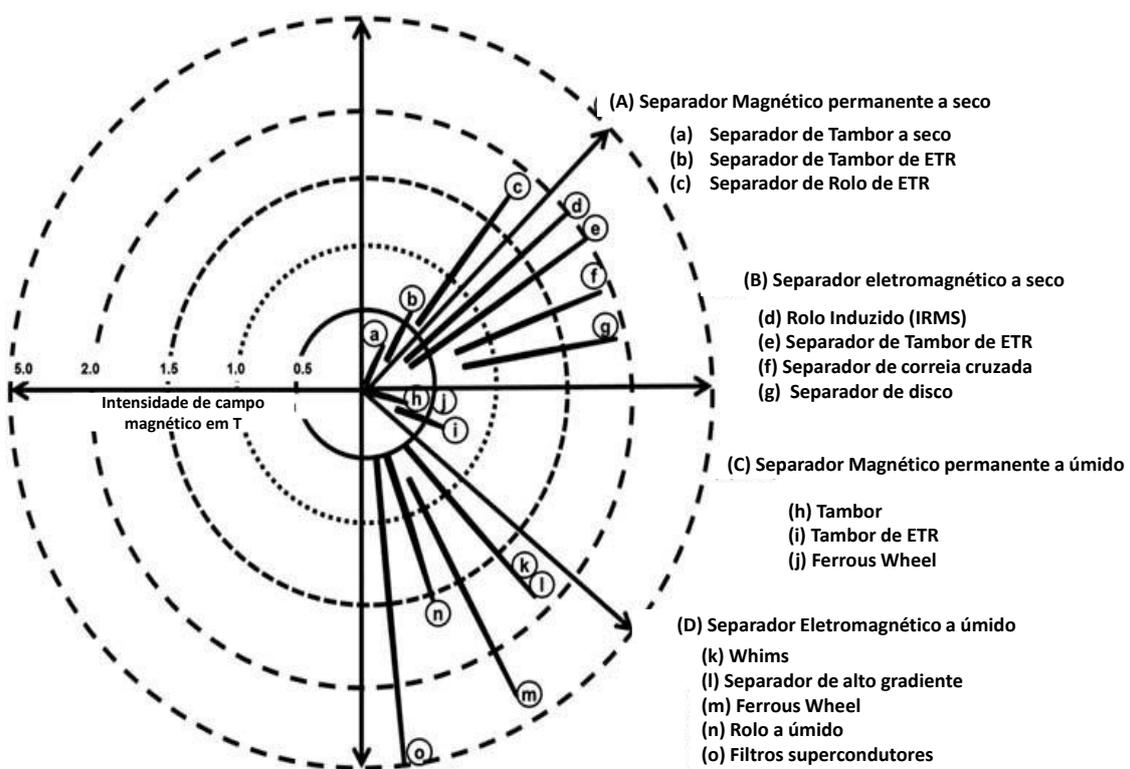


Figura 3.23. Faixa de trabalho de diferentes separadores magnéticos usados na indústria mineral. Fonte: modificado de Tripathy et al. (2015)

Os principais equipamentos de concentração magnética utilizados na atualidade na concentração de minério de ferro a úmido são: o concentrador magnético de tambor, o concentrador magnético de alta intensidade e o concentrador magnético de alto gradiente. Svodoba (2004) afirma que os separadores magnéticos de tambor são provavelmente o tipo mais

usado de equipamento de separação magnética. O design dos separadores de tambor baseia-se predominantemente com tecnologia de ímã permanente, embora os tambores eletromagnéticos também possam ocasionalmente ser encontrados na prática industrial. Os separadores de tambor são aplicados na concentração de partículas com tamanhos que variam de vários centímetros até vários micrômetros e operam no modo seco ou úmido. Enquanto ímãs de ferrita são usados em separadores de tambor convencionais de baixa intensidade, a disponibilidade e a acessibilidade recente de ímãs permanentes de terras raras resultaram na construção de poderosos separadores de tambor de alta intensidade.

Segundo Chen e Xiong (2015) os separadores magnéticos de alta intensidade estão disponíveis para a separação a seco e a úmido, sendo que os separadores magnéticos de alta intensidade a seco são aplicados comercialmente há mais de um século, em geral, para partículas magnéticas grossas. Para o tratamento de partículas finas e fracamente paramagnéticas, na prática são necessários separadores magnéticos de cada vez mais alta intensidade a úmido, os quais estão cada vez mais sendo substituídos por separadores magnéticos de alto gradiente, devido aos desenvolvimentos e aplicações dos separadores magnéticos de alto gradiente nas últimas três décadas.

Segundo Tripathy et al. (2017) a aplicação da separação magnética de alta intensidade a seco experimentou avanços tecnológicos excepcionais nas últimas duas décadas. Como consequência, novas aplicações se aproximam e os conceitos de projeto desses separadores foram desenvolvidos. A Tabela 3.7 apresenta um sumário dos separadores a seco de alta intensidade, conforme Tripathy et al. (2017).

Tabela 3.7 – Sumário dos separadores a seco de alta intensidade. Fonte: modificado de Tripathy et al. (2017)

Separador	Variáveis	Intensidade de campo (máxima)	Características	Aplicações
IRMS (Separador Magnético de Rolo induzido)	Diâmetro do rotor, Velocidade do rotor, Corrente aplicada, Gap entre o polo e o rotor.	2 T	Variação da intensidade de campo	Hematita, Cromita, Manganês, Magnesita, Dolomita, Ilmenita, Granada, Planta de rejeitos, Tungstênio, titânio
LRMS (Separador magnético elevador de rolo)	Taxa de alimentação, Posição dos Splits, Tamanho das partículas e distribuição da susceptibilidade magnética. As variáveis de IRMS também se aplicam	2 T	Baixa capacidade. Intensidade de campo pode variar. Partículas grossas acima de 3 mm e finas acima de 75 microns na alimentação. Usado como pré concentrado, scavenger e cleaner.	Ilmenita e Granada
CBMS (Separador magnético de correia cruzada)	Velocidade e espessura da correia, corrente aplicada, além das variáveis de LRMS que também se aplicam.	2 T	Na maioria das vezes usado como estágio de cleaner na separação.	Columbita, Cobalto, LD slag, Albita e Minério de Ferro
Separador magnético permanente de rolo / rolo de terras raras	Diâmetro do rolo, espessura da correia, intensidade de campo do rolo, velocidade do rolo, posição dos splits, taxa de alimentação, PSD e susceptibilidade magnética na alimentação e espessuras dos discos no rolo	1.6 T	Usado em diferentes estágios da separação	Carvão, Sílica, Wollastonita, Diamante, Feldspato, Ilmenita, Bauxita, Manganês e Minério de Ferro*

Queiroz (2008) estudando a mina de Brucutu distinguiu três grandes grupos de partículas em termos de “massa magnética” e seleção de equipamentos de concentração magnética:

- Partículas com elevada massa magnética, maior que 30% em volume: nestes casos, equipamentos de baixa intensidade de campo, devem ser utilizados. Este grupo é definido pela presença de magnetita pouco alterada.

- Grupos com massa magnética entre 5% e 30% em volume. Nestes casos, equipamentos de média intensidade de campo, devem ser utilizados. Este grupo é definido pela presença de martitas e outras associações de magnetitas/hematitas.
- Partículas com baixa massa magnética menor que 5% em volume. Nestes casos, equipamentos de alta intensidade de campo, devem ser utilizados.

Ainda que não se constitua em uma regra rígida, pode-se tabular quais tipos de partículas minerais, em princípio sem associação mineral, poderiam ser recuperadas frente a determinados campos magnéticos produzidos por alguns equipamentos clássicos (Tabela 3.8).

Tabela 3.8: Partículas minerais recuperadas frente a determinados campos magnéticos, Fonte: Queiroz, (2008)

TIPO DE EQUIPAMENTO	FABRICANTE	CAMPO MAGNÉTICO (gauss)	MINERAL	ENTUPIENTOS
Tambor	INBRÁS	1.800	Magnetita	Não
Tambor	INBRÁS	6.000	Magnetita	Não (se reliquiar) / Sim (se preservada)
			Hematita Martítica com magnetita reliquiar até 30% do volume, correspondendo até 30% da massa de população de partículas a serem concentradas.	Não (respeitando a descrição ao lado) Sim (se este tipo de partícula for até 30% da massa da população de partículas)
WHIMS	INBRÁS GAUSSTEC	Acima de 9.000	Magnetita	Sim (em qualquer população)
			Hematita Martítica	Não (se não houver magnetita reliquiar) Sim (se houver magnetita reliquiar)
			Goethita	Não
			Hematita	Não (se não houver magnetita reliquiar) Sim (se houver magnetita reliquiar)

Na mina Casa de Pedra, a magnetita é o principal exemplo de mineral ferromagnético e a hematita o principal exemplo de mineral paramagnético. O quartzo e os carbonatos, calcita e dolomita, são os principais minerais diamagnéticos (Ribeiro, 2011).

Diversos outros autores trabalharam com concentração magnética e os alguns resultados e observações pertinentes à concentração magnética de minério de ferro são apresentados a seguir.

Segundo Roberto (2010) minérios tipicamente especularíticos tendem a apresentar quartzo com inclusões de hematita. Este tipo de associação faz com que o quartzo venha a ser recuperado (arrastado) para o concentrado no caso de concentração magnética de alta intensidade de campo. De fato, na prática industrial observa-se o arraste de partículas de baixa susceptibilidade magnética para o produto magnético em função de associações minerais com a magnetita. Tem-se uma quantidade significativa de hematita no produto magnético de média intensidade em função da associação de partículas minerais com magnetita e de arraste mecânico. A presença de quartzo no produto magnético ocorre mais frequentemente na concentração de intensidade média de campo, para partículas de tamanho entre 0,71 e 0,15 mm. Na concentração de alta intensidade de campo, observa-se que o arraste está presente, mas a concentração de quartzo guarda uma correlação direta com a quantidade de quartzo presente na alimentação dos equipamentos (Roberto, 2010).

Segundo Chen et al. (2009) a separação magnética de alta intensidade é uma alternativa para o processamento de minerais fracamente magnéticos, como a hematita. A etapa de separação magnética foi alimentada com o rejeito gerado no beneficiamento de minério de ferro com 28,8% de Fe produzindo um concentrado com 54,4% de Fe com uma recuperação metálica de 35,9%.

Mishra et al. (2007) realizaram estudos de caracterização mineralógica e tecnológica de uma amostra de minério de ferro contendo os seguintes teores: 38%Fe, 45% SiO₂ e 0,5% Al₂O₃ da jazida BHQ em Karnataka, na Índia. Por meio de difração de raios-X, os autores verificaram que os minerais associados na amostra foram: magnetita, hematita e quartzo, sendo que, por meio de microscopia ótica (MO), constatou-se que a amostra necessitava ser moída a frações muito finas para alcançar a liberação dos minerais de ganga. Segundo os pesquisadores, os resultados indicaram que o minério poderia ser beneficiado para gerar finos com 66% de Fe para produção de *pellet feed* por meio de cominuição abaixo de 0,054 mm, seguida de flotação direta em coluna. Entretanto, a utilização de concentração magnética (WHIMS) gerou produto com teor de Fe igual a 63%; porém, com a combinação de etapas de médio e alto campo magnético foi possível gerar concentrados com teores de Fe (t) variando de 64 a 66%.

Diferentes rotas de processo foram estudadas por Vieira (2008) a partir de uma amostra representativa do rejeito da flotação mecânica da Samarco Mineração, que continha 11,0% de ferro, P80 e P50 de 116 μ m e 63 μ m, respectivamente. Neste trabalho, o pesquisador verificou a possibilidade de produzir um pellet feed com 1,0% de sílica por meio do estudo de rotas envolvendo: concentração magnética utilizando Minimag (WHIMS), concentração magnética utilizando SLon, flotação reversa e flotação direta, cuja finalidade foi obter um concentrado rougher com teor e recuperação metálica de Fe maior que 34% e 80%, respectivamente. De acordo com o pesquisador, a utilização de concentradores eletromagnéticos de carrossel como etapa rougher e cleaner não produziu um concentrado final com teor de sílica menor que 1%, uma vez que os resultados do MEV mostraram partículas de quartzo com inclusões de hematita nas frações +0,037mm e -0,037mm no concentrado obtido pelo Minimag (WHIMS). Entretanto, a utilização destes concentradores como etapa *rougher* e colunas de flotação como etapa *cleaner* foi a melhor rota de processo estudada, sendo possível produzir um *pellet feed* com 1,0% de sílica e um alto teor de hematita especular.

IV. MATERIAIS E MÉTODOS

Neste capítulo é apresentada a metodologia seguida no trabalho, que se inicia com a amostragem dos incrementos na mina dos ICS, representativa do plano de lavra dos próximos 40 anos. Esses itabiritos, após serem amostrados e devidamente preparados, foram submetidos a análises granulométricas, análises químicas por fluorescência de raios-X (FRX), difratometria de raios-X (DRX), análises ao microscópio óptico (MO), microscópio eletrônico de varredura (MEV) e definição do grau de liberação. Essas amostras também submetidas a testes de moagem, deslamagem e de flotação em escala de laboratório, além de ensaios de concentração magnética a seco. Os ensaios para caracterização química e mineralógica, bem como os de concentração, foram realizados conforme fluxograma apresentado na Figura 4.1.

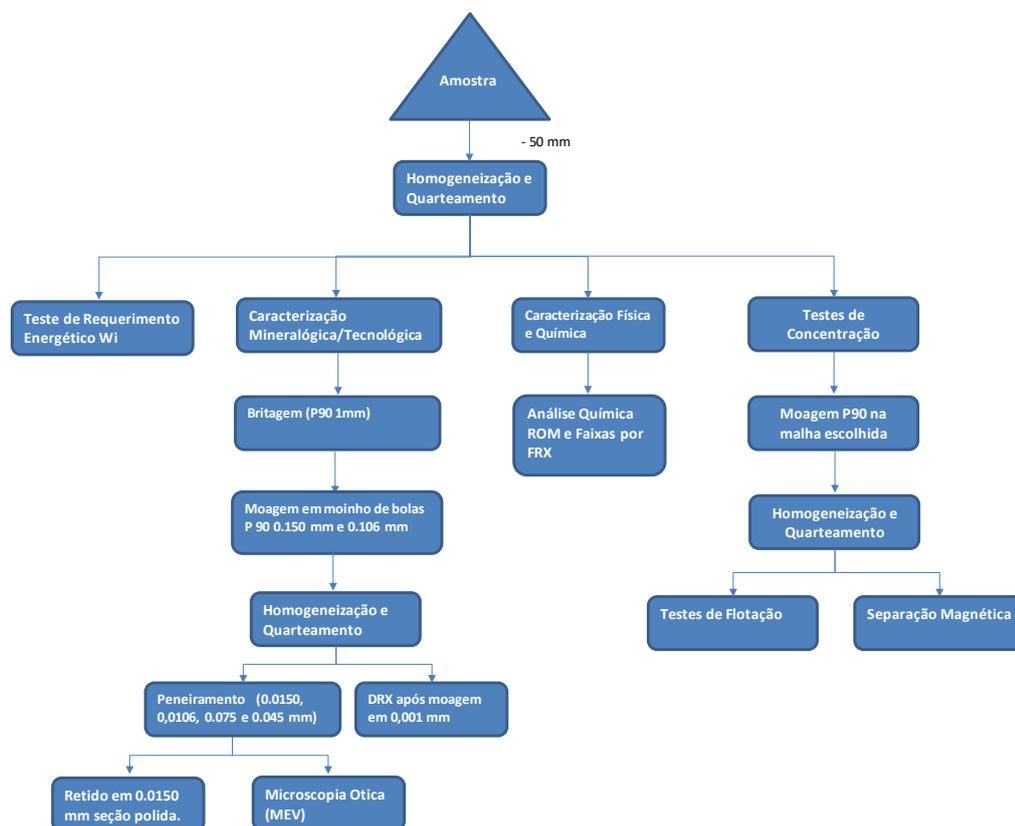


Figura 4.1 – Fluxograma de processamento das amostras

IV.1 Coleta de amostra

Na seleção das amostras optou-se por escolher itabiritos representativos do plano de expansão (MasterPlan), considerando o aproveitamento de itabiritos de baixo teor oriundos de diversas regiões da mina. Como os itabiritos não se encontram aflorantes foi preciso buscar locais da mina que apresentam características químicas e granulométricas correspondentes.

Para a escolha das amostras de itabiritos representativas do ROM que alimentará a planta de itabiritos, uma busca com o software Datamine Studio RM, versão 6.7.1, foi realizada, adotando o procedimento descrito a seguir, e que pode ser visualizada no Anexo B:

- Arquivos de Entradas: Pit da cava com o plano de lavra entre os anos de 2024 a 2053;
- Banco de dados dos Furos de sondagem;
- Topografia atualizada da mina.

Dentro do programa, utilizando a função *Selwf*, foram interceptados os furos dentro da cava projetada de lavra, conforme a figura no Anexo B, e as características químicas e granulométricas dos intervalos de ICS, cortados pelo sólido de lavra, foram então definidas para nova etapa de busca.

Como a quantidade de massa reserva oriunda dos intervalos amostrados é pequena, e os testes de variabilidade com essas reservas se encontram sob a responsabilidade da equipe de processos, uma busca por ICS aflorante no modelo de curto prazo na mina foi realizada, e posteriormente, uma busca por pontos de ICS aflorantes com teores e granulometria semelhantes aos presentes nos furos definiu as regiões de onde extrair a amostra (Anexo B). Essa metodologia foi adotada para que os teores e faixas granulométricas testadas possam representar as amostras de furos de sonda.

As alíquotas foram coletadas na mina, conforme ilustrado nas Figuras 4.2 a 4.6, e cada uma foi analisada separadamente para que a composição do *blend* pudesse ser definida.



Figura 4.2 – Retirada da amostra de ICS da frente de lavra 7K. Coordenadas: 612501 E 7736288 N



Figura 4.3 – Retirada da amostra de ICS da frente de lavra 10K. Coordenadas: 612432 E 7736684 N



Figura 4.4 – Retirada da amostra de ICS da frente de lavra 11F. Coordenadas: 611557 E 7736689 N



Figura 4.5 – Retirada da amostra de ICS da frente de lavra 9M. Coordenadas: 612677 E 7736429 N



Figura 4.6 – Retirada da amostra de ICS da frente de lavra 14G. Coordenadas: 612260 E 7737552 N

O *blend* (Figura 4.7) efetuado foi definido com as características químicas e granulométricas oriundas da análise do *Master Plan* para o ICS contida no plano de lavra. Sendo assim, foi possível, garantir a representatividade da amostra trabalhada.



Figura 4.7 – Homogeneização das alíquotas no galpão de Geologia da Mina de Casa de Pedra

IV.2 Preparação Física

Para a geração das alíquotas dos testes foi seguida a preparação física conforme fluxograma apresentado na Figura 4.1. Assim, a amostra enviada ao laboratório físico foi homogeneizada e quarteada (Figura 4.8) para geração das alíquotas referentes a cada linha de testes: caracterização, concentração, testes de requerimento energético e caracterização mineralógica.



Figura 4.8 – Quarteador rotativo utilizado para homogeneização e quarteamento das alíquotas

O material originalmente foi peneirado em peneira quadrada de abertura de 50 mm (Figura 4.9), e todo o material retido foi britado para seguir no fluxograma. Após todo material passar na peneira de 50 mm, as alíquotas dos testes foram separadas, a saber: 50% da massa destinadas para os testes de concentração, 25% para o teste de requerimento energético, 12,5% para caracterização mineralógica e 12,5 % para análise granuloquímica. Cada uma das alíquotas foi destinada para a preparação física necessária para as etapas posteriores.



Figura 4.9 – Fração retida na peneira de 50 mm

IV.3 Análise Granulométrica

Para a análise granulométrica das amostras, o peneiramento a seco foi realizado com uma série de peneiras Tyler, conforme sequência pré-definida: 50,8 mm (2"), 25,4 mm (1"), 12,4 mm (½"), 6,35 mm (¼"), 4,00 mm (5#), 2,00 mm (10#), 1,00 mm (18#), 0,500 mm (32#), 0,250 mm (60#), 0,150 mm (100#), 0,106 mm (150#), 0,074 mm (200#), 0,053 mm (270#) e 0,045 mm (325#). A fração passante em 100# foi quarteada e uma alíquota de 1 kg foi retirada para a continuidade do peneiramento, em peneiras circulares.

IV.4 Análise Química

Análises químicas foram realizadas por meio de espectrometria de fluorescência de raios-X em equipamento da marca Panalytical (Figura 4.10). As análises foram realizadas para os materiais provenientes das análises granulométricas, e para todas as alíquotas dos testes de concentração. Essas análises foram realizadas com o propósito de determinar os teores dos

principais óxidos, tendo sido analisados os componentes SiO_2 , Fe (t), Al_2O_3 , CaO, P, Mn, CaO, MgO e TiO_2 . Foi realizada a leitura via pastilha fundida (Figura 4.11) para todas as alíquotas analisadas.



Figura 4.10 – Equipamento de Fluorescência de raio-X, localizado no laboratório químico da Mina de Casa de Pedra



Figura 4.11 – Pastilhas fundidas preparadas para a análise química

O ensaio de perda ao fogo, realizado em mufla a 1000° C, forneceu informações relativas à presença de voláteis no material amostrado. O ensaio consistiu, inicialmente em secagem da amostra em 100°C, e posteriormente submeter uma massa representativa da amostra, contendo aproximadamente 1g, a temperaturas crescentes até atingir 1000°C, a uma taxa de aquecimento de 10°C/min com um tempo de residência de 20 min. O teor de perda ao fogo foi determinado em forma percentual por diferenças de massa antes e após a realização da calcinação, por meio da expressão:

$$PF(\%) = 100 \frac{(MCA-MCC)}{(MCA-MCV)} \quad \text{Equação 08}$$

sendo:

MCV= massa do cadinho vazio, em gramas;

MCA= massa do cadinho mais a massa da amostra, em gramas;

MCC= massa do cadinho mais a amostra após calcinação, em gramas.

IV.5 Análise Mineralógica

Para caracterização mineralógica dos minérios foram utilizadas a difração de raios-X, a microscopia ótica, bem como a microscopia eletrônica de varredura (MEV) para determinação do grau de liberação. As amostras de caracterização mineralógica foram preparadas conforme fluxograma apresentado na Figura 4.1. Toda a massa foi britada em 1 mm e subdividida para alíquota de DR-X e alíquota de MEV/MO.

IV.6 Difratomia

A alíquota foi moída abaixo de 45 µm (325#), em moinho de bolas e uma alíquota de aproximadamente 50 g foi enviada para a preparação final e confecção da lâmina para leitura. Com o objetivo de identificar e quantificar os principais minerais e suas fases dos diferentes minérios de ferro, as amostras não passaram por nenhum processo de separação ou concentração, como sugerem Neumann et al. (2010).

As alíquotas para análise quantitativa por DRX foram quarteadas em quarteador rotativo, e uma alíquota retirada para moagem via McCrone Micronizing Mill por 15 minutos, depois secas em 60° C, desagregadas, montada no suporte do tipo backload (para redução de orientação preferencial), conforme Figura 4.12, e analisada no difratômetro de raios-X.

As análises por DRX, pelo método do pó, foram executadas em um equipamento D2 PHASER da Bruker, localizado no laboratório Nanolab (Redemat), da Universidade Federal de Ouro Preto (Figura 4.13) nas seguintes condições de operação: radiação Cu K α (30kV/30mA), com passo de 0,02° 2 Θ , tempo de contagem de 184 segundos por passo com detector linear sensível à posição do tipo silicon drift LynxEye, coletados de 5 a 85° 2 Θ . A interpretação qualitativa de espectro foi efetuada por comparação com padrões contidos no banco de dados relacional PDF2 (ICDD, 2012) em software Bruker DiffracEVA. O tempo total de aquisição de cada espectro, para esta etapa do trabalho, foi de aproximadamente 60 minutos.

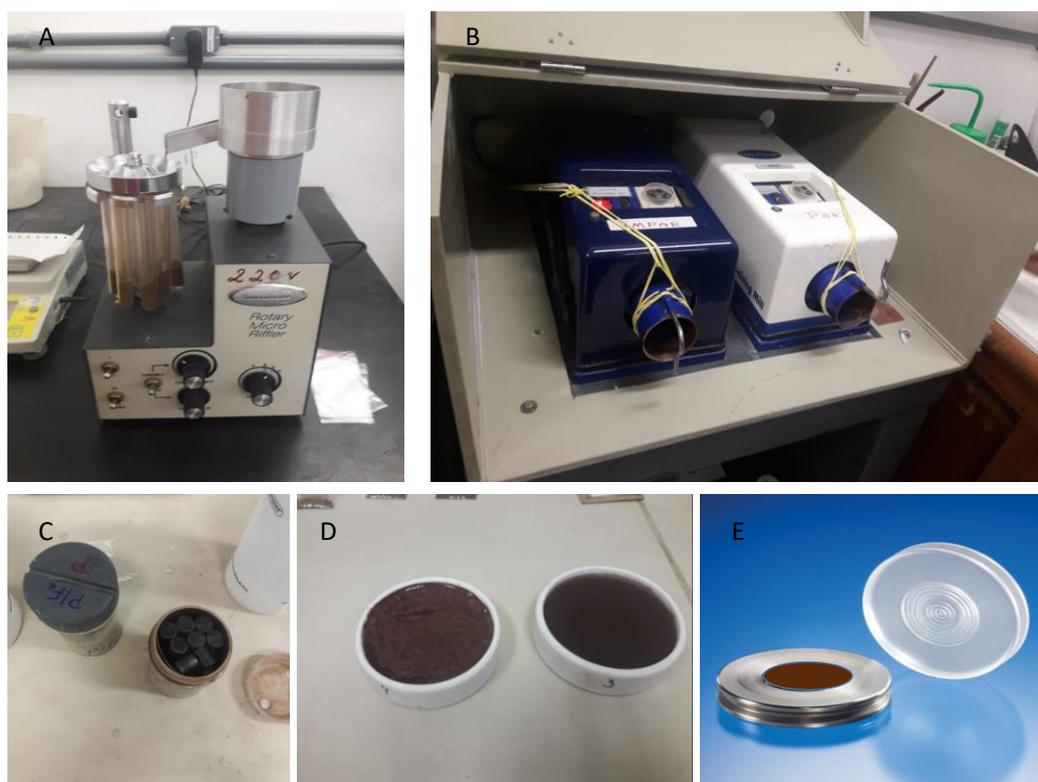


Figura 4.12- Quarteamento de amostra (A), McCrone Micronizing Mill (B), Jarros com meio moedor de ágata (C), amostras após pulverização (D), suporte da amostra (E)

A quantificação dos minerais foi realizada pelo método de refinamento de espectro multifásico total de difração de raios-X, mais conhecido como método de Rietveld (Neumann et al., 2010), usando o programa Topas V.4.2. Esta caracterização foi realizada no Centro de Tecnologia Mineral (CETEM).



Figura 4.13 – DRX D2 Phaser, instalado no Nanolab (UFOP)

IV.7 Microscopia Eletrônica de Varredura

Para caracterização do espectro de liberação do minério foi utilizada a microscopia eletrônica de varredura (MEV). Inicialmente foram moídas duas amostras, objetivando atingir valores de P90 de 0,150 mm e de 0,106 mm, as quais foram peneiradas nas faixas: +0,150 mm; 0,150 x 0,106 mm; 0,106 x 0,075 mm; 0,075 x 0,044 mm, para que fosse realizada a caracterização mineralógica, sendo realizado embutimento em resina de sete amostras. Após o embutimento, as amostras foram desbastadas e polidas com suspensões de diamante de 3 e 1 μm . Esse trabalho foi realizado na politriz automática Struers Tegra localizada no setor de caracterização Tecnológica do CETEM / MCT (Figura 4.14).

As seções polidas assim obtidas foram recobertas com carbono por evaporação do elemento, tornando-se adequadas para a aquisição de imagens no microscópio eletrônico de varredura.

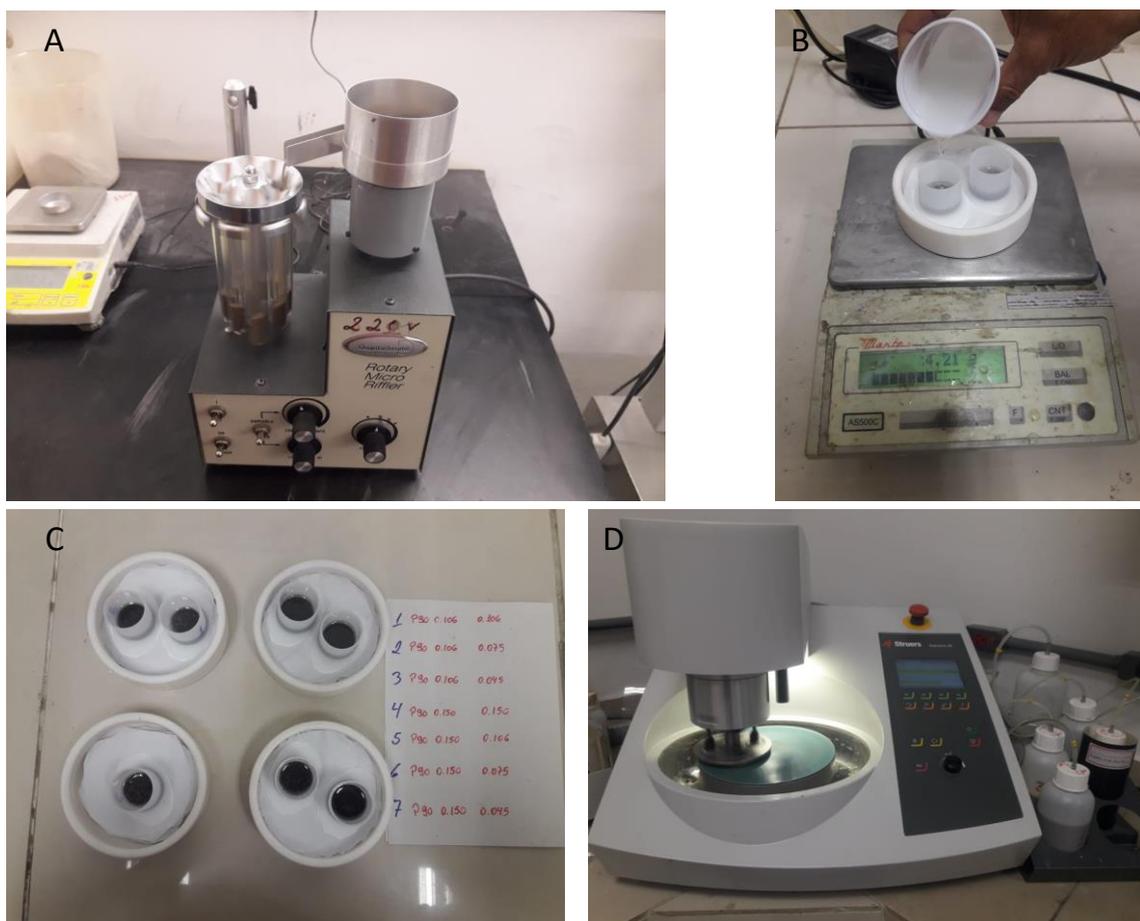


Figura 4.14- Quarteamento de amostra (A), embutimento em resina (B), amostras embutidas (C), desbaste e polimento (D)

As análises foram efetuadas em microscópio eletrônico de varredura FEI Quanta 400 com um sistema de microanálise química por dispersão de energia (EDS) Bruker Quantax 800 acoplado (Figura 4.15). As composições químicas quantitativas dos minerais foram medidas por EDS, no sistema Bruker Quantax, sendo utilizado o padrão de cobre para a calibração. As imagens do MEV foram geradas predominantemente por detector de elétrons retro-espalhados (*backscatter electrons detector* - BSD).



Figura 4.15- Microscópio eletrônico de varredura FEI Quanta 400 instalado no CETEM

Após a aquisição, as imagens foram trabalhadas em ambiente Fiji, para interpretação das etapas de pós-processamento com as imagens obtidas no MEV, conforme Figura 4.16, e posterior quantificação do espectro de liberação, gerando 12 classes de teor volumétrico para as fases ferrosas (hematita/magnetita).

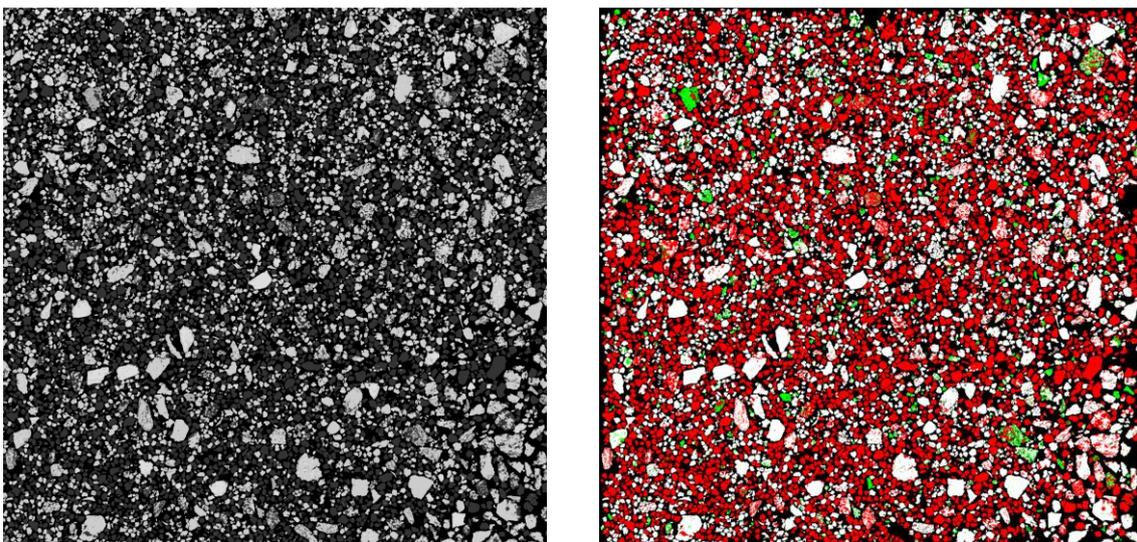


Figura 4.16- Fotomosaico criado em tons de cinza, com a individualização das partículas (esquerda). Cores falsas atribuídas as partículas de quartzo (vermelha), goethita (verde), com hematitas e magnetitas (branco)

IV.8 Microscopia Ótica de Luz Refletida

Donskoi et al. (2016) apontam que a MOLR apresenta melhor capacidade de identificação dos diferentes óxidos e oxihidróxidos de ferro de composição química semelhante como hematita, magnetita, maghemita e goethita.

A preparação do material para a realização da análise mineralógica em microscópio óptico de luz refletida (MOLR) envolveu embutir em resina epóxi e polimento em politriz manual gerando a seção polida de grãos. O método utilizado para a quantificação mineralógica foi a estimativa percentual da área ocupada por cada mineral identificado no campo visual analisado, por meio da contagem por área, dividindo-se o campo visual em subcampos de igual percentual em área e em seguida, a conversão para 100% da seção polida. O material foi inicialmente britado abaixo de 1 mm e, posteriormente, moído em P90 igual a 0,150 mm. Uma fração do retido na peneira foi preparada para análises por microscopia ótica.

A contagem foi feita por áreas e assim, obtido a distribuição dos minerais presentes.

Análises por microscopia óptica de luz transmitida (minerais transparentes) e de luz refletida (minerais opacos) foram utilizadas na identificação dos minerais em microscópio Leica DM2500 P com câmera DFC290 acoplada, conforme ilustra a Figura 4.17.



Figura 4.17 – Microscópio Ótico LeicaDM250P com câmera acoplada.

IV.9 Teste de Requerimento Energético (WI de Bond)

A determinação do índice de trabalho foi feita a partir de um teste padronizado por Bond (1952). A amostra foi britada em 3,35 mm. Para diminuir a produção de finos, é recomendável que a britagem seja realizada em etapas cuidadosas, estagiadas, incluindo a utilização de britador de rolos. A preparação da alimentação para o teste deve-se realizar em circuito fechado com peneira de 3,35 mm para minimizar a produção de finos. O produto da britagem foi peneirado e empacotado por agitação em um cilindro graduado de 1000 ml. A massa referente ao volume de 700 ml é inserida no moinho, onde a moagem é conduzida em via seca visando atingir uma carga circulante de 250%.

O moinho utilizado com dimensões de 12 polegadas de diâmetro e 12 polegadas de comprimento (305 mm) (Figura 4.18), com extremidades arredondadas e revestimentos lisos, exceto por uma porta de inspeção de 4 polegadas x 8 polegadas para carregamento. O moinho é equipado com contador de giros e operou a uma frequência de 70 rpm.



Figura 4.18- Moinho de bolas utilizado no teste de Wi.

A carga de moagem consistiu de 285 bolas de aço, pesando 20.125 g. A distribuição do tamanho bolas é apresentada na Tabela 4.1. Os testes foram executados conforme proposição de Bergstrom (1985), com o escalpe dos finos e o seu resultado interpretado conforme o estudo apresentado por Tavares et al. (2012).

Tabela 4.1: Distribuição de bolas para carga no moinho no ensaio de moabilidade de Bond em moinho de bolas

Número de bolas	Diâmetro, pol. (mm)
43	1,45 (36,8)
67	1,17 (29,7)
10	1 (25,4)
71	0,75 (19,0)
94	0,61 (15,5)

IV.10 Testes de concentração

Após a determinação do grau de liberação, a alíquota inicialmente destinada para a rota dos testes de concentração foi moída em moinho de bolas até P90 de 0,106 mm, e posteriormente, homogeneizada e quarteada. A amostra, de aproximadamente 75 kg, já se encontrava previamente toda cominuída abaixo de 12,5 mm. Assim, a amostra foi submetida a um quarteamento para retirada das alíquotas para moagem, análise química global e análise granulométrica inicial nas malhas 12,5 - 9,5 - 6,35 - 4,75 - 3,35 - 2,00 - 1,00 - 0,500 - 0,300 - 0,150 - 0,106 - 0,075 - 0,053 - 0,045 - 0,038 mm, na qual foi observado que a mesma apresentou 65,7 % acima de 0,106 mm.

Após determinação do tempo de moagem (15 minutos) a amostra foi toda moída em moinho de bolas até ficar com aproximadamente 90% passante em 0,106 mm. Posteriormente a amostra foi quarteada, sendo 30 kg reservados para simular a rota da planta central (Anexo C) e 25 kg reservados para simular rota de separação magnética a seco (Anexo C) 20 kg de material foram arquivados, em caso de necessidade de repetição de algum teste.

Os testes de flotação e rota de separação magnética a úmido foram executados no laboratório de processos das CSN Mineração e os testes de separação a seco no laboratório Prosper, localizado no Rio de Janeiro.

O Índice de Minério de Ferro da Platts, ou IODEX, é uma avaliação de referência do preço à vista do minério de ferro físico. A avaliação é baseada em uma especificação padrão de finos de minério de ferro com 62% de ferro, 2,25% de alumina, 4% de sílica e 0,09% de fósforo, entre outros elementos de ganga. Portanto, os testes efetuados nas rotas de concentração buscaram atingir o valor mínimo de produto de 62% Fe (t).

IV.11 Flotação

Os testes de flotação seguiram o padrão empregado pela CSN Mineração na avaliação das pilhas de minério. Neste procedimento, as amostras passam por etapas de deslamagem, flotação e concentração magnética dos rejeitos oriundos da etapa de flotação. É realizada ainda a concentração magnética do *overflow* oriundo da deslamagem, objetivando assim, um incremento ainda maior nas recuperações de massa e metalúrgica no teste. Para o teste, foi utilizada célula CDC- modelo EEPN 1000 (Figura 4.19).

Após a moagem a amostra foi homogeneizada em polpa no tanque de ciclonagem para retirada de uma alíquota para determinação da porcentagem de sólidos, análise química global e

análise granulométrica. A deslamagem foi realizada com densidade de polpa igual a 1,30 (1ª etapa) e 1,20 (2ª etapa) a partir das quais obteve-se o *underflow* e o *overflow* convencional. O *underflow* convencional foi direcionado para a flotação.



Figura 4.19- Célula de bancada CDC, utilizada nos testes de flotação (A). Coleta de SiO₂ flotado (B). Concentrado deprimido após a secagem (C)

Os parâmetros utilizados no teste incluíram: dosagem de depressor (amido de milho) igual a 544 g/t e de amina igual a 70g/t; aeração: 3,5 l/min; frequência de rotações da célula: 1400 rpm; pH inicial: 7,4, pH de condicionamento de 11,0; pH de flotação:10,7 e pH final:10,6.

O *overflow* convencional foi direcionado para deslamagem de ultrafinos com a densidade de polpa tal qual onde obteve-se o *underflow* de ultrafinos que foi submetido ao teste de separação magnética de ultrafinos *rougher*, gerando o concentrado *rougher* final e rejeito *rougher*. Este último foi então enviado para a etapa *scavenger*, a qual foi responsável pela geração do concentrado e rejeito *scavenger* final.

A Tabela 4.2 apresenta os parâmetros utilizados nos testes de concentração magnética dos ultrafinos. O rejeito da flotação, para finalizar a rota de tratamento via planta central, foi encaminhado para a concentração magnética CMAI II (Figura 4.20), sendo os parâmetros do CMAI apresentados na Tabela 4.3.

Tabela 4.2: Parâmetros utilizados nos testes de concentração de ultrafinos por separação magnética a úmido

Etapa	% sólidos na alimentação	Pressão média de água (kgf/cm ²)	Pressão de água de concentração (kgf/cm ²)	Rotação (rpm)	Campo (Gauss)	Matriz (mm)
Rougher	40	0,5	4,5	4	10000	2,5
Scavenger	25	2,5	4,5	4	9000	2,5

Tabela 4.3: Parâmetros utilizados no teste de concentração do rejeito da flotação.

% sólidos na alimentação	Água conc. (kgf/cm ²)	Rotação (rpm)	Água média (kgf/cm ²)	Campo (Gauss)	Matriz (mm)	Taxa (t/h)
25	4,5	4	1,5	10000	2,5	240



Figura 4.20- Equipamento CMAI modelo Gaustec, instalado no laboratório de processos da CSN Mineração (A).
Condicionamento da polpa (B). Medição da vazão (C). Recuperação do concentrado e Rejeito (D)

IV.12 Concentração magnética a seco

Os testes de concentração magnética em equipamento de laboratório foram realizados em rolo magnético com duas intensidades de campo (baixa ~2000 G e alta ~8500 G) com o material com e sem deslamagem. Em cada passagem no equipamento é gerada uma fração magnética, uma mista e uma não magnética, conforme pode ser observado na Figura 4.21. Nos testes, a fração magnética foi retirada, e a alimentação da etapa posterior foi realizada com o *blend* entre a fração mista e a não-magnética, representando um estágio de concentração *scavenger*.

Como a granulometria estava muito fina, e no laboratório de teste não havia um aeroclassificador disponível, o material foi deslamado em peneira de nylon de 0,02 mm, por peneiramento a úmido, simulando uma deslamagem em aeroclassificador de boa eficiência.



Figura 4.21 – Separador de rolos de ímas permanentes de baixa e alta intensidade. Vista Frontal (A); vista Lateral (B)

Como foi identificada a presença de material com alta susceptibilidade magnética nas amostras (magnetita e/ou maghemita), os testes iniciaram sempre com a separação prévia em rolo de baixa intensidade, e assim foi possível produzir um concentrado *rougher* de alto teor. As demais etapas de separação foram efetuadas em rolo de alta intensidade, sempre realizando etapas de separação *scavenger* com o rejeito da etapa anterior, objetivando a maior remoção de material contendo ferro.

A frequência de rotações do rolo magnético, controlada por inversor de frequência, foi reduzida a cada nova etapa de separação, fazendo com que a força magnética atuante sobre as partículas seja intensificada, tendo em vista que as etapas de *scavenger* foram realizadas em rolo de alta intensidade. Com menores frequências de rotações as intensidades de campo são maiores, porém com o sacrifício da seletividade. Assim, as etapas *scavenger* iniciam na maior frequência de rotações e diminui sucessivamente, conforme pode ser observado na Tabela 4.4.

A taxa de alimentação dos testes foi fixada em 7,5 t/h, sendo essa mantida constante durante os testes. Quanto à posição dos desviadores (*flaps* de corte), os mesmos, foram mantidos posicionados a 1 mm da lona em todas as etapas dos testes, detalhe do flap pode ser visto na Figura 4.22.

Tabela 4.4: Parâmetros utilizados nos testes de concentração a seco

Parâmetros dos Testes de Concentração a seco	
Taxa	7,5 t/h
Ø rolo	100 mm
Intensidade campo	2000 G
Intensidade de campo de alta	8500 G
Frequencia de rotações etapa Rougher	637 rpm
Frequencia de rotações etapa Scavenger 01	778 rpm
Frequencia de rotações etapa Scavenger 02	708 rpm
Frequencia de rotações etapa Scavenger 03	637 rpm
Flaps	1 mm



Figura 4.22 – Detalhe do *flap* de corte do separador magnético a seco. O ajuste na distância é feito rotacionando os parafusos em destaque.

IV.13 Levantamento de dados históricos

Para consubstanciar as análises dos resultados gerados nesta pesquisa, foram levantadas informações referentes a dados petrográficos, realizados em campanhas de anos anteriores e que constam no arquivo da CSN mineração. Além disso, em paralelo a este estudo, estão sendo conduzidos pela gerência de processos testes de variabilidade com os itabiritos da mina de Casa de Pedra. Uma etapa destes testes consiste em realizar ensaios seguindo uma rota de concentração similar ao padrão da CSN, com deslamagem e flotação. Os resultados destes testes são aqui comparados com aqueles gerado no presente trabalho, tendo em vista que a variabilidade da alimentação dos testes com os furos é maior do que a do presente estudo.

V. RESULTADOS E DISCUSSÕES

V.1 Análise dos Dados de furos de sondagem

Os dados apresentados nessa seção foram gerados pela gerência de processos da CSN Mineração, e são referentes a estudos com as reservas de furos de sondagem que estão compreendidos dentro das regiões que serão lavradas para o ROM da usina de itabiritos.

Os testes estão na fase inicial, e alguns resultados dos testes de concentração com etapas de moagem, deslamagem e flotação estão apresentados a seguir. A Figura 5.1, apresenta o resultado da concentração dos itabiritos compactos silicosos nas etapas de flotação *rougher* e *scavenger*. Neste teste, não foram simulados cenário com concentração magnética.

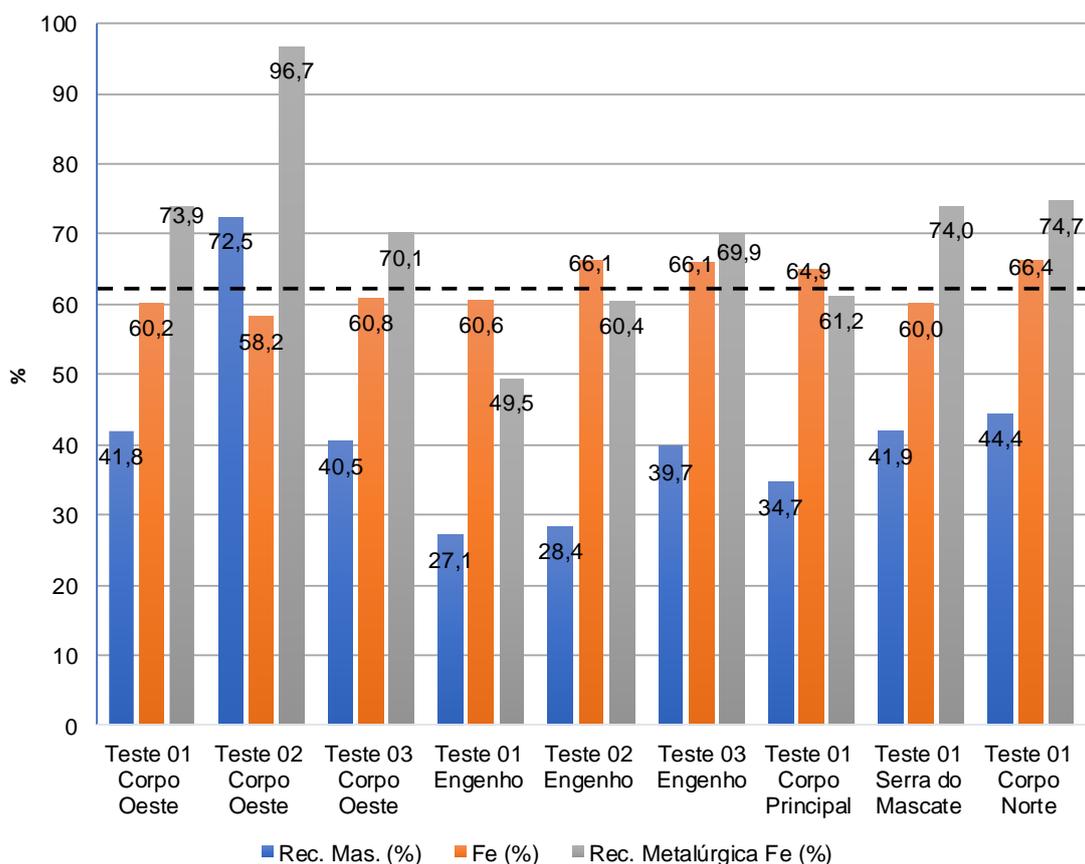


Figura 5.1 – Resultados dos testes de flotação com as reservas de furos de sonda

Os resultados obtidos com a amostra de teste 02 do Corpo Oeste se mostraram discrepantes com as demais, no que diz respeito às recuperações de massa e metalúrgica, pois apresenta uma alimentação com teor mais alto de ferro (45% Fe (t)). Sendo assim, o resultado mais alto para recuperação de massa e metalúrgica, já era esperado, tendo em vista a diferença de teor na alimentação.

Algumas amostras que estão nos testes de concentração, apresentam resultado de caracterização petrográfica, conforme mostram a Figuras 5.2 e 5.3. A mineralogia se mantém monótona com quartzo como principal minério de ganga, conforme observa-se nas análises modais da petrografia de amostras de furos apresentadas.



Figura 5.2 – Amostra de furo de ICS do corpo Oeste.



Figura 5.3 – Amostra de furo de ICS do corpo Engenho.

V.2 Amostragem

Após o processamento dos dados realizados no modelo geológico, as amostras de itabiritos compactos silicosos foram coletadas e analisadas de forma individualizada para, então, após a confirmação da similaridade, compor a amostra que serviu de base para o estudo. A Tabela 5.1 mostra os resultados das análises químicas globais de cada amostra, e também a participação em massa de cada uma na composição do *blend*.

Tabela 5.1: Resultado das análises químicas globais das amostras da mina

Amostra	Coordenadas		Massa kg	+ 6,3 mm %	Fe(t) %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	P %	Mn %	PPC %	CaO %	MgO %	TiO ₂ %
	X	Y											
CP 01	612677	7736429	100	79,3	38,67	43,51	0,35	0,015	0,249	0,63	0,012	0,223	0,002
EC 01	612556	7737590	60	63,5	40,75	40,58	0,10	0,023	0,013	-0,04	0,025	0,010	0,007
EC 02	612432	7736684	41	43,8	41,74	39,43	0,42	0,035	0,264	1,17	0,008	0,095	0,006
CO 01	611577	7736689	60	50,2	40,15	38,93	1,05	0,089	0,017	2,06	0,010	0,040	0,009
EC 03	612501	7736288	79	65,2	36,79	43,37	0,11	0,019	0,196	0,83	0,007	0,046	0,005
EC 04	612260	7737552	80	70,3	27,78	58,92	0,54	0,022	0,067	0,40	0,019	0,001	0,039
<i>Blend</i> ICS projetado			420	65,05	37,05	44,95	0,41	0,030	0,140	0,79	0,01	0,08	0,01

Para o plano de lavra compreendido entre os anos 2024 - 2053, as características químicas e granulométricas das reservas de ICS de furos de sonda são apresentadas na Tabela 5.2 para os primeiros 10 anos de lavra, enquanto a Tabela 5.3 apresenta os resultados para os 20 anos posteriores. Assim, observa-se uma grande variação nos teores de alimentação, bem como uma distribuição ao longo de todos os corpos da mina.

Tabela 5.2: Resumo das reservas de furo de sondagem para o período de 2024 – 2033

Amostra	Massa kg	+ 6,3 mm %	Fe (t) %	SiO₂ %	Al₂O₃ %	P %	Mn %	PPC %	CaO %	MgO %	TiO₂ %
ICS CO 01	79	77,56	35,01	49,41	0,39	0,03	0,17	0,42	0,03	0,05	0,01
ICS CP 01	56	79,95	34,27	48,91	0,19	0,03	0,19	0,25	0,04	0,32	0,03
ICS CP 02	50	66,92	42,11	37,72	0,29	0,02	0,42	0,29	0,04	0,09	0,02
ICS EG 01	50	75,46	37,36	45,04	0,22	0,03	0,09	1,00	0,01	0,05	0,01
ICS EG 02	43	73,34	32,06	53,69	0,26	0,02	0,13	0,03	0,05	0,05	0,01
ICS SM 01	47	60,89	41,72	37,91	0,25	0,06	0,21	2,69	0,02	0,05	0,01
ICS SM 02	27	72,12	41,85	32,25	1,48	0,11	0,66	3,72	0,02	0,05	0,05
<i>Blend ICS Reserva</i>		72,12	37,31	44,70	0,37	0,04	0,23	0,97	0,03	0,10	0,02

Tabela 5.3: Resumo das reservas de furo de sondagem para o primeiro período de lavra de 2034 - 2053

Amostra	Massa kg	+ 6,3mm %	Fe(t) %	SiO ₂ %	Al ₂ O ₃ %	P% %	Mn %	PPC %	CaO %	MgO %	TiO ₂ %
ICS CN 01	39	84,93	55,00	20,20	0,46	0,02	0,02	0,22	0,03	0,05	0,01
ICS CN 02	69	65,55	31,52	54,25	0,30	0,02	0,19	0,53	0,03	0,06	0,02
ICS CN 03	51	67,39	35,88	48,70	0,18	0,02	0,09	0,55	0,02	0,05	0,01
ICS CN 04	104	53,63	38,14	43,92	0,25	0,04	0,04	0,80	0,02	0,05	0,01
ICS CN 05	122	65,41	41,02	40,65	0,32	0,02	0,03	0,31	0,02	0,05	0,01
ICS CP 01	43	73,51	38,90	42,13	0,26	0,03	0,32	0,94	0,02	0,12	0,01
ICS CP 02	57	67,16	35,95	47,06	0,15	0,02	0,11	1,34	0,04	0,07	0,01
ICS EG	28	53,40	31,87	53,89	0,42	0,01	0,15	0,26	0,03	0,05	0,01
ICS SM 01	61	56,63	43,10	36,96	0,34	0,05	0,06	1,70	0,01	0,05	0,01
ICS SM 02	84	72,04	37,85	42,94	0,23	0,05	0,08	1,73	0,03	0,05	0,01
ICS SM 03	174	79,89	34,52	48,51	0,29	0,05	0,06	1,41	0,03	0,08	0,02
ICS SM 04	123	67,64	30,84	52,60	0,65	0,04	0,27	1,53	0,02	0,10	0,05
ICS CO 01	79	80,21	32,11	51,54	0,28	0,03	0,17	0,67	0,04	0,07	0,03
ICS CO 02	144	74,76	36,19	46,10	0,16	0,04	0,17	1,26	0,04	0,09	0,01
ICS CO 03	149	73,52	35,05	48,53	0,12	0,03	0,14	0,59	0,03	0,05	0,01
Blend ICS Reserva		69,36	36,42	46,02	0,29	0,04	0,16	1,04	0,03	0,06	0,02

A Figura 5.4 ilustra a variabilidade das reservas de furos de sondagem quando analisados o teor de ferro global da amostra, com valores identificados como *outliers* de até 55% Fe, que certamente no momento em que participar do ROM fará diferença nos resultados de concentração,

observa-se ainda a variação nas amostras de mina coletadas, destacado em laranja na figura. A variabilidade apresentada pela amostra de Mina, está compatível com a variabilidade no teor de alimentação dos corpos.

Amostras dos corpos Norte e Oeste, apresentam outliers (*), entretanto, a variação normal destes corpos está em conformidade com os demais para o teor de Fe (t) global.

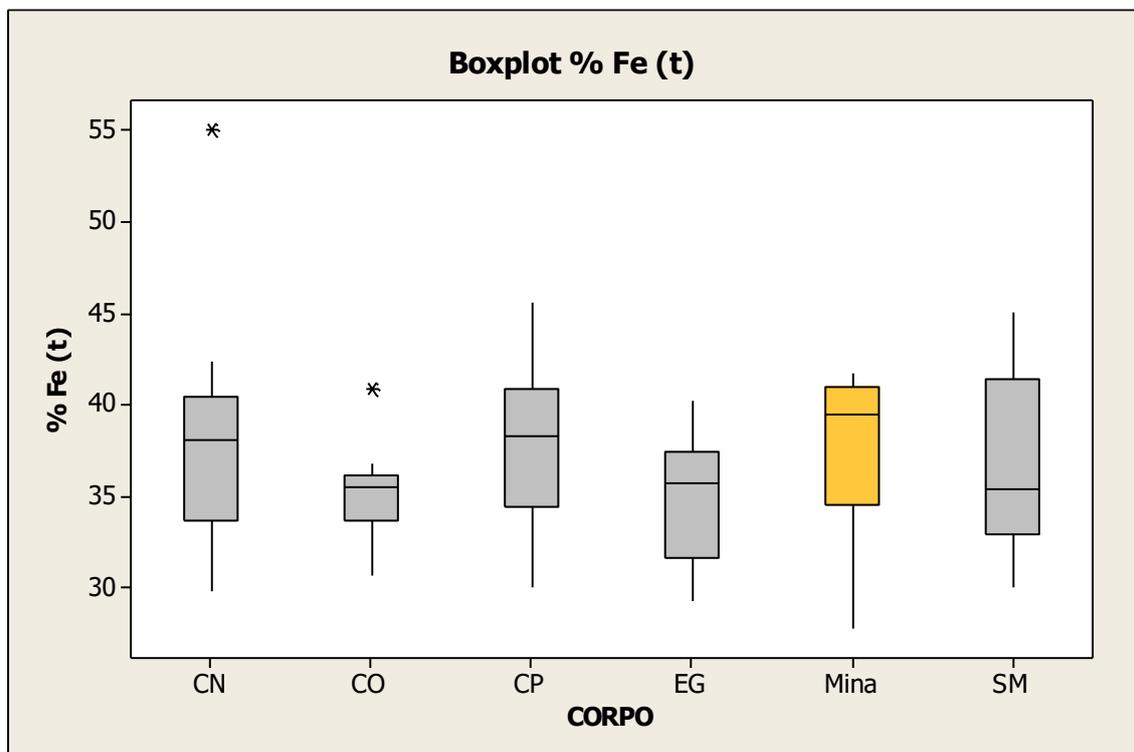


Figura 5.4 – Box plot dos dados de % Fe global das reservas de furo de sonda divididas por Corpo e a variabilidade das amostras de Mina coletadas nesta pesquisa

O teor médio de ferro e sílica das amostras dos furos é de 36,6% e 45,9%, respectivamente, já para o *blend* da mina é de 37,1% e 45,0%, e os dados apresentados de recursos de ICS existentes no *Master Plan* chegam a 36,4% de Fe (t) e 45,3% de SiO₂. Sendo assim, do ponto de vista químico, a amostra confirma a metodologia de amostragem e o *blend* efetuado, sendo representativa da jazida, conforme pode ser observado na Figura 5.5.

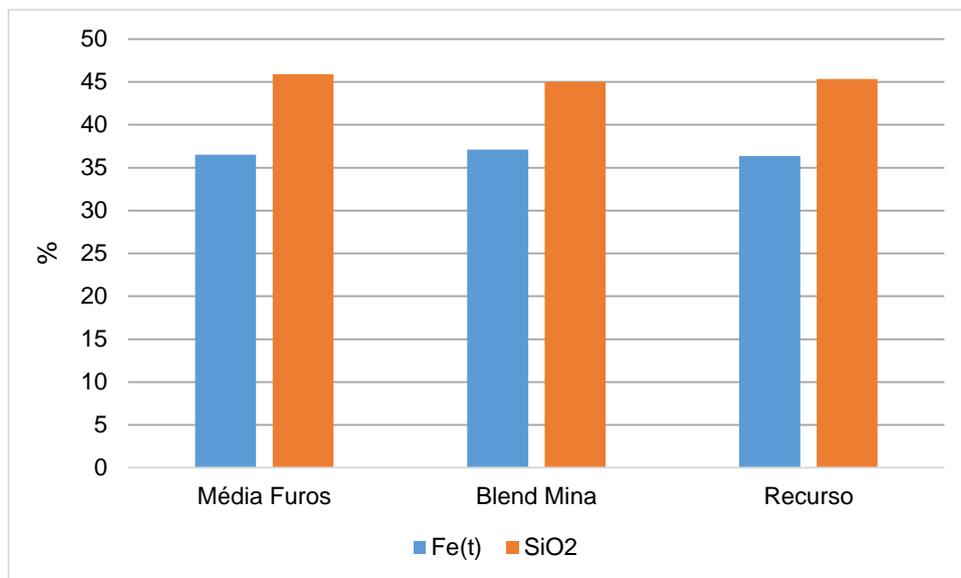


Figura 5.5 – Comparativo dos teores de Fe (t) e SiO₂

V.3 Preparação Física

Após a coleta das amostras nas frentes de lavra, a amostra foi blendada e preparada no laboratório de preparação física da CSN Mineração e sua distribuição granulométrica é apresentada na Figura 5.6, onde é possível observar que 62,4% está retido na fração +6.3 mm.

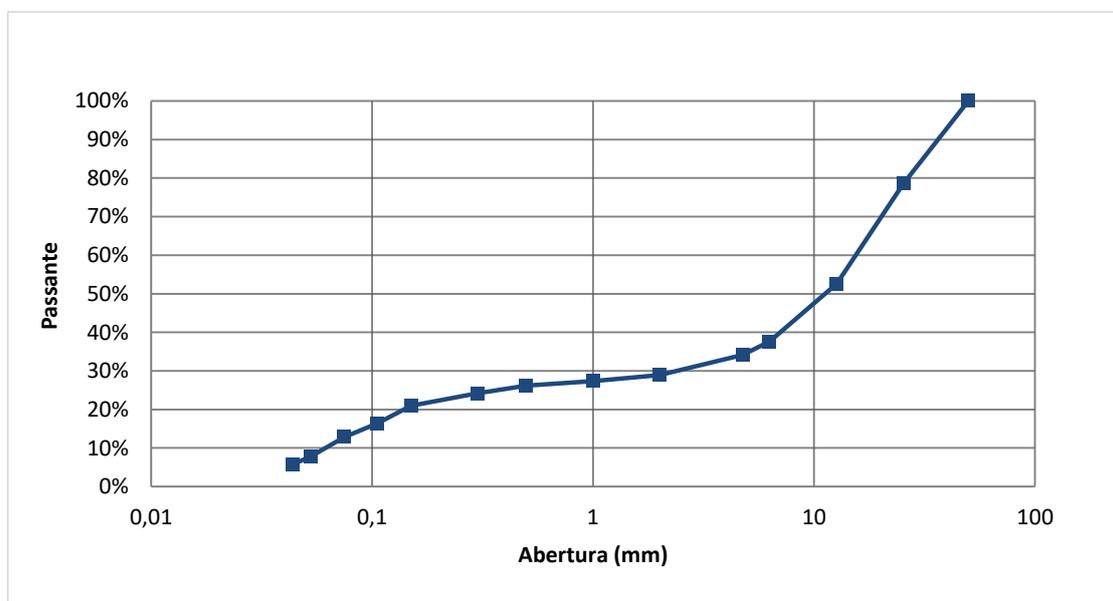


Figura 5.6 – Curva de distribuição granulométrica do ICS, após britagem até 100% abaixo de 50 mm

A amostra global analisada apresentou o resultado conforme Tabela 5.4, desviando do que foi inicialmente projetado no *blend* (37,1%, visto na Tabela 14) cerca de 0,9% Fe (t).

Tabela 5.4: Análise química global da amostra

Blend ICS	Fe (t) %	SiO₂ %	Al₂O₃ %	Mn %	P %	CaO %	MgO %	TiO₂ %	PPC %
Global	37,94	44,02	0,38	0,207	0,033	0,013	0,098	0,018	0,80

O resultado da análise granuloquímica é apresentado na Tabela 5.5, onde é possível notar que a amostra, após britagem de 100% da massa abaixo de 50 mm, apresenta um P50: 11,6 mm. Assim, é possível classificar a amostra como compacta, conforme os critérios já expostos para classificação de curto prazo utilizada na CSN mineração.

É possível notar que as frações menores que 2 mm e maiores que 0,3 mm apresentam um maior teor de ferro na alimentação, e que a fração menor que 0,15 mm e 0,045 apresenta o menor teor de Fe (t), o que já é um comportamento conhecido dos minérios do quadrilátero ferrífero.

Tabela 5.5: Análise granulométrica da amostra

ICS CASA DE PEDRA										
Fração	Retido %	Fe (t) %	SiO₂ %	Al₂O₃ %	Mn% %	P% %	CaO% %	MgO% %	TiO₂ %	PPC %
-50 +25 mm	21,46	36,94	45,39	0,19	0,164	0,032	0,013	0,092	0,009	0,66
-25 +12,5 mm	25,95	40,20	40,51	0,30	0,328	0,026	0,012	0,078	0,015	0,69
-12,5 +6,3 mm	14,98	42,56	36,71	0,30	0,151	0,031	0,011	0,094	0,021	0,67
-6,3 +4,75 mm	3,44	45,12	34,24	0,37	0,162	0,037	0,010	0,102	0,014	0,84
-4,75 +2,00 mm	5,30	46,61	30,60	0,42	0,220	0,040	0,012	0,071	0,018	0,93
-2,00 +1,00 mm	1,52	50,99	24,77	0,52	0,289	0,052	0,015	0,084	0,034	1,25
-1,00+0,50 mm	1,15	52,38	22,39	0,59	0,320	0,057	0,014	0,098	0,037	1,38
-0,50 +0,30 mm	2,02	53,72	20,70	0,56	0,304	0,057	0,015	0,095	0,022	1,35
-0,30 +0,15 mm	3,21	34,10	50,17	0,33	0,154	0,035	0,013	0,017	0,015	0,56
- 0,15 +0,044 mm	15,16	22,23	67,79	0,23	0,112	0,023	0,020	0,000	0,007	0,30
-0,044 mm	5,82	33,80	48,05	0,68	0,337	0,041	0,018	0,064	0,038	1,25
Global Calculada	100	37,65	44,28	0,31	0,216	0,031	0,014	0,070	0,016	0,70

A Figura 5.7, apresenta os dados médios da fração retida em 6,3 mm para as reservas de furos, *blend* da mina projetado, recurso de ICS na jazida e resultado efetivo do *blend* amostrado.

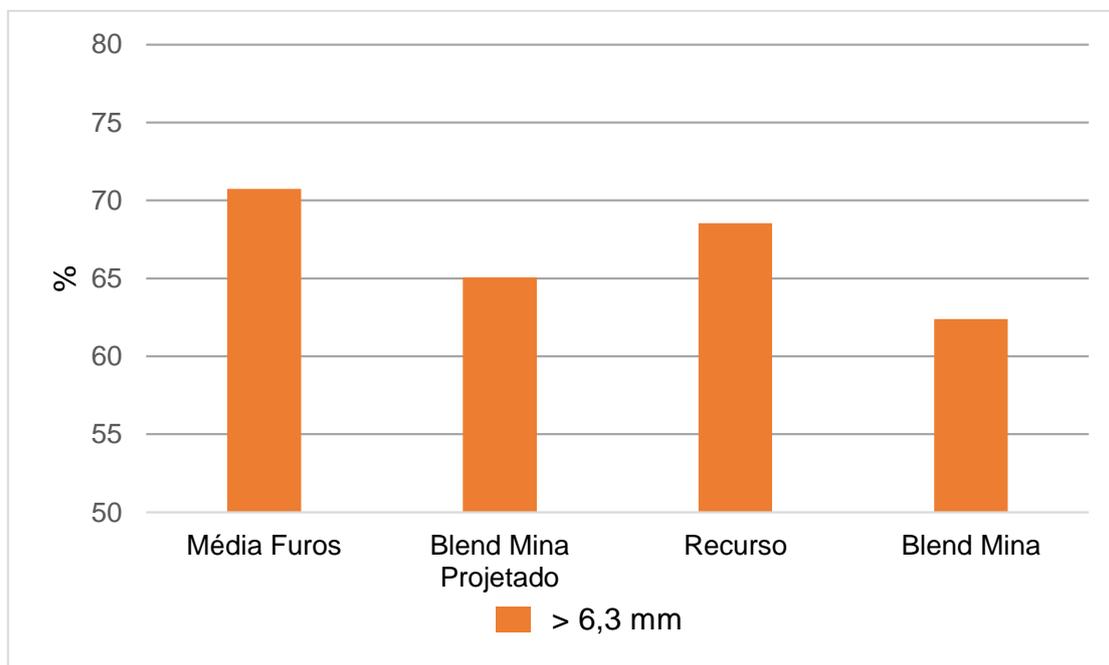


Figura 5.7 – Percentagem retida em 6,3 mm do ICS, após britagem 100% abaixo de 50 mm

Avaliando a Figura 5.7, é possível notar que o *blend* da amostra de mina ficou ligeiramente inferior ao projetado (< 3% em valores absolutos), e que a fração retida em 6,3 mm do recurso de ICS estimado é ligeiramente superior. A diferença entre o *blend* estudado e o estimado no recurso é de 6,2%. Ainda analisando os dados do retido, é possível notar que as reservas de furos estão superestimando a fração retida em 6,3 mm, quando comparado ao estimado para o recurso.

Portanto, com os dados expostos, é possível corroborar que a classificação da amostra estudada é aceitável para ser considerada como itabirito compacto, e que o erro associado a ela na amostragem é de até 9%, tendo em vista que é essa a diferença relativa entre a fração retida na peneira de 6,3 mm estimada como recurso e aquele presente na amostra estudada.

V.4 Teste de Requerimento Energético

Para a obtenção do valor de requerimento energético de moagem, a amostra foi submetida ao teste de WI de Bond. A Figura 5.8 apresenta as distribuições granulométricas alimentação, alimentação escalpada e produto dos testes.

Estudos apresentados por Rodrigues et al. (2014), para os minérios da Samarco indicam a forte correlação entre a mineralogia e os resultados de WI das amostras compactas e semi-compactas, nos quais os valores médios para os minérios compactos são da ordem de 8,7 kWh/t.

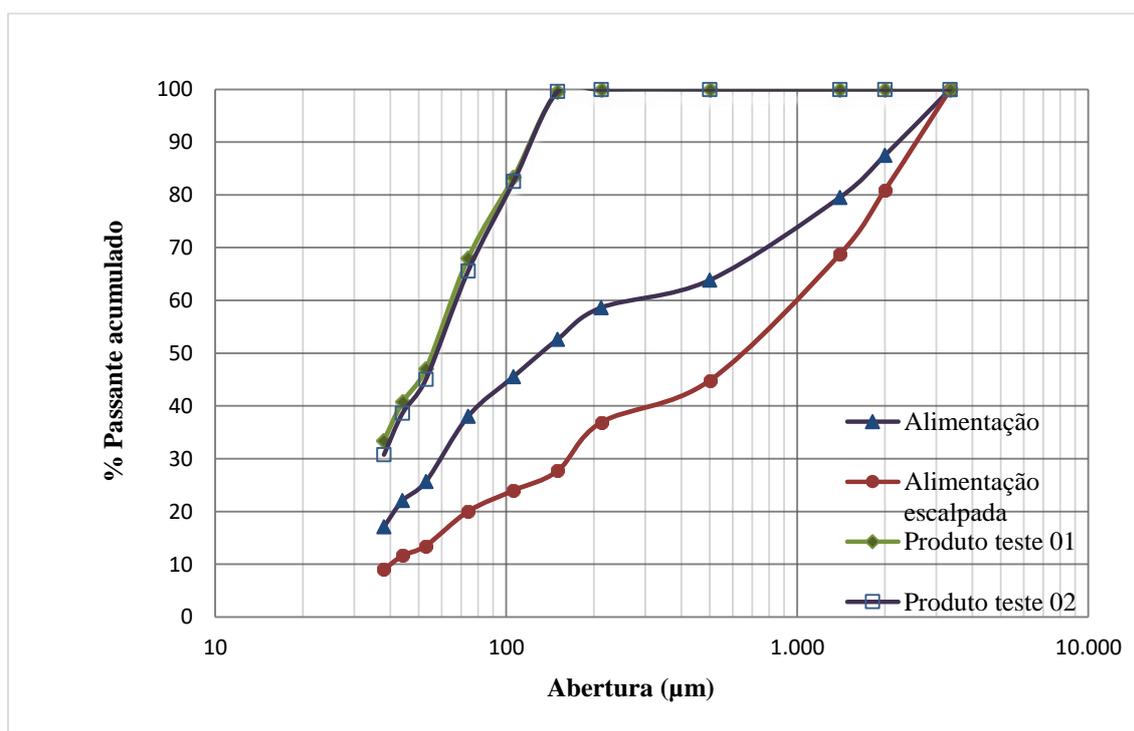


Figura 5.8 – Curva de distribuição granulométrica da alimentação e produto do teste de WI.

Os valores de WI obtidos para a amostra de ICS nos testes efetuados em duplicata foram de 5,7 e 5,8 kWh/t. Tavares et al. (2012) mostram que a remoção de finos antes da realização dos testes de moagem de minério de ferro foi a estratégia mais válida para a condução do ensaio. Entretanto, ela não corrigiu o viés de superestimar o consumo de energia na moagem. Além disso, os valores obtidos dos WIs com escalpe alcançaram valores até 30% menores do que os testes conduzidos sem o escalpe.

Com isso, os valores do teste de WI padrão, podem chegar a valores de até 7,5 kWh/t no teste de Bond padrão. Rodrigues e Brandão (2017), estudando minérios compactos da Samarco, encontraram valores de 11,3 kWh/t para o minério anfíbolítico e 4,3 kWh/t para minérios mártílicos/especularíticos, valores mais próximos ao encontrado neste estudo, e com mineralogia semelhante. Bontempo et al. (2014), estudando os Itabiritos de Serra Azul apresentaram resultados de WI com média de 10,5 kWh/t para 90 amostras de itabirito compacto.

França (2019) obteve valores mais baixos para minério compacto e compatíveis com itabiritos friáveis, em pesquisa realizada com minérios da ArcelorMittal, corroborando o fato que na etapa de moagem uma herança pregressa dos materiais compactos não necessariamente irá influenciar nos resultados de consumo energético. Os resultados obtidos por França (2019), corroboram os obtidos por Ferreira (2013) e Mazzinghy et al. (2014), os quais obtiveram resultados semelhantes em relação à moagem de minérios de ferro compacto e friáveis.

As tabelas contando as distribuições granulométricas da alimentação nova, da alimentação escalpada e dos produtos dos testes de WI são apresentadas no Anexo D.

V.5 Análise via DRX

Uma parte da amostra foi preparada conforme já descrito no capítulo IV, para análise via difratometria de raio-X. A Figura 5.10 mostra os resultados, indicando que não foi observada a presença de minerais de Mn, mesmo este estando presente quimicamente na análise da amostra. Isso pode ser explicado pelo baixo teor de Mn, da ordem de 0,2 %. A composição mineralógica do ICS é monótona, sendo esta composta basicamente por quartzo e hematita, e tendo como principais acessórios magnetita e goethita. As fases aluminosas estão representadas pelos minerais gibbsita e caolinita.

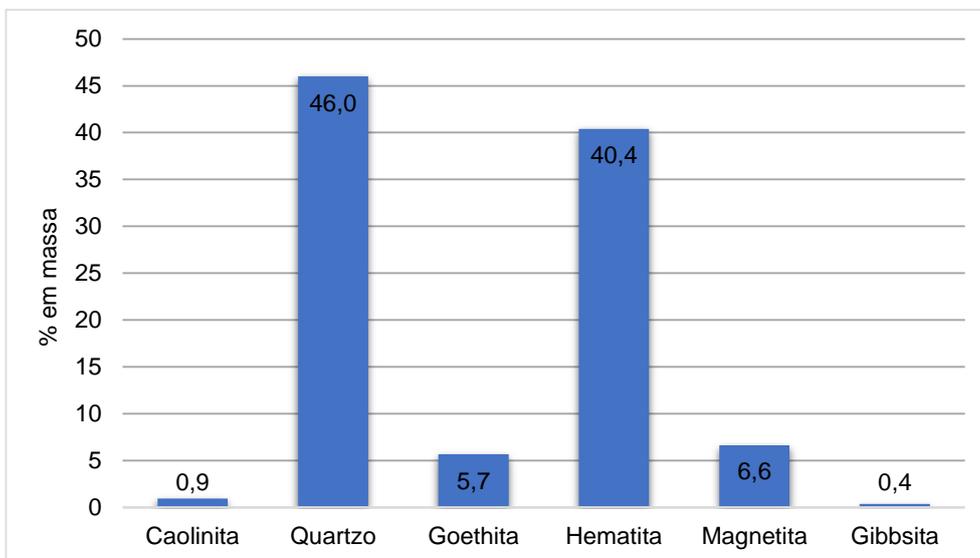


Figura 5.9 – Análise modal dos minerais por DRX

A reconstituição entre a análise química via FRX e a composição química por Rietveld é apresentada na Figura 5.11 e mostra uma boa correlação para o Fe e SiO₂. O maior desvio ocorre para a alumina e PPC, onde se observa que os valores de FRX estão menores, entretanto, como os teores estão em torno de 1%, esse desvio é irrelevante.

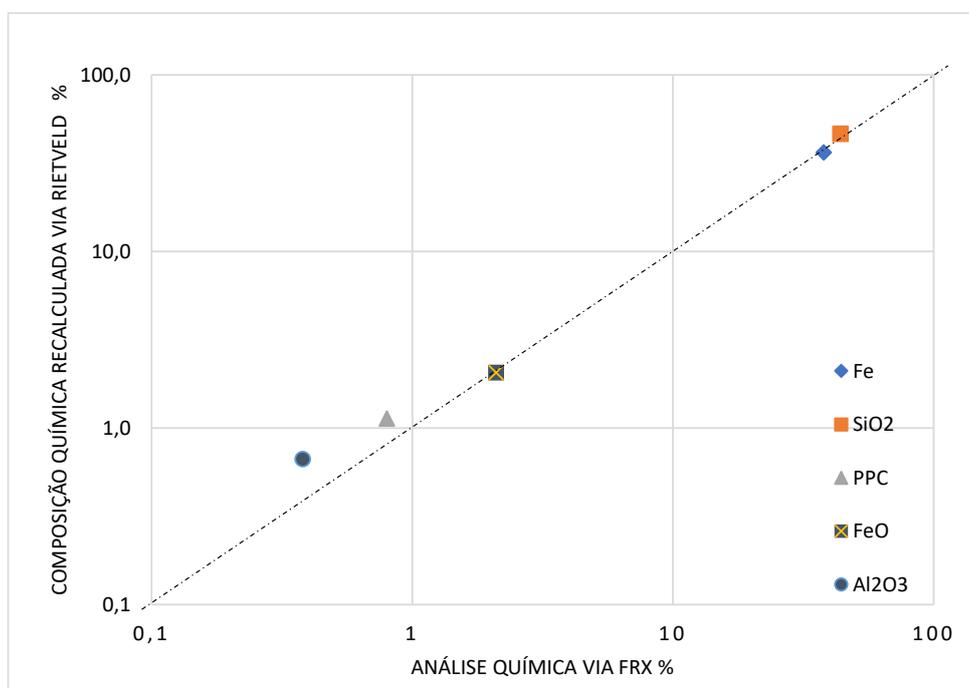


Figura 5.10 – Comparação entre os resultados de análise química por XRF e a calculada a partir das análises por Rietveld.

V.6 Análise via MOLR

Para melhor identificação das fases ferrosas, uma seção polida foi analisada no microscópio, o que tornou possível observar as diferentes feições de hematita. A fração escolhida para confecção da seção polida foi a $-0,300 \text{ mm} + 0,150 \text{ mm}$.

Os resultados das análises são apresentados na Tabela 5.6. A amostra analisada apresenta elevado teor de quartzo (40,1%), estando estes em grãos liberados, bem como associados a óxidos/hidróxidos de Fe, tais como: magnetita, hematita em martita, hematita lobular, hematita lamelar, hematita lamelar policristalina e goethita. Também possui teor de hematita em martita liberados (18,2%) e mistos com quartzo (8,6 %), totalizando quase 26% em área da amostra. Magnetita representa 7,0% em área da amostra. Os altos teores de grãos mistos (quartzo e óxidos/hidróxidos de Fe) indicam a baixa liberação dos minerais na amostra analisada.

O quartzo ocorre em 41,1% na forma de grãos liberados e em cerca de 13,8 % em grãos mistos contendo mais de 50% de quartzo. Os cristais são fraturados, angulosos a alongados, liberados e mistos, contendo inclusões ou associados à hematita em diferentes proporções, conforme mostra a Figura 5.11.

Tabela 5.6: Análise modal (% em área) dos minerais presentes na seção polida.

Minerais	% em área
Magnetita	3,06
Magnetita mista	4,02
Quartzo	41,11
Quartzo misto	13,74
Goethita mista	2,29
Goethita maciça	2,10
Pirolusita	0,19
Hematita lamelar	0,16
Hematita lamelar policristalina	0,77
Hematita lobular	2,10
Hematita em martita	18,09
Hematita lobular mista	3,82
Hematita em martita mista	8,55
Total	100

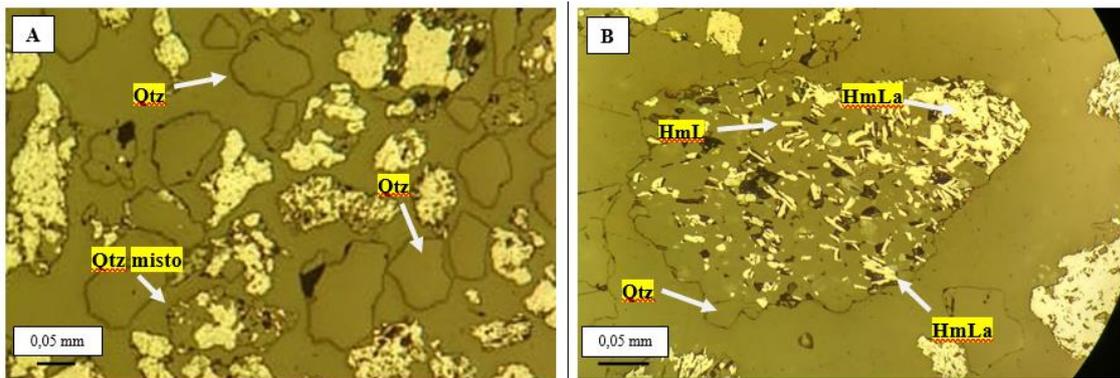


Figura 5.11 – (A) Visão geral da amostra: grãos de quartzo liberados (Qtz), bem como mistos com outras fases minerais (Qtz misto). (B) Detalhe: Grão de quartzo com inclusões de hematitas lamelares em agregados (HmLa) ou paletas separadas (HmL). Luz Refletida, polarizadores

A hematita ocorre com diferentes características e morfologias, conforme mostra a Figura 5.12: hematita lamelar, em paletas isoladas, inclusas ou não em quartzo; hematita lamelar policristalina, em agregados de paletas de hematita lamelar; hematita lobular, ocorre em agregados de minerais separados por lóbulos ou orientações; hematita em martita, em agregados ou em cristais liberados em diferentes tamanhos; hematita lamelar policristalina mista; hematita lobular mista; hematita em martita mista.

Comparativamente destacam-se as quantidades de hematita martítica, presente em quase 26% em área da amostra, somando-se as fases liberadas e mistas com quartzo e demais óxidos/hidróxidos de Fe.

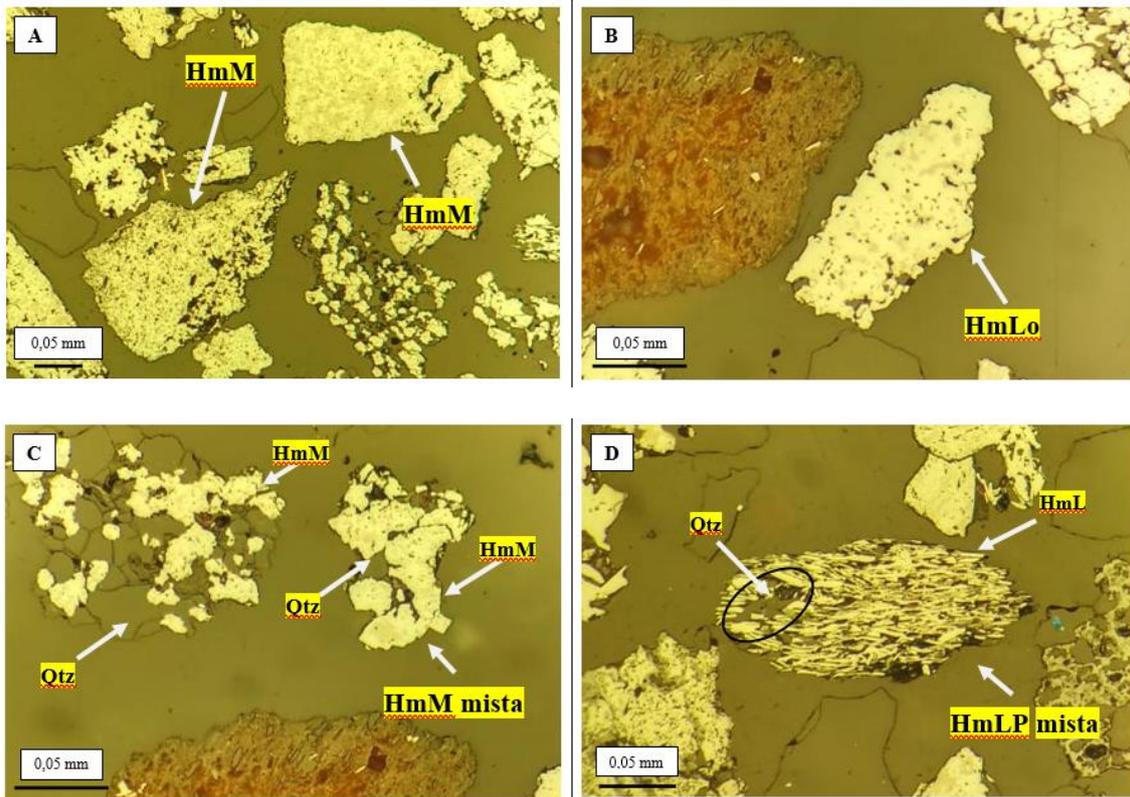


Figura 5.12 – (A) Hematita em martita liberada (HmM). (B) Hematita lobular liberada (HmLo), com resquícios de magnetita. (C) Hematita em martita mista com quartzo (HmM mista). (D) Hematita lamelar policristalina mista com quartzo

A magnetita ocorre como cristais granulares liberados e cristais de magnetita em associação com grãos de quartzo em menor proporção, além de grãos mistos com demais fases de óxido / hidróxido de Fe (Figura 5.13). A maioria dos cristais evidenciam processos de martitização em diferentes estágios de desenvolvimento.

A goethita ocorre em cristais granulares, alongados, agregados terrosos ou maciços e também em associação com grãos de quartzo e com demais fases de óxido de Fe (Figura 5.13).

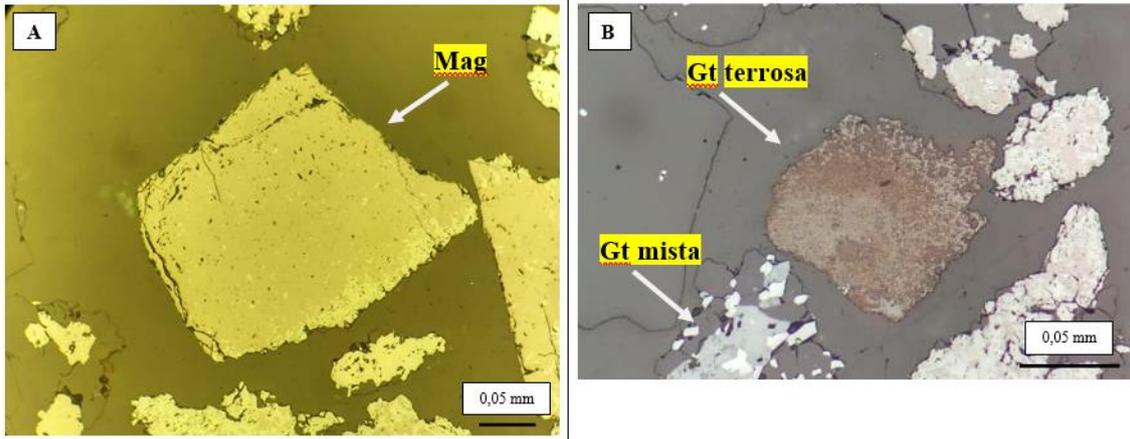


Figura 5.13 – (A) Magnetita granular (Mag). A imagem registra o início do processo de martitização do cristal de magnetita, da borda para o centro. (B) Goethita (Gt) terrosa, bem como associada a outras fases minerais, hematita lamelar e quartzo (Gt mista)

A pirolusita se caracteriza por cristais lamelares deformados, como pode ser observado na Figura 5.14.

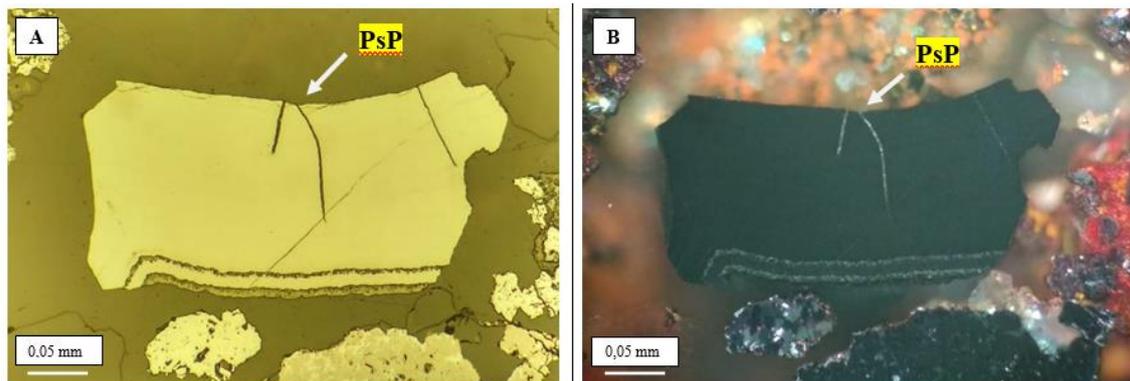


Figura 5.14 – (A) Pirolusita (PSP). Grão alongado e deformado. (B) Mesmo grão de Pirolusita a polarizadores cruzados (PsP)

V.7 Espectro de Liberação

O resultado obtido para o espectro de liberação das fases ferrosas é apresentado a seguir para as alíquotas moídas até valores de P90 de 0,150 mm e de 0,106 mm. A Figura 5.15 mostra as classes de liberação para as fases ferrosas, no caso da amostra moída até P90 igual a 0,150 mm. Chama a atenção o aumento que ocorre na passagem entre a fração retida em 0,106 mm e 0,075

mm. Pela figura também se torna evidente que a moagem até 0,150 mm não permitiu a liberação completa dos minerais ferrosos.

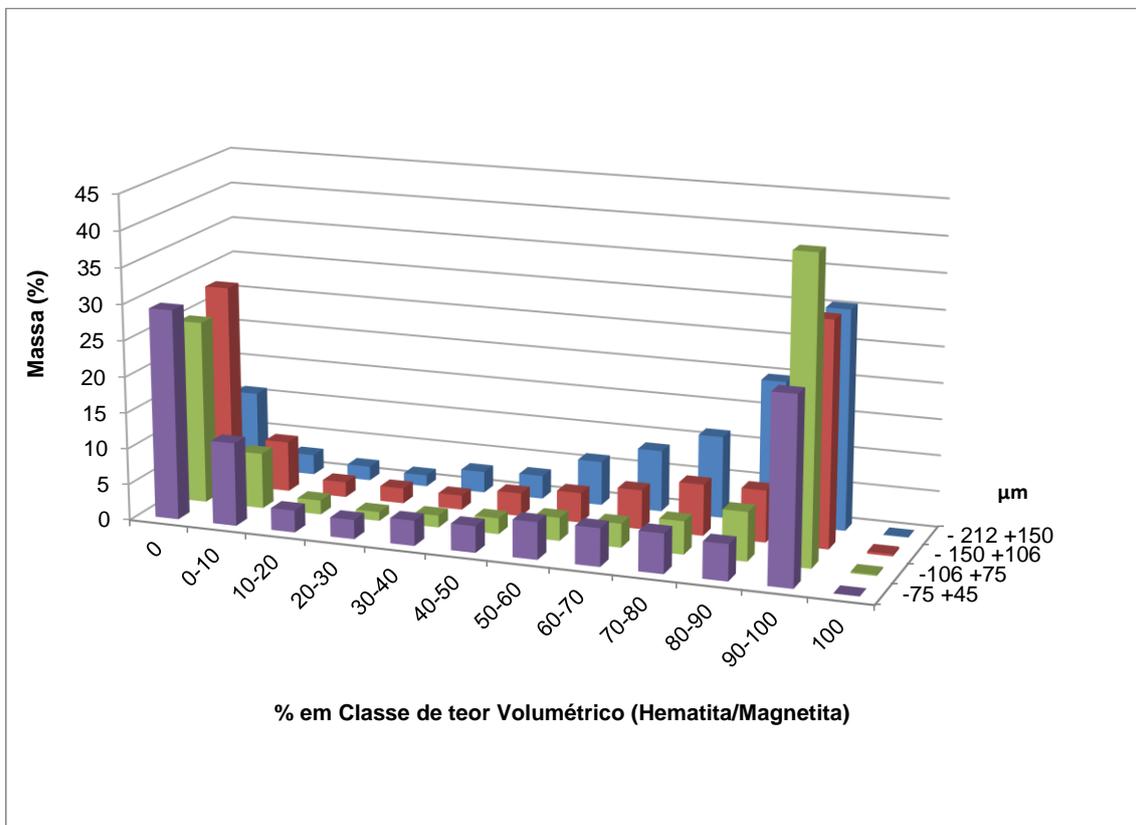


Figura 5.15 – Espectro de liberação das fases ferrosas, após moagem com P90 em 0,150 mm

A Figura 5.16 mostra as classes de liberação para as fases ferrosas, quando a amostra foi moída até P90 de 0,106 mm. Nesta figura pode-se observar a significativa melhora na liberação da fração retida em 0,106 mm, quando comparada com a amostra moída mais grossa (Figura 5.16).

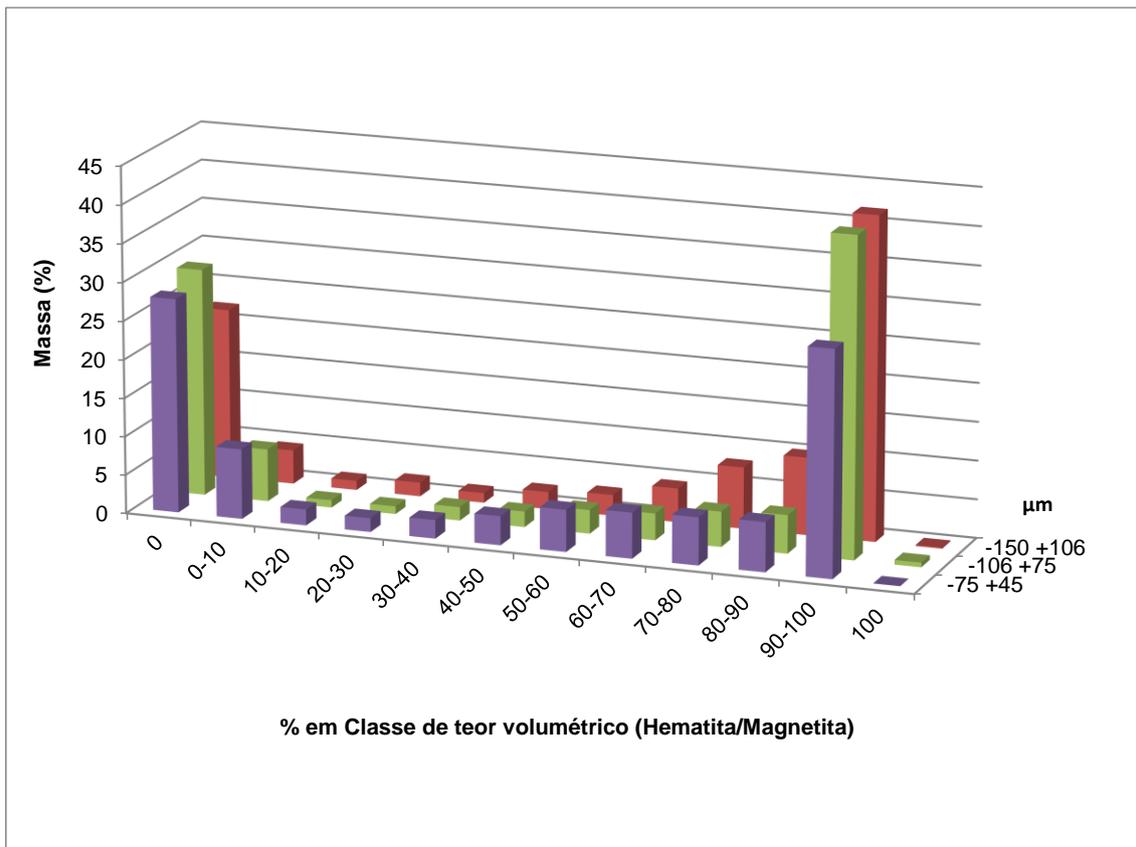


Figura 5.16 – Espectro de liberação das fases ferrosas, após moagem com P90 em 0,106mm

As análises granulométricas completas do material submetido às análises de espectro de liberação foram realizadas via Malvern Mastersizer 2000, sendo os resultados apresentados na Figura 5.17. É evidente que a moagem até P90 de 0,106 mm resultou em um aumento na percentagem de finos ($-0,020$ mm), de 18,8% para 27,6%. Tendo em vista a proporção significativa desses finos não se procedeu à moagem até tamanhos mais finos, o que seria desejável a fim de incrementar a liberação do material contido nas faixas mais grossas. Assim, o material com P90 de 0,106 mm foi escolhido para proceder à etapa seguinte da pesquisa, relativa aos testes de concentração.

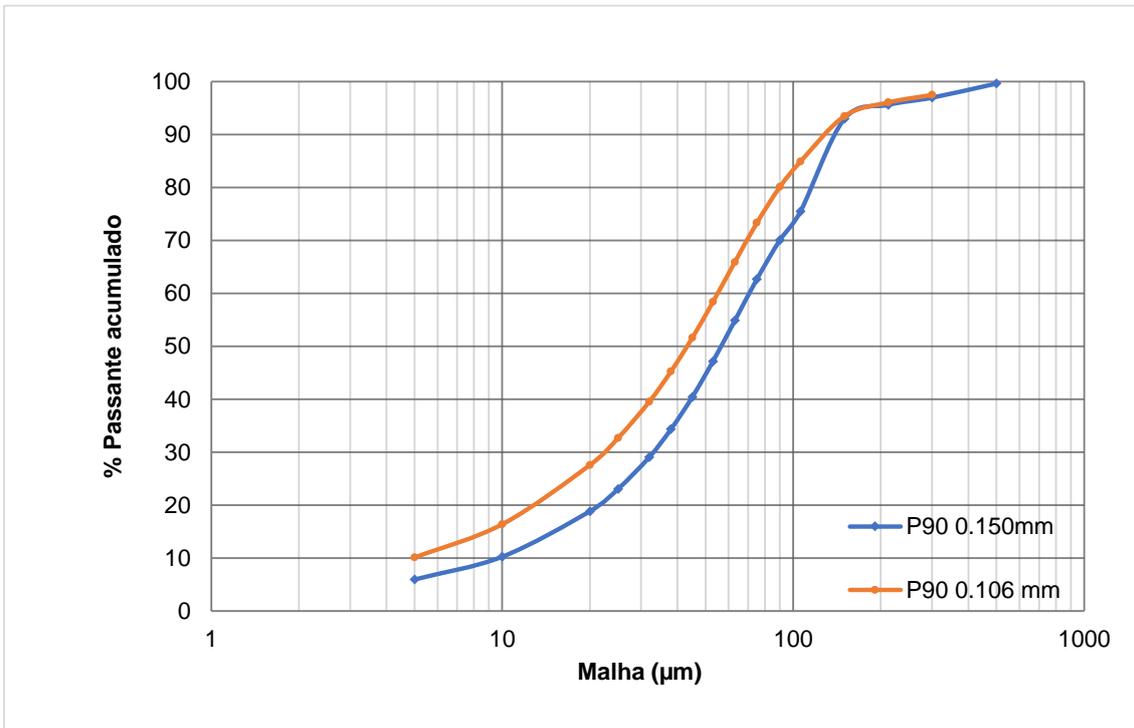


Figura 5.17 – Curvas de distribuição granulométrica para os materiais moídos

V.8 Ensaios de Concentração

Foram estudadas duas rotas de concentração com o material moído em P90 de 0,106 mm, a saber: rota CSN padrão e rota alternativa (concentração magnética a seco).

V.9 Rota Padrão

Nos ensaios de concentração com a rota padrão, foi possível gerar três tipos de produtos diferentes: o primeiro com resultado apenas da flotação sem incrementos relativos ao reprocessamento dos rejeitos de flotação. Nesse caso o resultado obtido foi de 66,1% Fe (t), com recuperações metalúrgicas e de massa, respectivamente, 57,3% e 33,4%. Este resultado, do ponto de vista de teor, foi considerado muito satisfatório, pois este concentrado, pode ser considerado um Pellet Feed prêmio, devido ao baixo teor de Al_2O_3 (0,20%). Sendo assim, existe um alto potencial para recuperação deste concentrado, com geração de produto de alto valor agregado.

Do ponto de vista de recuperação de massa, o valor de 33,4% é baixo, e a etapa de flotação sozinha não é capaz de gerar uma recuperação mássica maior nas condições estudadas, seja por baixa dosagem de amina, ou até mesmo uma maior necessidade de liberação das partículas.

Seguindo a rota de produção da usina central, para incrementar a massa e recuperação metalúrgica do ferro, as etapas de concentração de ultrafinos (CMAI ult) e de concentração magnética dos rejeitos de flotação (CMAI II) foram efetuadas. Os resultados obtidos para os testes, com o incremento inicialmente do concentrado de ultrafinos e posteriormente, com o reprocessamento do rejeito de flotação. Os teores de ferro obtidos foram, respectivamente, 63,6% Fe (t) e 60,2% Fe (t), ou seja, no segundo caso, não foi possível atingir a meta para o teor no ceoncentrado (62%), conforme observado na Figura 5.18.

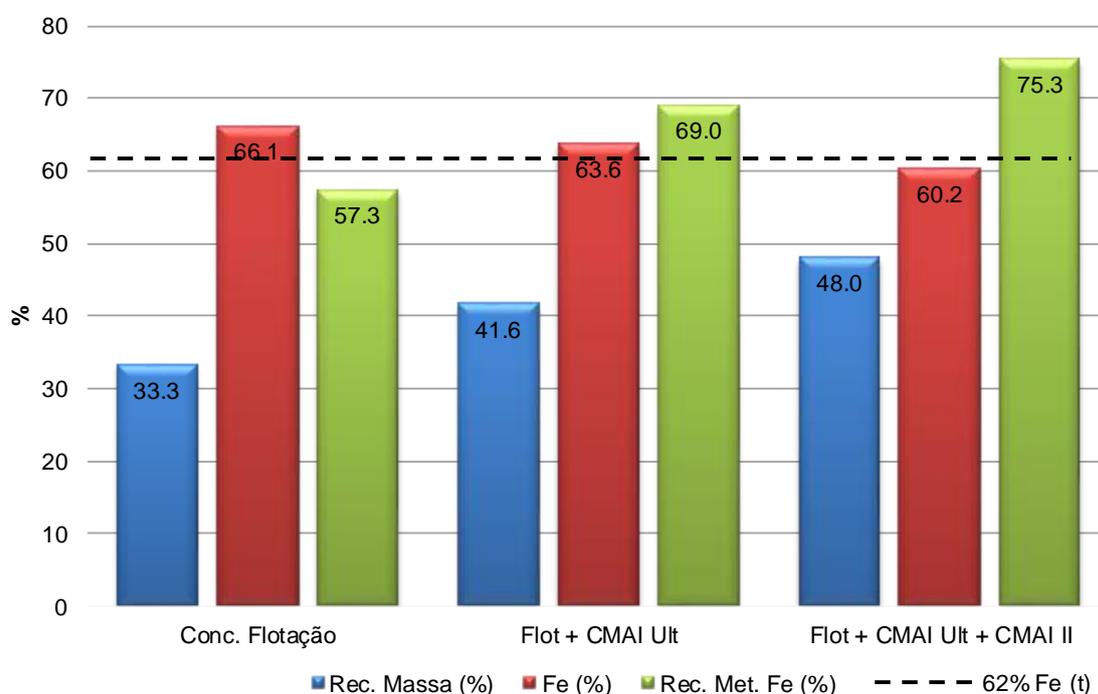


Figura 5.18 – Cenários de concentrado para o minério na rota padrão.

Na Tabela 5.7, observam-se os resultados dos três concentrados gerados nos testes com a rota padrão. Portanto, adicionando os testes de concentração magnética, o melhor resultado obtido para a rota da usina central, é de 63,6% de Fe (t), com recuperação metalúrgica e mássica, respectivamente, 69,0% e 63,6%, combinando o produto da flotação com o incremento do CMAI ultrafinos.

Tabela 5.7: Resultados dos concentrados gerados com o teste da rota padrão

Produto	Partição	Fe (t) %	SiO ₂ %	Rec. Met (Fe)
Flotação	33,3	66,1	3,6	57,3
Flotação + CMAI ult	41,6	63,6	7,4	69,0
Flotação + CMAI ult + CMAI II	48,0	60,23	12,4	75,3

A Figura 5.19 apresenta o concentrado e rejeito da flotação, onde é possível observar que no rejeito ainda se encontram presentes partículas de ferro que foram flotadas, o que pode ser ajustado melhorando a dosagem de amina e amido durante a flotação. Já na Figura 5.20 tem-se o concentrado e rejeito do CMAI II, oriundos do reprocessamento do rejeito da flotação, observa-se que partículas de quartzo foram direcionadas para o magnético, o que contribui para o baixo resultado do concentrado desta etapa.

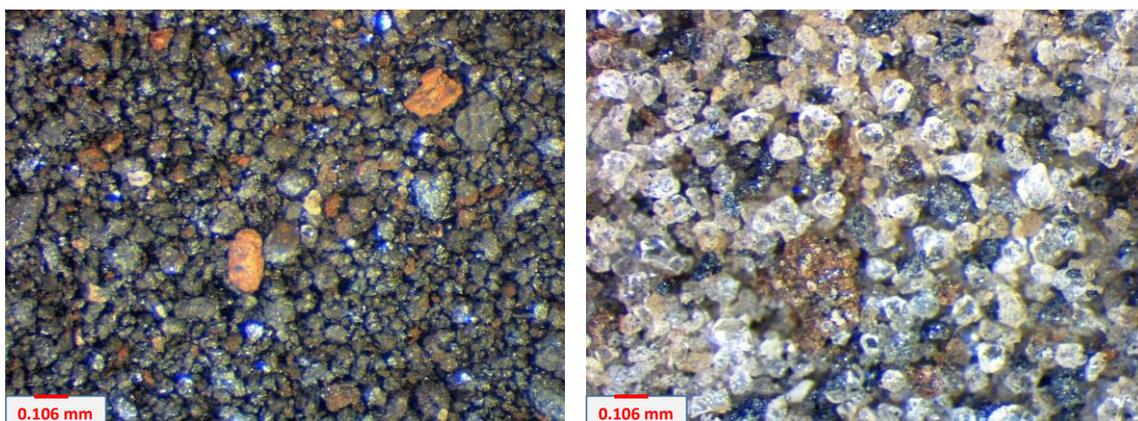


Figura 5.19 – Concentrado da flotação convencional, teor de 66% de Fe (t) (esquerda). Rejeito da Flotação Convencional, teor de 19% de Fe (t) (direita)

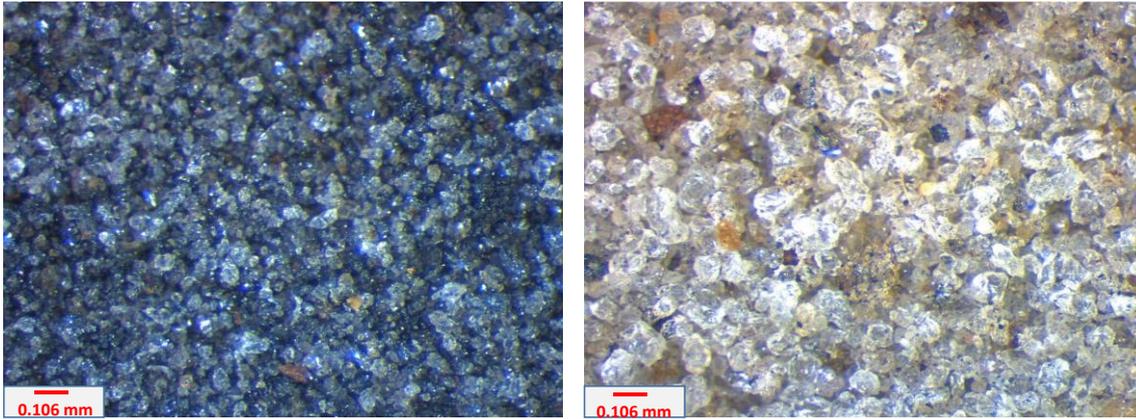


Figura 5.20 – Concentrado CMAI do rejeito da flotação, teor de 38% de Fe (t) (esquerda). Rejeito CMAI do rejeito da flotação, teor de 5% de Fe (t) (direita)

Para os resultados do CMAI ultrafinos, os valores de teor do concentrado, recuperação metalúrgica e mássica da etapa, são respectivamente: 53,7% Fe (t), 84,7% e 54,2%. Os resultados comprovam que a etapa de separação de ultrafinos está sendo importante para o incremento da recuperação na usina central. No caso estudado, com alguns ajustes na operação do WHIMS é provável que seja possível chegar a valores mais próximos dos 58% Fe (t), e assim, melhorar o cenário 02, com a composição de produto entre o concentrado de flotação mais concentrado de ultrafinos.

Quanto aos resultados do CMAI II, reprocessamento do rejeito da flotação, é preciso ajustar a etapa de concentração magnética, pois a alimentação de 19% Fe (t) foi trabalhada nas mesmas condições do CMAI ultrafinos, que apresentava alimentação de 38% Fe (t), sendo assim, este resultado ruim para o concentrado CMAI II tem a possibilidade de melhorar após ajustes como uma maior diluição da polpa, e aumento da intensidade do campo, e com isso, ajudar para que o cenário com a composição de todos os concentrados também alcance o alvo de 62% Fe (t).

Quando comparado à literatura, alguns aspectos chamam atenção para os concentrados gerados, pois do ponto de vista do consumo de amina, o resultado do concentrado da flotação 66,1% Fe (t) foi considerado bom, devido ao baixo consumo de amina, quando observados os resultados obtidos por Ribeiro (2011). Ainda segundo Ribeiro (2011), com incrementos na dosagem de amina a tendência para um aumento na recuperação de ferro pode ser observada, assim a recuperação metalúrgica que foi baixa (57,3%) tende a aumentar.

Comparando com os estudos conduzidos por Turrer et al. (2013) com itabiritos compactos da Serra do Sapo, o teor de sílica no concentrado ficou igual, entretanto, com uma pior recuperação metalúrgica. Em estudos conduzidos com amostras das minas de Alegria da Samarco por Rodrigues e Brandão (2017), os minérios semi-compactos e compactos apresentaram teores no concentrado flotado de 66,8% Fe (t) e 57,7% Fe (t), com recuperações metalúrgicas respectivamente de 44,6% e 43,7%. Logo, o resultado do concentrado da flotação desta pesquisa apresenta valores mais altos de recuperação metalúrgica e com teor da mesma ordem de grandeza do semi-compacto de Alegria, embora no estudo da Samarco, a baixa liberação do minério seja a explicação para os resultados ruins.

Conforme Vasconcelos et al. (2012) com itabiritos compactos de Serra Azul obteve concentrado com teor de 59,5% Fe (t), com recuperações de massa e metalúrgica, respectivamente, 50,5% e 76,9%, considerando apenas a etapa rougher e scavenger com moagem em P90 0,150 mm. Para a obtenção de resultados melhores, foi necessário a cominuição deste produto abaixo de 0,053 mm. Os resultados obtidos com o teste, incluindo os produtos do CMAI ultrafinos e CMAI II, são semelhantes àqueles de Serra azul. Sendo assim, para obtenção de produtos melhores, será preciso uma etapa de remoagem antes das etapas de concentração magnética.

Silva et al. (2011) apresentaram estudo no qual os principais fatores que influenciam a concentração magnética com o WHIMS são: intensidade de campo e a percentagem de sólidos.

Atentando apenas para os resultados das etapas de concentração magnética de alta intensidade, observa-se que os valores obtidos com o CMAI II, reprocessamento do rejeito da flotação (19% Fe (t)), apresenta valor ruim para o concentrado, apenas 38% Fe(t), embora na etapa, as recuperação metalúrgicas e de massa tenham sido 84% e 42%, respectivamente. Comparando a Vieira (2008), que obteve concentrado com o mesmo teor e rejeito com 2%, tendo alimentação de 10,5% Fe (t), quase a metade da alimentação desta pesquisa para a etapa, observa-se que a operação do WHIMS foi realizada com uma menor frequência de rotações, menor gap e pressão de água do que o empregado nesta pesquisa. Sendo assim, é possível obter resultados melhores no concentrado, modificando a operação do WHIMS e penalizando a recuperação da etapa para o atingimento de um maior teor no produto.

Shao et al. (1996) demonstraram que o efeito da granulometria das partículas na etapa de separação magnética depende do valor da susceptibilidade magnética. Assim para os minerais com altos valores de susceptibilidade magnética, como os ferromagnéticos, a granulometria das

partículas não influencia os resultados da separação magnética, já Martinez et al (2011) apresenta que os altos teores de SiO₂ nos concentrados produzidos em separadores magnéticos de alta intensidade são consequência da formação de agregados entre as partículas magnéticas. Estes fatores podem explicar os resultados do concentrado de CMAI ultrafinos desta pesquisa, com alto teor de SiO₂ no concentrado gerado.

Resultados apresentados por Silva e Luz (2013), mostram resultados com 62% de Fe (t), com recuperação de massa de 31,5%, com uma alimentação de 32,9% Fe (t), utilizando etapas de separação *rougher* e *cleaner*. Comparando aos resultados obtidos apenas na etapa de CMAI ultrafinos, a alimentação gerou concentrado com 53,7% Fe (t) e 22,6% SiO₂, com recuperação de massa de 54,2% e metalúrgica de 85,1% na etapa, ou seja, é possível melhorar esses resultados, penalizando a recuperação em massa e metalúrgica para obtenção de teor mais próximo ao obtido por Silva e Luz (2013).

Os valores de recuperação de massa e metalúrgica foram calculados com relação aos teores dos produtos. As tabelas com as análises químicas totais dos produtos gerados no teste padrão estão no Anexo.

V.10 Rota Alternativa (Concentração Magnética a seco)

Os testes de concentração magnética a seco, foram realizados de dois modos: com e sem deslamagem; e nos dois casos, três cenários de geração de concentrado foram propostos. Nos dois modos, inicialmente a amostra foi passada no rolo de baixa intensidade, para retirada das partículas com propriedades ferromagnéticas.

Nos testes de baixa intensidade foram gerados concentrados com teores de 64,0% Fe (t) e 65,6% Fe (t), respectivamente, nos testes sem e com deslamagem. Assim, observa-se que no teste com deslamagem o teor é mais alto, devido à menor presença de finos de baixo teor. Entretanto, as recuperações metalúrgicas são baixas, respectivamente, 25,8% e 19,4%.

No caso dos testes sem a deslamagem o fenômeno de arraste/engaiolamento acaba por penalizar o teor, embora a recuperação mássica e metalúrgica seja maior.

Na Figura 5.21 é possível observar a coloração mais amarronzada nas partículas de concentrado. Isto ocorre devido ao recobrimento pelos finos que seguiram para o concentrado. Em contrapartida, nos testes com deslamagem não são observadas essas partículas mais finas. Por este motivo, os teores do concentrado de baixa intensidade são mais altos.

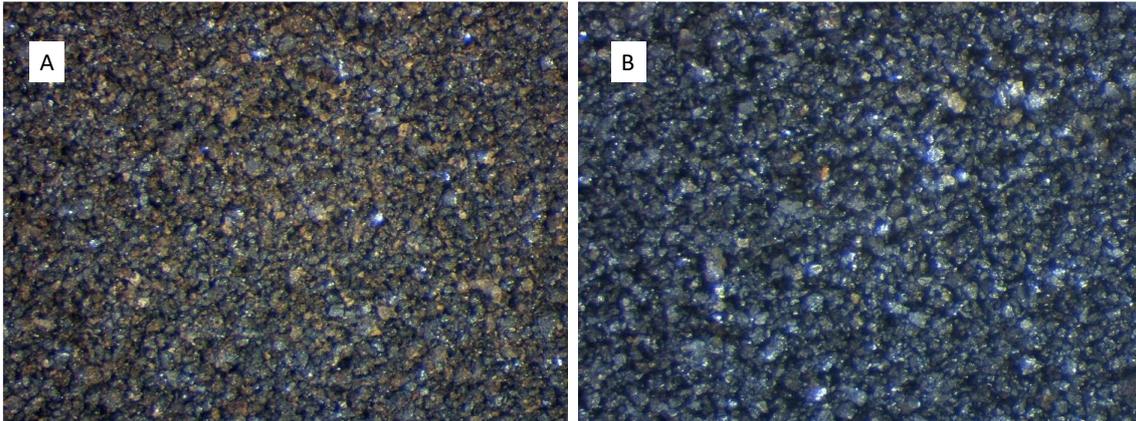


Figura 5.21 – Concentrado do rolo de baixa intensidade. (A) Teste sem deslamagem (B) teste com deslamagem

Os melhores resultados para o concentrado nos dois casos foram gerados com a junção do concentrado da etapa *rougher*, de baixa intensidade, e o concentrado do primeiro *scavenger* de alta intensidade. Os teores de Fe (t) foram respectivamente, 63,5% e 65,0%. A Tabela 5.8 apresenta o resultado destes concentrados.

Tabela 5.8: Resultados dos concentrados gerados com o no Rougher e Scavenger de alta 01

Produto	Partição	Fe (t) %	SiO ₂ %	Rec. Met (Fe)
Rougher + scavenger 01	31,2	63,5	8,5	51,4
Rougher + scavenger 01 c/ deslamagem	25,5	65,0	6,3	42,9

Como esperado, é evidente que o teste deslamado apresenta um teor mais alto, pois a seletividade é maior e o arraste de finos, por consequência, menor. Entretanto, a recuperação metalúrgica é menor, tendo em vista que a deslamagem já descarta uma fração do material.

Os testes com o *scavenger* de alta intensidade, iniciaram com a frequência de rotações mais alta disponível para o rolo, neste estudo, igual a 778 rpm, o que melhora a seletividade da separação, mas em contrapartida, penaliza a recuperação metalúrgica. O objetivo é acrescentar ao concentrado massa com teores altos para não perder a qualidade do produto.

Os demais concentrados gerados nos testes a seco apresentaram teores de Fe (t) de 62,9% e 64,0%, respectivamente, nos testes sem e com deslamagem, adicionando o concentrado do estágio *scavenger* 02 ao produto. Já os testes com adição do concentrado *scavenger* 03 ao produto geram concentrados com teores de Fe (t) 57,7% e 59,8%, respectivamente, nos testes sem e com deslamagem, conforme Figura 5.22. Os teores mais baixos no teste sem deslamagem podem ser atribuídos ao fenômeno do *slime coating*, onde as partículas finas, mais pobres, ficam aderidas às partículas direcionadas ao concentrado, conforme já discutido para os resultados de concentrado de baixa intensidade.

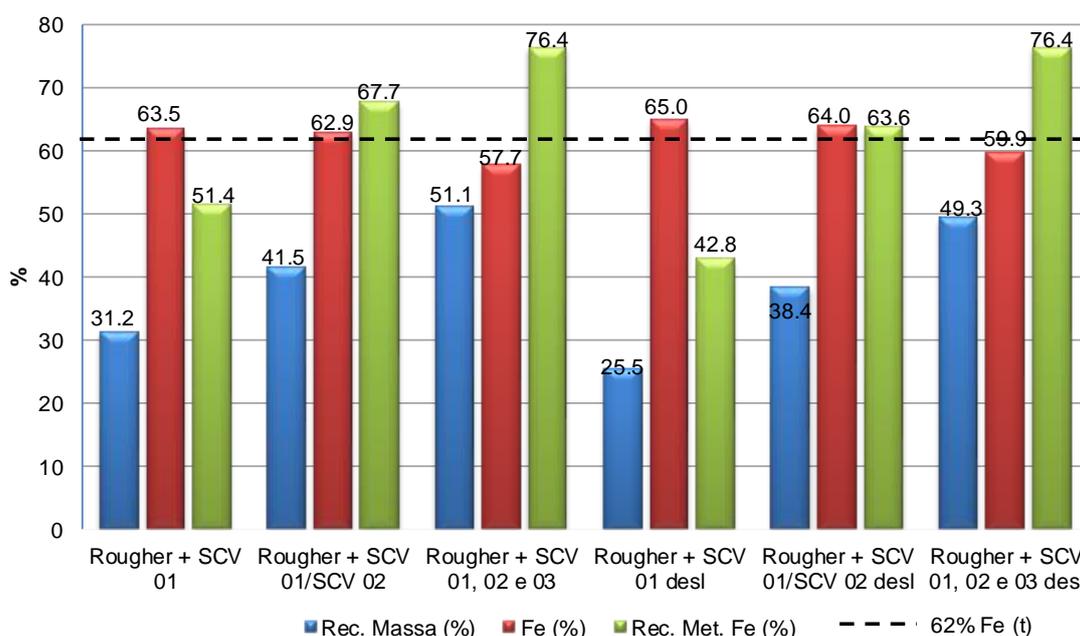


Figura 5.22 – Síntese dos resultados dos ensaios de separação magnética a seco sem deslamagem e com deslamagem

O cenário com a adição do concentrado gerado no *scavenger* (SCV) 03 ao produto nos dois casos não atingiu o objetivo de gerar um *Pellet Feed* com teor de 62%. Ainda assim, esses são os testes com as maiores recuperações metalúrgicas alcançadas. Isso é porque esses são os testes com a menor frequência de rotações (566 rpm), o que permite o aumento da recuperação de massa, porém com o efeito deletério de diminuir a seletividade e favorecer o arraste de partículas de quartzo para o produto.

A Tabela 5.9 sumariza os resultados obtidos para os cenários com a adição de *scavenger* (SCV) 02 e (SCV) 03, onde é possível observar os teores de SiO₂ altos, mesmo no cenário responsável por que atingir o valor de *Pellet Feed* alvo para a pesquisa. Nenhum dos testes

permitiu a geração de concentrado com qualidade para redução direta, porém, nos dois casos foi possível gerar produto que são aceitos no mercado. É importante ressaltar que apenas no teste a seco com deslamagem foi possível chegar a teores de Pellet Feed do tipo Platts, sem a penalização de SiO₂.

Tabela 5.9: Resultados dos concentrados gerados acrescentado as etapas de Scavenger de alta 02 e 03

Produto	Partição (%)	Fe (t) %	SiO₂ %	Rec. Met (Fe)
Rougher + SCV 01/02	41,5	62,9	9,3	67,7
Rougher + SCV 01/02 c/ deslamagem	38,4	64,0	7,6	63,6
Rougher + SCV 01, 02 e 03	51,0	57,7	16,5	76,4
Rougher + SCV 01, 02 e 03 c/ deslamagem	49,3	59,9	12,5	76,4

Com os resultados apresentados é possível afirmar que a separação magnética a seco com rolo de baixa intensidade (ferrita) e alta intensidade ETR (Fe-Nd) é possível para tamanhos menores que 0,075 mm e que avanços podem ser conseguidos com a implementação de campos de mais alta intensidade do que o testado nesta pesquisa (8500 Gauss).

A Figura 5.23 apresenta os resultados de recuperação de massa e metalúrgica para os cenários sem e com deslamagem, considerando o *under* da deslamagem como 100% da alimentação, excluindo assim a influência das partículas finas.

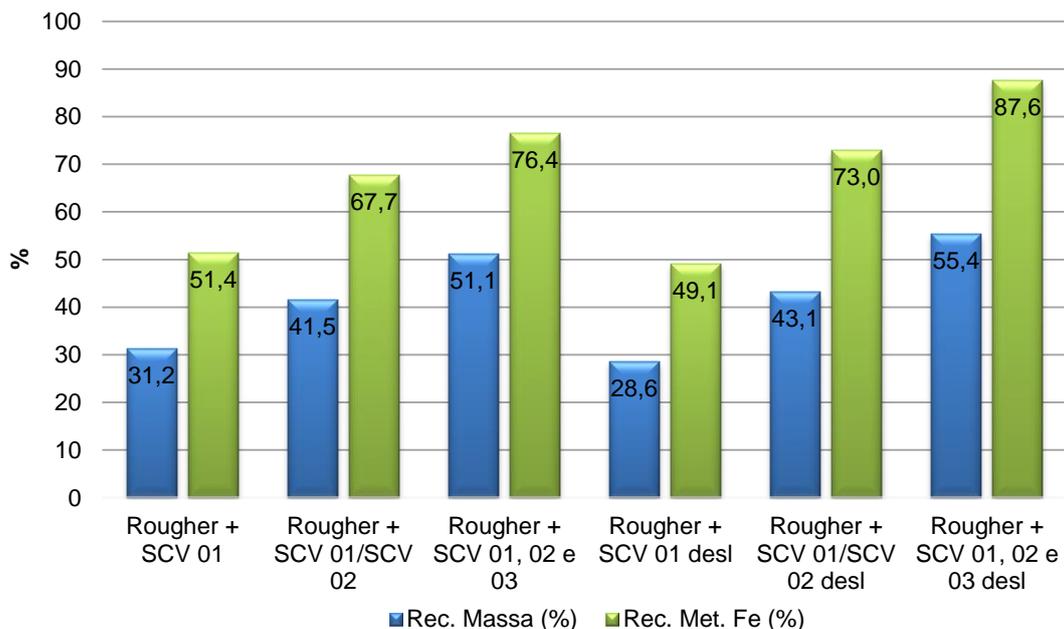


Figura 5.23 – Síntese dos resultados dos ensaios de separação magnética a seco sem deslamagem e com deslamagem

Analisando os dados apresentados, é possível observar que os valores de recuperação metalúrgica são mais altos nos testes com deslamagem, ou seja, a deslamagem favorece a recuperação metalúrgica das amostras. Entretanto, no caso em que a influência do concentrado de baixa intensidade é maior, observa-se que a recuperação metalúrgica sem deslamagem fica maior que com deslamagem. Este fato corrobora o estudo de Shao et al. (1996), assim os resultados apresentados para separadores de alta intensidade a úmido onde as partículas ferromagnéticas, de alta susceptibilidade, são separadas magneticamente mesmo nas granulometrias mais finas, também se aplica para os separadores de rolos de ferrita e terras raras, operando a seco.

Queiroz (2008) propôs em sua pesquisa, que a utilização de campos de baixa intensidade pode resultar na atração de partículas ferromagnéticas e as paramagnéticas, desde que com algum magnetismo residual. Isto se confirma para os separadores a seco, pois as recuperações em massa da ordem de mais de 10% para os testes com e sem deslamagem corroboram o fato de que não apenas magnetita é atraída por esse campo, e sim martitas com magnetita reliquiar, ou maghemita também podem ser atraídas, visto que, a massa de magnetita na alimentação não passa de 6,6%, conforme resultados apresentados para o *blend* de ICS estudado.

Recentemente, uma empresa brasileira patenteou o processo denominado FDMS (*Fines Dry Magnetic Separation*) e está estudando a implantação de projetos de separação magnética a seco, utilizando rolos de terras-raras em escala industrial. Esta mesma empresa apresentou

resultados de 64,5% Fe (t) no produto, com 50,9% de recuperação mássica e 85,1% de recuperação metalúrgica, testando itabirito compacto com alimentação de 38,6% de Fe (t) (New Steel, 2016).

V.11 Comparativo dos resultados obtidos nas rotas e nos testes com furos

A Figura 5.24 apresenta um resumo dos testes com as duas rotas apresentadas, excluindo os testes em que não foi possível chegar no valor do produto desejado.

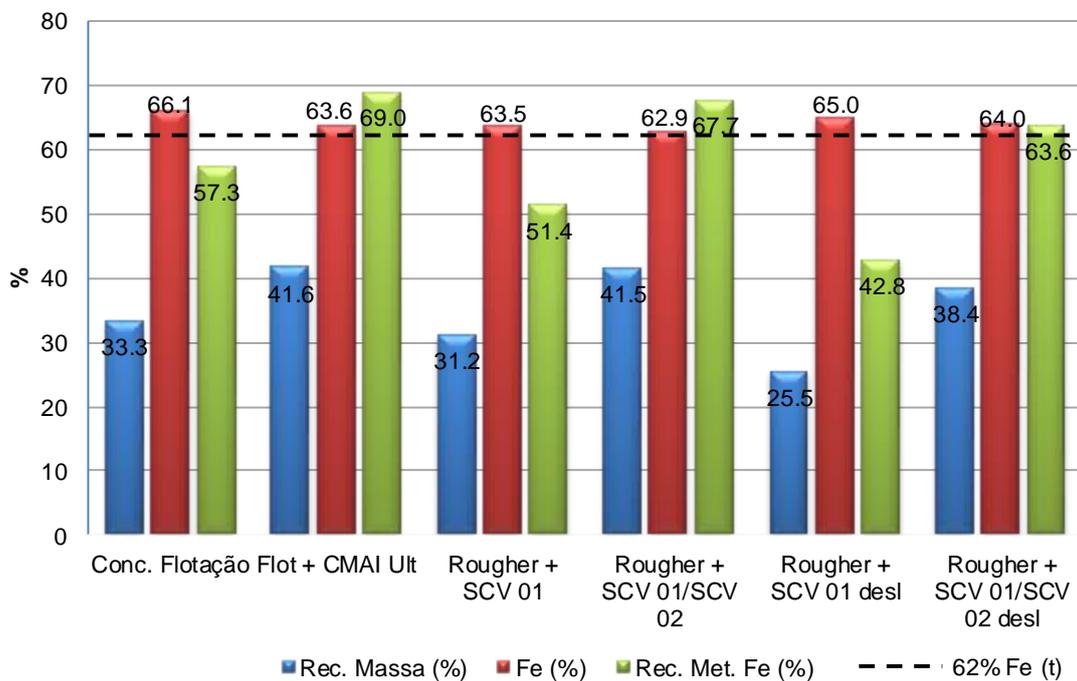


Figura 5.24 – Comparativo entre os resultados obtidos nas duas rotas testadas.

A Figura 5.25 apresenta um comparativo entre a recuperação metalúrgica e o teor de ferro no concentrado para o teste a seco deslamado e a rota atual com deslamagem mais flotação.

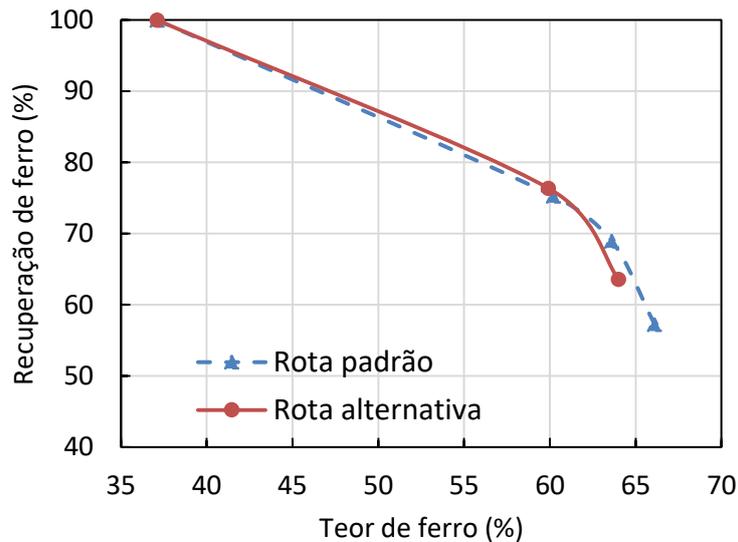


Figura 5.25 – Curvas de teor versus recuperação das duas rotas testadas para o minério deslamado.

Em linha gerais, o teste deslamado da rota alternativa se equivale a rota padrão CSN, conforme visto na Figura 5.25, o que mostra a viabilidade da separação a seco para o tratamento de minério de ferro em frações menores que 0,106 mm. Da mesma figura, se observa que com concentrado em torno de 62% Fe (t), os valores de recuperação metalúrgica são muito similares. A medida que o teor do concentrado aumenta, a rota padrão apresenta melhor recuperação metalúrgica. Para melhorar e aproximar a rota alternativa, será necessário o incremento da intensidade do campo magnético de alta para uma melhor seletividade nas etapas de *scavenger*.

Analisando a figura 5.24 pode-se observar que os resultados de flotação geram o maior teor entre os testes, o que já era esperado. Entretanto, em termos de recuperação de massa e metalúrgica, a associação de flotação com concentração dos ultrafinos, ficou na mesma ordem de grandeza que os testes de separação magnética a seco sem deslamagem, o que é um importante dado, visto que é um dado que associa a já consagrada rota de concentração para minério de ferro com uma nova alternativa de rota.

Como foi introduzido no capítulo dos resultados, a Figura 5.26 apresenta a média dos resultados para os testes com as amostras de furos, o produto gerado no teste da rota padrão + CMAI ultrafinos e o produto com maior recuperação metalúrgica dos testes a seco.

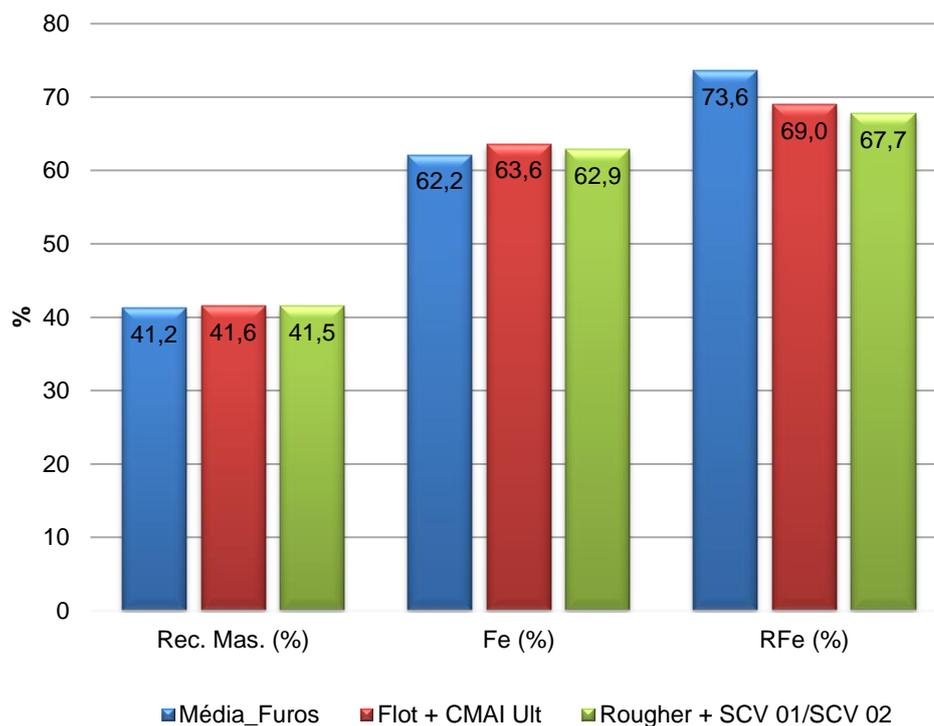


Figura 5.26 – Comparação entre a média dos resultados de amostras de furo e a rota padrão e a seco com amostra de superfície

Os resultados apresentados mostram que os testes tanto com a rota padrão como com a rota a seco sem deslamagem estão em concordância com os primeiros resultados com as amostras de reservas de furos de sonda. Este resultado valida a alternativa de optar por uma amostra de superfície com a média de teor de Fe (t) e de retido na fração maior que 6,3 mm, semelhante aos furos. Assim, os resultados oriundos desta pesquisa, consubstanciam a geração de amostra de maior volume, utilizando a mesma metodologia de amostragem para testes de planta piloto.

VI. CONCLUSÕES

Os testes efetuados mostram a viabilidade técnica do aproveitamento do ICS como ROM para alimentação da usina de itabiritos que está sendo projetado pela CSN Mineração.

A mineralogia do ICS Casa de Pedra é monótona como na maior parte do quadrilátero, apresentando quartzo como principal mineral de ganga (46%) e Hematita e Magnetita como óxidos de Ferro principais (40,4% e 6,6%), respectivamente. É de conhecimento na geologia da mina, que algumas áreas como a Serra do Mascate e o Corpo Oeste apresentam um maior percentual de magnetita, sendo assim, estas áreas caso sejam exploradas em quantidades diferentes das planejadas podem acarretar em mudanças na rota de processamento, uma vez que a contribuição de magnetita irá aumentar no ROM.

Os valores de índice de trabalho de Bond (WI) obtidos foram de 5,7 e 5,8 kWh/t e podem chegar até 7,5 kWh/t no teste de Bond padrão. Estes valores ainda estão abaixo dos encontrados na literatura para minérios compactos, sendo assim, é de suma importância estudos de moagem com as reservas de furos, pois confirmando os valores aqui obtidos o requerimento energético de moagem será mais baixo que dos outros projetos de compacto da região. Ainda sobre o estudo da moagem, é preciso aliar a mineralogia das áreas com este estudo, o que pode acarretar uma variabilidade grande aos resultados ora apresentados.

O grau de liberação, obtido em 0,106 mm, aponta para um valor ótimo de trabalho, evitando assim a geração de partículas muito finas, indesejáveis nas etapas de concentração em qualquer que seja a rota. Os finos gerados com P90 0,106 mm são de 27,6% frente aos 18,8% gerados na moagem com P90 0,150 mm.

O concentrado oriundo da flotação, obtido com o teste na rota padrão, com teor de 66,1% Fe (t), com 57,3% de rec. Metalúrgica do ferro, apresenta o maior potencial para geração de Pellet Feed de alto teor, e apresenta teores muito baixos de Al_2O_3 , o que significa prêmio pela qualidade do minério.

Na rota atual, que abrange deslamagem, flotação e concentração magnética a úmido dos rejeitos e finos, os melhores resultados obtidos apresentam os valores de concentrado de 66,1% Fe (t) e 63,6% Fe (t), para os concentrados gerados com a flotação e a adição do concentrado do CMAI ultrafinos. As recuperações metalúrgicas e de massa, são de, 57,3% e 33,4% para o concentrado da flotação e de 69% e 41,6% adicionando o concentrado do CMAI ultrafinos.

Para a nova rota, concentração magnética a seco, nos testes de baixa intensidade foram gerados concentrados com teores de 64,0% Fe (t) e 65,6% Fe (t), respectivamente, nos testes sem e com deslamagem. Entretanto, as recuperações de massa são baixas, respectivamente, 15,5% e 11,4%.

Os produtos obtidos adicionando as etapas de *scavenger* (SCV 01) apresentam teores de 63,5% Fe (t) e 65,0% Fe (t), para os concentrados gerados sem e com delamagem, e as recuperações de massa e metalúrgica para estes testes são respectivamente, 31,2% e 51,4% no teste sem deslamagem e 25,5% e 42,8% nos testes com deslamagem.

Com a adição do *scavenger* (SCV 02) ainda foi possível obter produto dentro do alvo buscado (62% Fe (t)), pois nos testes sem e com deslamagem os valores de 62,9% Fe (t) e 64% Fe (t) foram alcançados. Para as recuperações de massa e metalúrgica, os valores obtidos respectivamente nos testes sem deslamagem são de 41,5% e 67,7% e com deslamagem de 38,4% e 63,6%.

Os resultados apresentados mostram a viabilidade tanto na rota atual, como em rota de separação magnética a seco, tendo em vista que nas duas rotas os produtos estão dentro das especificações de mercado para Pellet feed. Os resultados apresentados mostram a viabilidade da separação magnética de partículas finas com a rota de concentração magnética a seco, utilizando separador de rolo permanentes com baixa e alta intensidade.

Para os testes de concentração a seco, a não disponibilidade de rolos com intensidades mais altas do que a utilizada (8.500 G), impossibilita a melhoria dos resultados de concentrado, tendo em vista, que mesmo diminuindo a frequência de rotações para uma melhor atuação do campo sob as partículas, o fator primordial para a melhoria dos resultados é a exposição a campos de maior intensidade.

Com um campo de maior intensidade, também seria possível efetuar uma última etapa de cleaner com todos os concentrados gerados no teste a seco, o que permitirá um incremento no teor do concentrado.

A estratégia de buscar na superfície da mina amostras de ICS que se assemelham química e granulometricamente aos furos foi considerada positiva, tendo em vista que os resultados dos primeiros testes de concentração com as amostras dos furos apresentam valores similares, quando comparados com a rota da CSN e rota de concentração a seco. Os valores os concentrados obtidos, respectivamente, são de 62,6% Fe (t), 63,6% Fe(t) e 62,9% Fe(t), com recuperações de massa da

ordem de 41,5% para os 3 casos e recuperações metalúrgicas de 73,6% para os furos, 69% para a rota atual da CSN e 67,7% para a rota a seco.

O comparativo entre os resultados obtidos nesta pesquisa, e os iniciais existentes na base de dados da CSN Mineração para as reservas de furos de sondagem, não indicam diferença significativa entre o ICS dos furos e os que foram coletados na mina, o que é um ponto positivo para a estratégia utilizada.

As etapas de caracterização aqui descritas devem fazer parte da rotina de estudos de curto prazo da mina de Casa de Pedra, objetivando assim um melhor entendimento do comportamento dos corpos lavrados antes de alimentar a usina.

Para a geração de um modelo geometalúrgico, é necessário que se comece a implementar os testes de bancada com as amostras de furos de curto prazo, respeitando as etapas de caracterização aqui descritas, e claro, adequando a massa inicial para realidade de furos de sondagem. Sendo assim, em um curto espaço de tempo, 3 a 5 anos, já existirá um número de informações suficientes que ajude a entender o comportamento dos litotipos na Usina atual e também, vai ajudar a entender o ICS, hoje não aproveitado, e que será muito importante para a futura planta de itabiritos.

Para a implementação da usina de itabiritos, esse trabalho pode contribuir de forma significativa, tendo em vista que mostrou ser possível correlacionar amostras de superfície com as amostras de furos que estão sendo testadas para desenvolvimento do projeto.

VII. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Este trabalho não teve por finalidade esgotar o assunto de caracterização geometalúrgica dos itabiritos compactos silicosos, tendo em vista, que a alíquota trabalhada, representa uma média do que será a alimentação da planta. Portanto, está entendido que foi realizado um primeiro estudo e uma porta de entrada para que o entendimento geometalúrgico dos litotipos aflorantes, não apenas do ICS, seja explorado e evolua para a construção de um modelo.

Uma caracterização do espectro de liberação aliado à mineralogia dos minerais de ferro deve ser investigada, uma vez que diferentes tipos de hematita são encontrados na mina, e é de conhecimento que os Corpos Oeste e Mascate, apresentam um maior percentual de magnetita. Sendo assim, a individualização do estudo por corpo é um caminho a ser seguido.

Os estudos de moagem dos itabiritos compactos silicosos das reservas de furos devem ser efetuados para consubstanciar o que foi definido para a amostra de superfície, pois os resultados aqui apresentados apontam um baixo consumo energético. A caracterização mineralógica dos tipos de hematita predominante nos corpos também deve ser levada em consideração para os testes de moagem.

É preciso destacar ainda, que as rotas de concentração não foram otimizadas, de modo a permitir uma melhoria nos resultados apresentados, devido principalmente, à disponibilidade limitada de tempo no laboratório de processos para realização de testes com o incremento de amina, visto que o principal contaminante do ICS é a sílica. Sendo assim, o incremento nas dosagens de amina, podem acrescentar ganhos, conforme apresentado por Ribeiro (2011).

Estudos pilotos com separação a seco expondo o material a campos de maior intensidade devem ser analisados, pois os resultados aqui apresentados apontam para uma viabilidade desta nova rota.

Estudos de mineralogia e liberação nos produtos oriundos dos testes, em ambas as rotas para proposição de soluções mais assertivas para a melhora dos resultados ora apresentados.

Por fim, os dados referentes a requerimento energético e dados de concentração devem passar a ser rotina de estudos de caracterização na mina de Casa de Pedra, visando a inserção destes dados no modelo de blocos e criação de um modelo geometalúrgico da cava, para que este, possa servir de orientação de plano de lavra da nova usinda de itabiritos.

VIII. REFERÊNCIAS

Almeida, F. F. M. O Craton de São Francisco. *Rev. Bras. Geociências*, 7 (4): 349 – 364. 1977.

Almeida, S.L. M., Figueira, H. V. O., Luz, A. B., *Tratamento de Minérios*, 2004.

Araujo, A. C.; Amarante, S. C.; Souza, C. C.; Silva, R. R. R. - Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. Volume 112. p. C54 – C64. Abril, 2003.

Araujo, A.C., Viana, P.R.M., Peres A.E.C.. Reagents In Ore Flotation. *Minerals Engineering*, Volume 18, Issue 2, pages 219-224, February 2005.

Baltar, C. A. M. - Flotação no tratamento de minérios. Editora Universitária UFPE. Recife-PE, Brasil, ed. 1, 2008.

Baltar, C. A. M. - Flotação no tratamento de minérios. Editora Universitária UFPE. Recife-PE, Brasil, ed. 2, 2010, 238 p.

Bond, F.C. The Third Theory of Comminution. *Transactions AIME*, p 484-494, May, 1952.

Bond, F.C. *Crushing and Grinding Calculations*. Allis Chalmers Publication, 1961.

Bond, F.C. *Crushing and Grinding Calculations. Selection Circuits to Prepare Beneficiation Feeds*. Allis Chalmers Bulletin, May, 1983.

Beraldo, J.L. *Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares*, Editora Edgard Blucher Ltda, São Paulo, 1987.

Bergstrom, B. H. *Crushability and Grindability*. In *SME Minerals Processing Handbook*, edited by N.L. Weiss. SME Inc., Littleton, 1985, pp. 30-65-68.

Biondi, J.C. *Processos Metalogenéticos e os Depósitos Minerais Brasileiros*. São Paulo: Oficina de Textos, 2003.

Bontempo, F.; Gontijo, G.; Santos, A.; Teixeira, E. *Desenvolvimento de Modelo Geometalúrgico aplicado à cominuição do Itabirito Compacto de Serra Azul*. 43º

Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas, 14º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 1º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro, 1 a 4 de setembro de 2014, Belo Horizonte, MG, Brasil.

Braga Junior, M.M., Efeito do scalping de quartzo grosso na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia de Metalúrgica e de Minas da UFMG, 2010. 173p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas)

Campos, A. R.; Luz, A. B. e Carvalho, E. A. Separação em meio denso. In: Luz, A. B., Sampaio, J. A. e Almeida, S. L. M. (Ed.). Tratamento de minérios. 4a ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004, p.271-301.

Carmo, S.S.; Uliana, D.; Kahn, H. & Tassinari, M.M.L. Estudos de Caracterização Tecnológica em Amostras de Minério de Ferro de Baixo Teor. *Holos*, 30: 35-43. 2014.

Chaves, A. P. e Peres, A. E. C., Teoria e Prática do Tratamento de Minérios, 2003.

Chaves, A. Teoria e prática do tratamento de minérios - Flotação: O estado da arte no Brasil (2ª ed., Vol. IV). São Paulo: Signus Editora. 2009.

Chaves, A. P. & Peres, A. E. C. Teoria e Prática do tratamento de Minérios: Britagem, Peneiramento e Moagem. São Paulo: oficina de textos, 2012. 323 p.

Chen, L., Xiong, D. and Huang, H. Pulsating High-Gradient Magnetic Separation of Fine Hematite from Tailings. *Minerals & Metallurgical Processing*, Volume 26, p. 163-168, Aug. 2009.

Chen, L.Z., Xiong, D.H., Magnetic Techniques for Mineral Processing IN:Progress in Filtration and Separation. Tarleton., S. 2015 Elsevier Ltd.

Dana, J. D. Manual de Mineralogia. 1ª Edição. Livros Técnicos e Científicos. Editora S.A, 1974, p. 642.

Delboni Júnior H. Relatório Tendências Tecnológicas do Brasil. Geociências e tecnologia Mineral. 2007. p.111.

Dekkers, M. J. Magnetic properties of natural goethite-I. Grain-size dependence of some low- and high-field related rockmagnetic parameters measured at room temperature. *Geophysical Journal* (1989) 97, 323-340

de Boer C. B. Rock-magnetic studies on hematite, maghemite and combustion-metamorphic rocks. Ph.D. thesis. 1999. Utrecht University, The Netherlands.

Donskoi, E., Poliakov, A., Holmers, R., Suthers, S., Ware, N., Manuel, J., Clout, J. (2016). Iron ore textural information is the key for prediction of downstream process performance *Minerals Engineering*, v. 86, p. 10-23.

Dorr, J.V.N. Esboço Geológico do Quadrilátero Ferrífero de MG. In: DNPM-USGS. Publicação Especial 1, 1959.

Dorr, J. V. N. Physiographic, stratigraphic and structural development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. 2nd. 1969 U. S. Geol. Surv. Prof. Pap., 641-A: 110p.

Ferreira, R.F., Marques, M.L.S., Silva, R.G., Santos, G.F., Pereira, E.C., Relação entre o grau de metamorfismo e deformação e as características que influenciam na definição da malha de moagem de minérios de ferro, XII Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, 2011, Vila Velha, ES.

Ferreira, R. F. Estudo de liberação das fases minerais em minérios de ferro, Dissertação de mestrado da UFOP, Ouro Preto, 2013.

Ferreira, R.F. & Lima, R. M. F. 2016. Evolução do Espectro de Liberação na Moagem de Itabiritos em Diferentes Tamanhos e a Resposta na Flotação. *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 9, n. 2, p. 89-94, abr.-jun. 2012, São Paulo, v. 13, n. 4, p. 302-309.

Ferreira, K. C.; Galery, R.; Peres, A. E. C. Determinação do Consumo Energético da Etapa de Moagem Primária de um minério de Ferro Itabirítico da Região de Morro do Pilar. 46º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas, 17º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 4º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro, parte integrante da ABM Week, realizada de 26 a 30 de setembro de 2016, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.

Figueira, H. V. O., Almeida, S. L. M. e Luz, A. B., *Cominuição - Tratamento de Minérios*, 2004.

Filippov, L. O.; Serevov, V. V; Filippova, I. V. An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation. *International Journal of Mineral Processing*, n.127, p. 62-69, 2014.

França, J. R. O. Caracterização mineralógica e da fragmentação de tipologias de minério de ferro e sua liberação. *Dissertação de Mestrado-UFRJ/COPPE*, 2019.

Freitas, L. S. Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A. *Dissertação de mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Minas*, 2014.

Fuerstenau, D. W.; PRADIP. Zeta potential in the flotation of oxide and silicate minerals. *Advances in Colloid and Interface Science*. v. 114-115, p. 9-26. 2005.

Gaudin AM. *Principles of mineral dressing*. New Delhi: Tata McGraw-Hill Publishing Company; 1939.

Gomes, O. d. F. M., Iglesias, J.C.A., Paciornick, S., Vieira, M.B. Classification of hematite types in iron ores through circularly polarized light microscopy and image analysis. *Minerals Engeneering* 52, 191-197.2013.

Gonçalves C, Lima NP, Torquato NC, Silva S. Rota de processo otimizada para concentração de itabiritos pobres do Quadrilátero Ferrífero: 15º Prêmio de Excelência da Indústria Minero-metalúrgica Brasileira. *Revista Minérios & Minerales*. 2013; 349:20-22.

Gonçalves, T.A.R. & Peres, A.E.C. Técnicas de Microscopia Ótica e Microscopia Eletrônica de Varredura Automatizada (QEMSCAM) Aplicadas a Diferentes Tipologias de Minério de Ferro. *Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração*, 12(4): 342-349, 2015.

Herbst, J. A., Rajamani, R. K., Mular, A. L., Flintoff, B. Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, Published by Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Chapter - Circuit Simulators: An Overview, pp. 383, 2002.

Houot, R. Beneficiation of iron ore by flotation: review of industrial and potential applications. *International Journal of Mineral Processing*, v.10, p.183-204, 1983.

Iwasaki, I., Iron Ore Flotation, Theory and Practice. *Mining Engineering*, p 622-631. 1983.

James, H. L. Sedimentary facies of iron-formations. *Econ. Geol.* 49, p. 235-293, 1954.

King, R.P., Schneider, C. Stereological correction of linear grade distributions for mineral liberation. *Powder Technol.*, 98-1, 21-37, 1998.

Kelly, E. G. e Spottiswood, D. J. Introduction to mineral processing. New York: John Wiley & Sons, 1982, p.243-249. Fragmentação

Klein, C., Dutrow, B. Manual de Ciências dos Minerais. 23 ed. Porto Alegre: Bookman, 2012.

Leja, J. - Surface Chemistry of Froth Flotation. New York: Plenum Press, 758p., 1982.

Lima, N.P., Torquato, N.C., Costa, J.B., Ferreira, R.F. Rotas de processo para aproveitamento de itabiritos pobres do Quadrilátero Ferrífero, XII Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, 12 a 15 de setembro de 2011, Vila Velha, ES.

Lima, R. M. F, Lopes, G. M., Gontijo, C. F. - Aspectos mineralógicos, físicos e químicos na flotação catiônica inversa de minérios de ferro de baixos teores, do Quadrilátero Ferrífero MG. *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 8, n. 2, pp. 126-131, 2011.

Lima, N. P.; Valadão, G. E. S.; Peres, A. E. C.; Effect of amine and starch dosages on the reverse cationic flotation of iron ore. In: *Minerals Engineering*, Elsevier Science Publishers n. 45. p. 180-184, 2013.

Lin, C.L., Miller, J.D. Cone beam X-ray microtomography for three-dimensional liberation analysis in the 21st century. *International Journal of Mineral Processing* No 47, p. 61-73, 1996.

Lin, C.L., Miller, J.D. Cone beam X-ray microtomography - a new facility for three-dimensional analysis of multiphase materials. *Minerals & Metallurgical Processing*, 19, 65-71, 2002.

Lins, F. A. F. Concentração gravítica. In: Luz, A. B., Sampaio, J. A. e Almeida, S. L. M. (Ed.). *Tratamento de Minérios*. 4ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004, p.241-270.

Machado, N., Noce, C. M., Ladeira, E. A. & Belo de Oliveira, O. A. U-Pb Geochronology of Archean magmatism and Proterozoic metamorphism in the Quadrilátero Ferrífero, southern São Francisco Craton, Brazil. *Geological Society of America Bulletin*, 104: 1221-1227, 1992.

Martinez, H. A. G., Shaoxian, S. e Valdivieso, A. L. In situ observation of quartz particles entrained into Magnetic coagulates in a uniform magnetic field. *Minerals Engineering*. v. 24, p. 963-966, 2011.

Mihalk, P. Magnetic separation theory equipment and application. *World Mining*, p105-106, 1979.

Mishra, B.K.; Reddy, P.S.R.; Das, B.; Biswal, S.K.; Prakash, S.; Das, S. K. Issues relating to characterization and beneficiation of low grade iron ore fines. *Steelworld* December 2007, vol. I, p. 32-35.

Monte, M. B. M. e Peres, A. E. C. - Química de superfície na flotação. p. 339 - 407. In *Tratamento de Minérios*. 4ª ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2004.

Neumann, R., Schneider, C.L., Neto, A.A., *Caracterização Tecnológica de Minérios*. Em: Luz, A.B., Sampaio, J.A., Almeida, S.L.M., *Tratamento de Minérios*. 4ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004. Cap. 3, p. 55-106

Neumann, R., Schneider, C.L., Neto, A.A. *Caracterização Tecnológica de Minérios Parte II*. In *Tratamento de Minérios*, Centro de Tecnologia Mineral - CETEM, 5ª Edição, capítulo 3, p. 85-139. Rio de Janeiro, 2010.

New Steel, presentation in Iron Ore Symposium, Berlin, 2016.

Outokumpu I. Grinding Technology [online]. Finland: [cited 4 July 2002]. Available from Internet: <<http://www.outokumpu.fi/mineralprocessing/grind-1b.htm>>.

Parekh, B. K.; Miller, J. D. Advances in flotation technology. Proceedings of a symposium held at the Annual SME Meeting, Mar. 1-3, 1999, in Denver, Colo, USA, 463 p. ISBN 0-87335-184-3.

Peres, A.E.C.; Salum, M.J.G.; Valadão, G.E.S.; De Araújo, A.C. Métodos de concentração. In: Valadão, G.E.S.; De Araújo, A.C. Introdução ao tratamento de minérios. Belo Horizonte: Editora UFMG, 2007. Cap. 6, p. 105-138.

Pereira, C. Moagem. In: A. Peres, C. Pereira, J. da Silva, & A. de Araujo, Curso de Beneficiamento de Minérios (pp. 60-65). Belo Horizonte, 1989.

Petruk, W. Applied Mineralogy in the Mining Industry. Elsevier. 286 p. 2000.

Pirajno, F. (2009). Hydrothermal Processes and Mineral Systems. 1 ed. Berlin, Springer.

Pires FRM. Textural and mineralogical variations during metamorphism of the Proterozoic Itabira Iron Formation in the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. Anais da Academia Brasileira de Ciências. 1995;67(1):77-105.

Porphírio, N.H., Barbosa, M.I., Bertolino, L.C., Caracterização Tecnológica de Minérios Parte I. In Tratamento de Minérios, Centro de Tecnologia Mineral - CETEM, 5ª Edição, capítulo 3, p. 57-84. Rio de Janeiro, 2010.

Queiroz, L. A. Caracterização de minérios da Mina de Brucutu, Vale, focada na previsibilidade das operações de concentração mineral. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2008. 355p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).

Queiroz, L.A. e Brandão, P.R.G. Aspectos Mineralógicos Relacionados à Concentração Magnética de Minério de Ferro Itabirítico. Metalurgia & Materiais, Volume 65, p. 148-151, abr. 2009.

Ribeiro, E. Q. Caracterização Tecnológica do Itabirito Pobre Compacto – “IPC” da Mina Casa de Pedra, Dissertação de Mestrado da UFMG, Belo Horizonte, 2011.

Roberto, J.B. Influência dos diversos tipos litológicos nas operações de concentração da instalação de beneficiamento de Brucutu Dissertação de mestrado da UFMG, Minas Gerais, 2010.

Rodrigues RS, Bonfioli LE, Mapa PS, Pinto LA. Desenvolvimento de um modelo matemático para determinação do requerimento de energia de moagem da reserva de minério de ferro da Samarco Mineração S/A. In: Anais do 44º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas e 15º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 2º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro; 2014; Belo Horizonte. São Paulo: ABM; 2014. p. 388-400.

Rodrigues, R. S.; Brandão, P. R. G. Influência da Liberação Mineral nas Etapas de Moagem e Flotação do Minério de Ferro *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 14, n. 3, p. 279-287, jul./set. 2017

Rosière CA, Chemale F Jr, Guimarães MLV. Um modelo para a evolução microestrutural dos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Parte I - estruturas e recristalização. *Geonomos*. 1993;1(1):65-84.

Rosiere, C.A. et al. Microstructures, textures and deformation mechanisms in hematite. *Journal of Structural Geology*, Amsterdam, volume 23, n. 9, p. 1429-1440, set. 2001.

Rosière, C.A. & Chemale JR, F. Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero-uma visão geral e discussão. *Geonomos*. 8. 27-43, 2013.

Rowland JR, C.A. The Tools of Power Power: the Bond Work Index, a tool to measure grinding efficiency. In: *Selection Circuits to Prepare Beneficiation Feeds*. Allis Chalmers Bulletin, 1983.

Salum, M. J. G.; Ciminelli, V. S. T. Associação Brasileira de Tecnologia Mineral. Flotation: fundamentals, practice and environment = flotação: fundamentos, pratica e meio ambiente. Belo Horizonte: ABTM, 1992. 718p

Sampaio, C. H. e Tavares, L. M. M. Beneficiamento gravimétrico. Porto Alegre, UFRGS Editora, p.271-410, 2005.

Sampaio, J. A.; Luz, A. B.; França, S.C. A. Separação magnética e eletrostática. In: Luz, A. B.; Sampaio, J. A. e Almeida, S. L. M. (Ed.). Tratamento de Minérios. 5a ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, p. 367-395, 2010.

Sampaio, J. A.; Luz, A. B.; França, S.C. A. ; Gonzaga, L.M. Separação magnética e eletrostática. In: Luz, A. B.; Almeida, S. L. M. e Braga, P. F. A. (Ed.). Tratamento de Minérios. 6a ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, p. 341-379, 2019.

Schena, G., Santoro, L., Favretto, S. Conceiving a high resolution and fast X-ray CT system for imaging fine multi-phase mineral particles and retrieving mineral liberation spectra. *Int. J. Miner. Process.*, 84, 327-336. 156, 2007.

Schneider, C.L. Measurement and calculation of liberation in continuous milling circuits. Dissertation/Thesis, ProQuest, 1995.

Shao, T., Veasey, T. J., and Rowson, N. A. Wet High Intensity Magnetic Separation of Iron Minerals. *Magnetic and Electrical Separation*, Volume 9, p. 41-51, 1996

Silva, M. B.; Luz, J. A. M. Magnetic scavenging of ultrafine hematite from itabirites. *Revista Escola de Minas*. v.66. n.4. p 499-505. 2013

Silva, M. B.; Luz, J. A. M.; Lopes, M. M. e Pereira, C. A. Avaliação de Separador Magnético de Alta Intensidade de Anel Vertical. XXIV ENTMME - 2011 - Salvador/Bahia

Silveira et.al. Evolução Estrutural na Região da Mina de Casa de Pedra Associada a Mineralização de alto Teor em ferro, Sudoeste do Quadrilátero Ferrífero, Congonhas, Minas Gerais, Brasil. 2017. XVI Simpósio Nacional de estudos Tectônicos. X International Symposium on Tectonics. Salvador - BA - Brasil 479 - 482

Sivamohan R. The problem of recovering very fine particles in mineral processing - a review. *International Journal of Mineral Processing*. 1990 [acesso em 10 nov. 2019];

28:247-288.

Disponível

em:

<http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0301751690900462>.

Souza, E. S. Rota de Processo para Aproveitamento de Rochas Itabiríticas Estéreis da Mina de Conceição. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2005, 104p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas, Tecnologia Mineral).

Svoboda, J., *Magnetic Techniques for the Treatment of Materials*. Kluwer Academic Publishers, Dordrecht, Netherlands. 2004

Taggart, A. F. *Handbook of Mineral Dressing, Ores and Industrial Minerals*, John Wiley & Sons, Inc. New York, London, Sidney, 1954.

Taggart, A. F. (1921) *O manual de processo de flotação*. New York, 181p.

Tavares, L.M.M., *Apostila Processamento de Recursos Minerai*s I, 2009.

Tavares, L. M. M.; Carvalho, R. M.; Alves, V. K.; Lima, N. On the Design of Ball Mills for Grinding Itabirite Ores. In: 13o Seminário Brasileiro de Minério de Ferro. 2012, Rio de Janeiro, Brasil, p.742-752.

Trahar, W.J. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *Int. J. Miner. Process.*, v. 8, n. 4, p. 289-327, 1981.

Tripathy, S. K., Banerjee, P. K., Suresh., N, Murthy Y. R. & Singh, Veerendra Singh (2017) Dry High-Intensity Magnetic Separation In Mineral Industry – A Review Of Present Status And Future Prospects, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 38:6, 339-365

Tripathy, S. K., Banerjee, P. K., and Suresh, N., 2015, "Magnetic separation studies on ferruginous chromite fine to enhance Cr: Feratio." *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 22(3), pp. 217.

Trzaskos-Lipski B. 2001. Atributos estruturais do minério de ferro granulado da Mina de Casa de Pedra e sua influencia no processo de redução em alto-forno. Dissertação de Mestrado, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 136 p.

Turrer, H.D.G.; Menezes, K.B.; Gonzaga, F.H.P.; Silva, J.C.; Almeida, J.A.; Magalhães, C.R.; Russo, J.F.C; Pimentel, D.A.; Mazzinghy, D.B. (2013) Concentração magnética para recuperação do ferro contido no rejeito da flotação. In: Anais do 43º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas, 14º Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro e 1º Simpósio Brasileiro de Aglomeração de Minério de Ferro, 9p.

Vasconcelos, J.A., Brandão, P.R.G e Lemos, L.N. Estudos de Caracterização e Concentração de Itabirito Compacto do Complexo Serra Azul, MG. *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 9, n. 2, p. 89-94, abr.-jun. 2012

Veras, M. M. - Influência do tipo de espumante nas características de espuma produzida na flotação - Dissertação de mestrado submetida ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral-PPGEM, Universidade Federal de Pernambuco, 2010.

Vieira, A. M. Flotação - Alguns Tópicos. Curso Interno SAMARCO, 1995.

Vieira, M. G., Produção de um pellet feed a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da SAMARCO. 2008. 90f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) - Universidade Federal de Minas Gerais, Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 2008.

Warren, L.J., 1984. Ultrafine particles in flotation. In: Symposia Series - Australasian Institute of Mining and Metallurgy, vol. 40 (Princ. Min. Flotation), pp. 185-213

Wellenkamp, F., Moagens Fina e Ultrafina de Minerais Industriais: Uma Revisão, 1999.

Wills, B.A. Mineral Processing Technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 7th ed. Oxford: Elsevier, 2007.

Wills, B.A., Finch, J.A. (2016). Mineral Processing Technology. Butterworth-Heinemann, 8th ed. 496p.

Xiong, D.; Lu, L.; Holmes, R.J. Developments in the physical separation of iron ore: magnetic separation. In: Physical separation of iron ore: magnetic separation. Iron Ore. © 2015 Elsevier Ltd.

Zhdonov. M and Keller G. Electromagnetic Properties of Rocks and Minerals. IN: Foundations of Geophysical Electromagnetic Theory and Methods 2nd Edition, Zhdonov. M Copyright _ 2018 Elsevier Ltd. All rights reserved.

[https://www.spglobal.com/platts/en/our-methodology/price-assessments /metals/iindex-iron-ore-metals-price-assessment](https://www.spglobal.com/platts/en/our-methodology/price-assessments/metals/iindex-iron-ore-metals-price-assessment), acessado em 02/12/2019

IX. ANEXOS

IX.1 Anexo A

Mapa mostrando a localização dos corpos de ICS em subsuperfície projetados na topografia da mina.

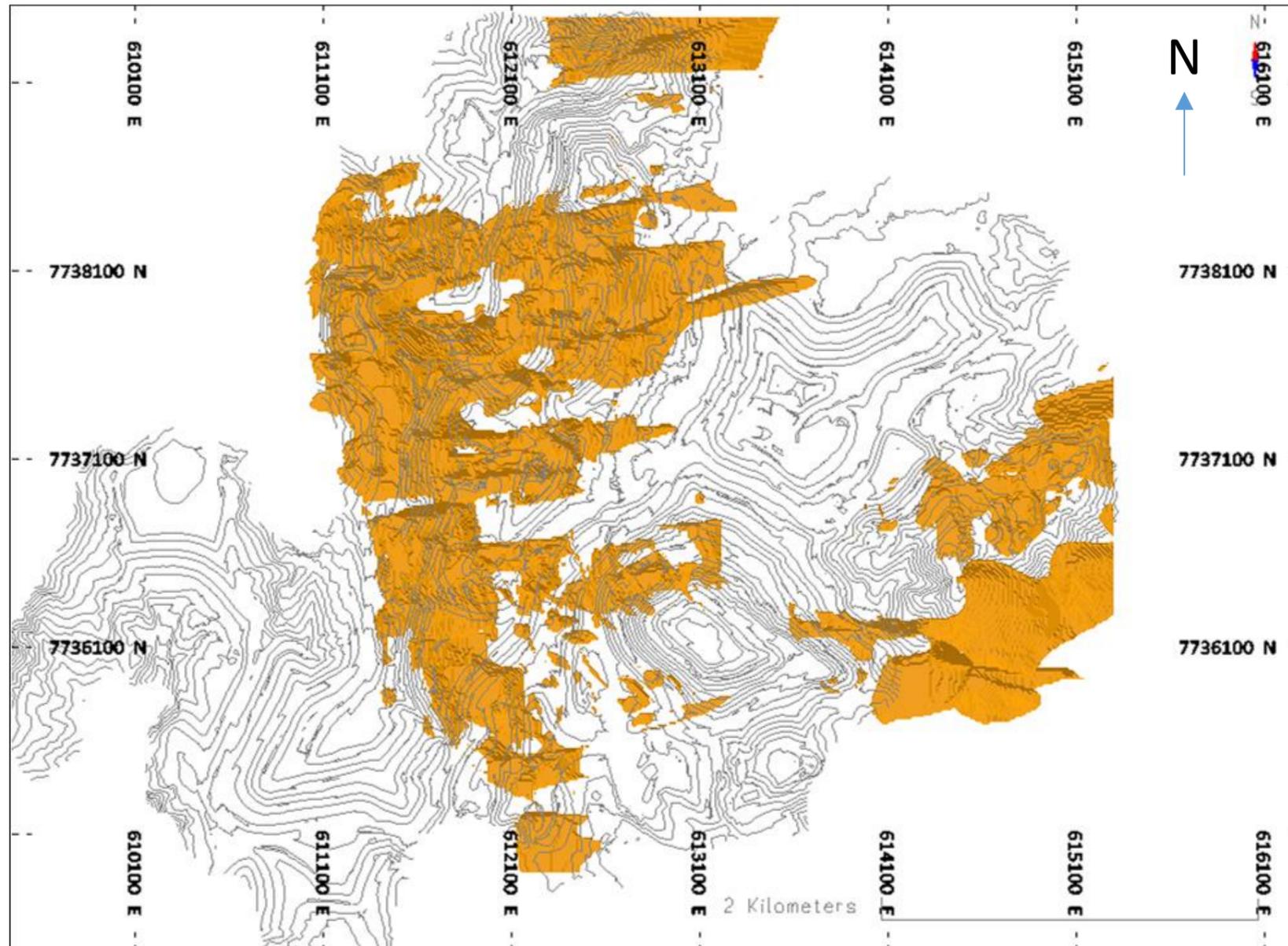


Figura 9.1. Localização dos corpos de ICS no modelo de longo prazo

IX.2 Anexo B

As figuras 9.2 a 9.4 apresentam os mapas com a topografia, furos e sólido com avanço do planejamento de lavra, conforme explicado no capítulo 4.

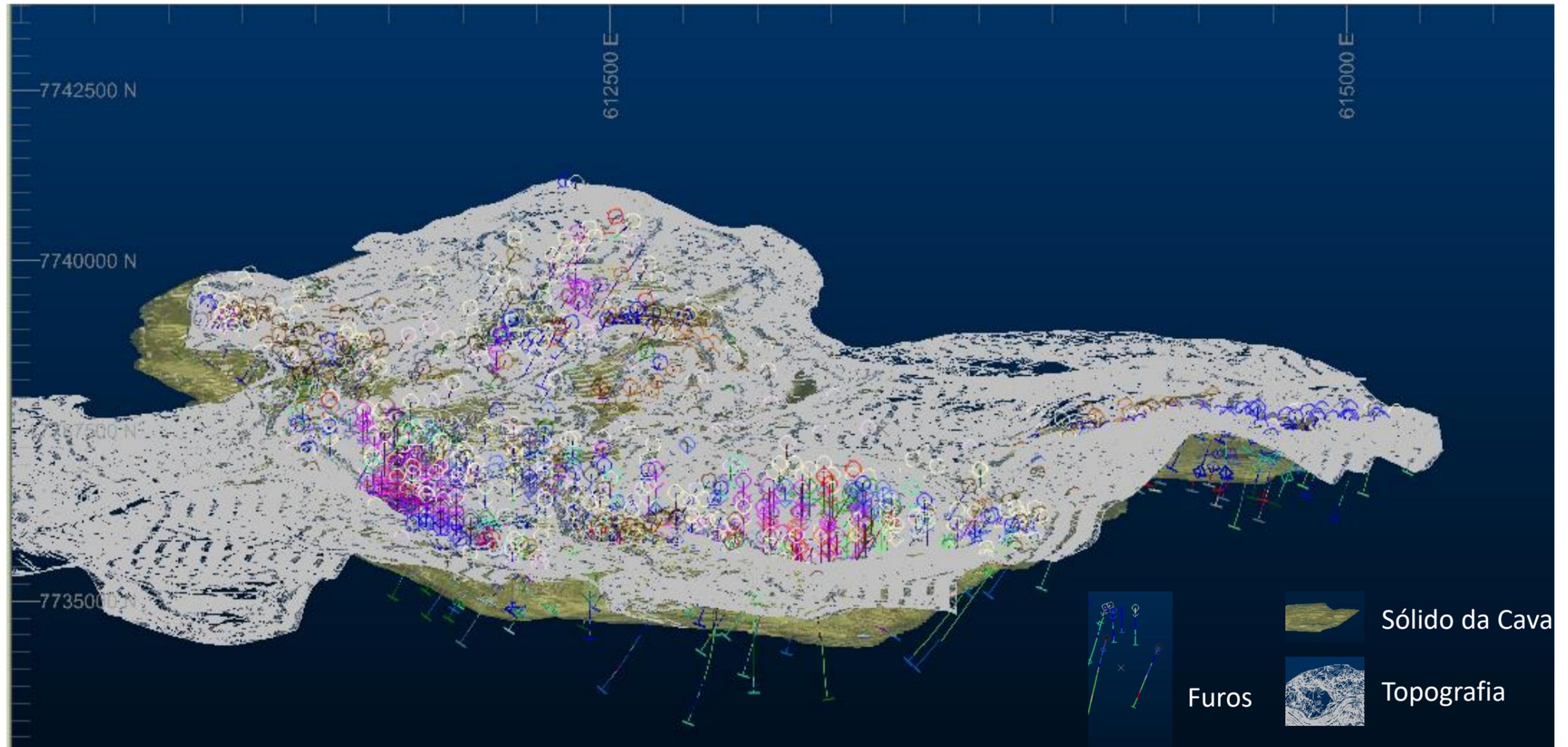


Figura 9.2 – Arquivos de entradas com furos de sondagem, pit de lavra e topografia

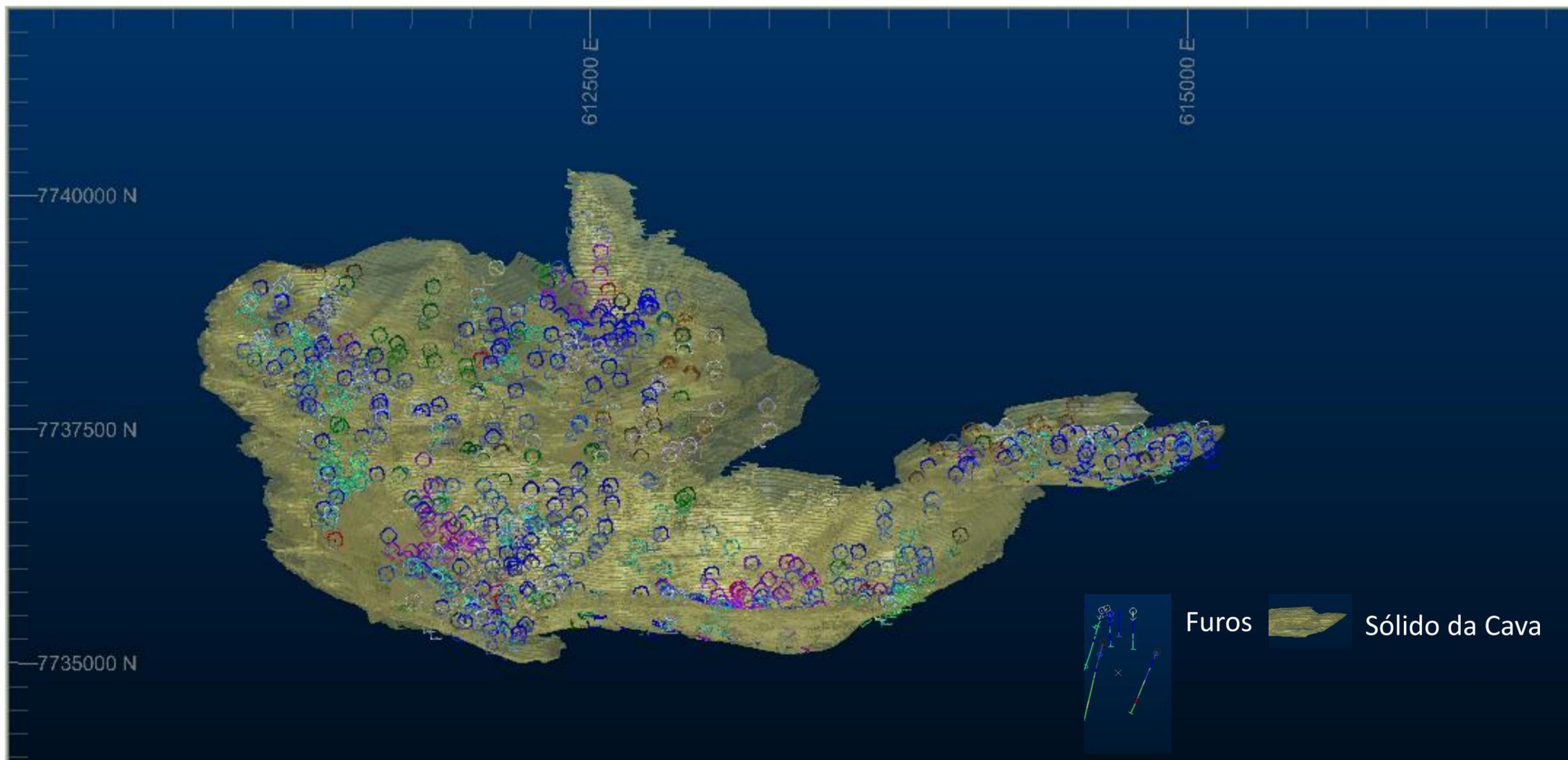


Figura 9.3 – Intervalos de furos de sondagem compreendidos dentro do sólido de lava

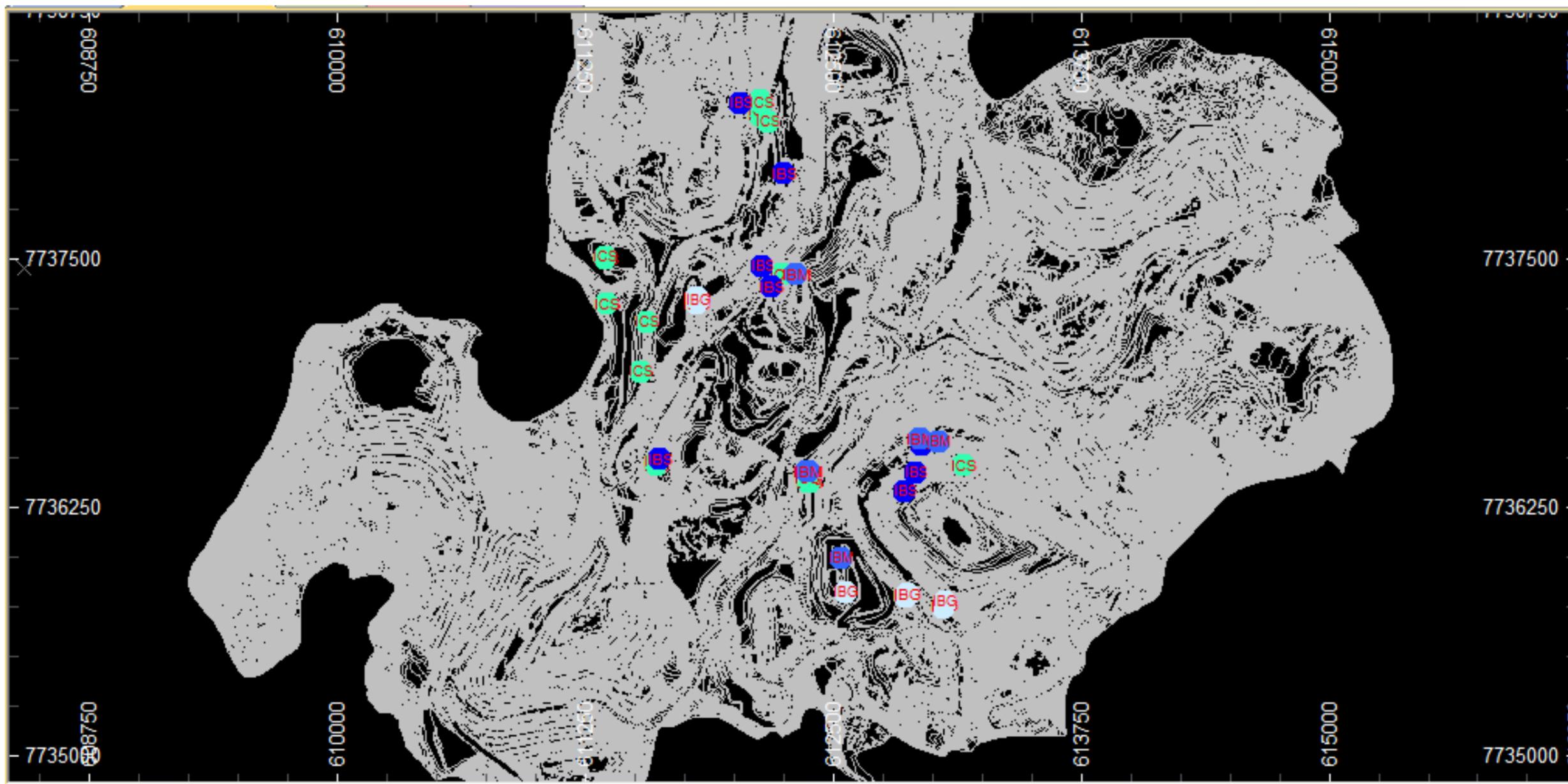


Figura 9.4 – Pontos em azul claro são locais de amostragem de ICS aflorantes na mina com as características similares as dos furos de sondagem

IX.3 Anexo C

As figuras 9.5 a 9.7 apresentam os fluxogramas dos testes de concentração.

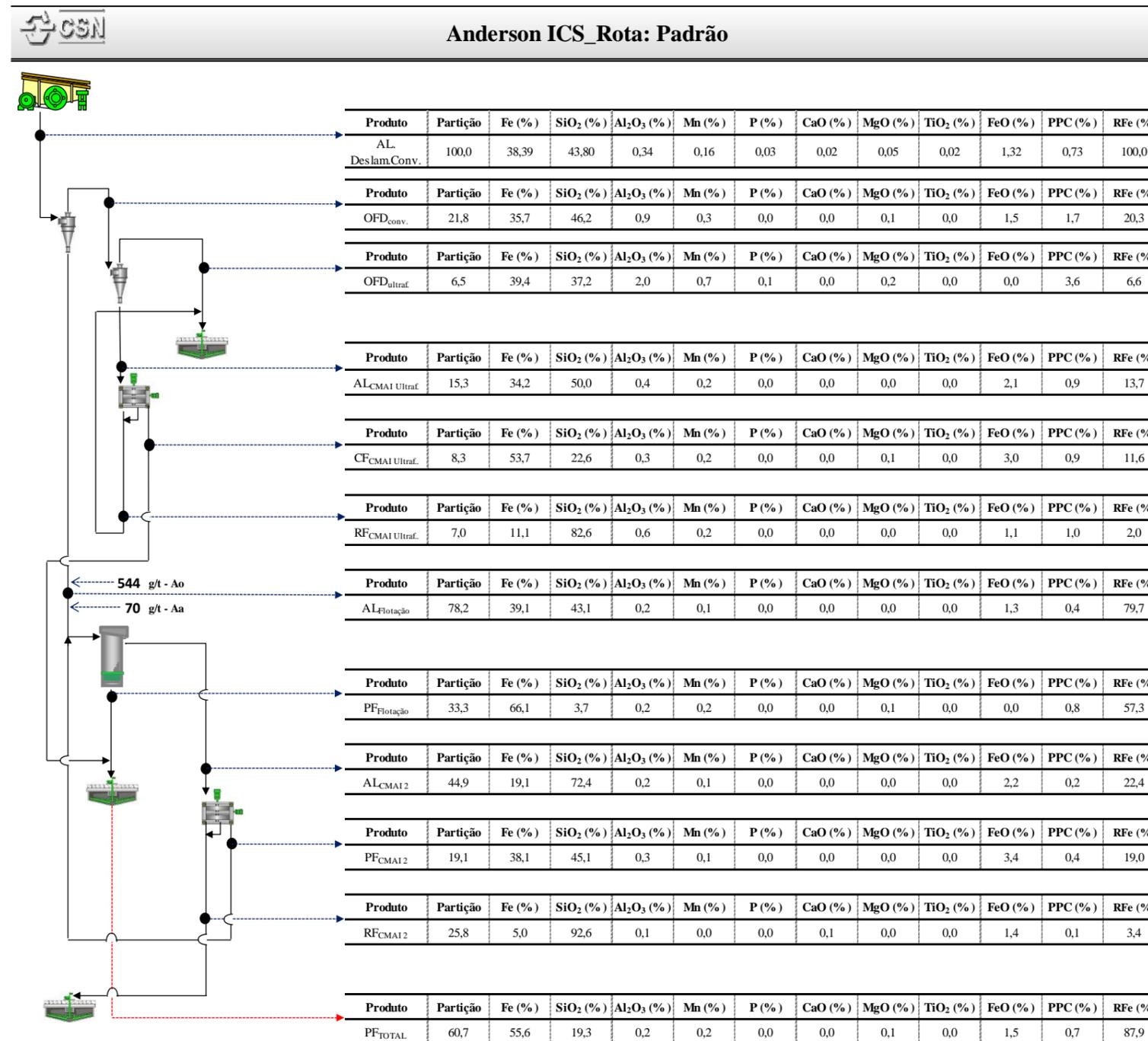


Figura 9.5 – Fluxograma da rota de concentração da Usina Central da CSN Mineração

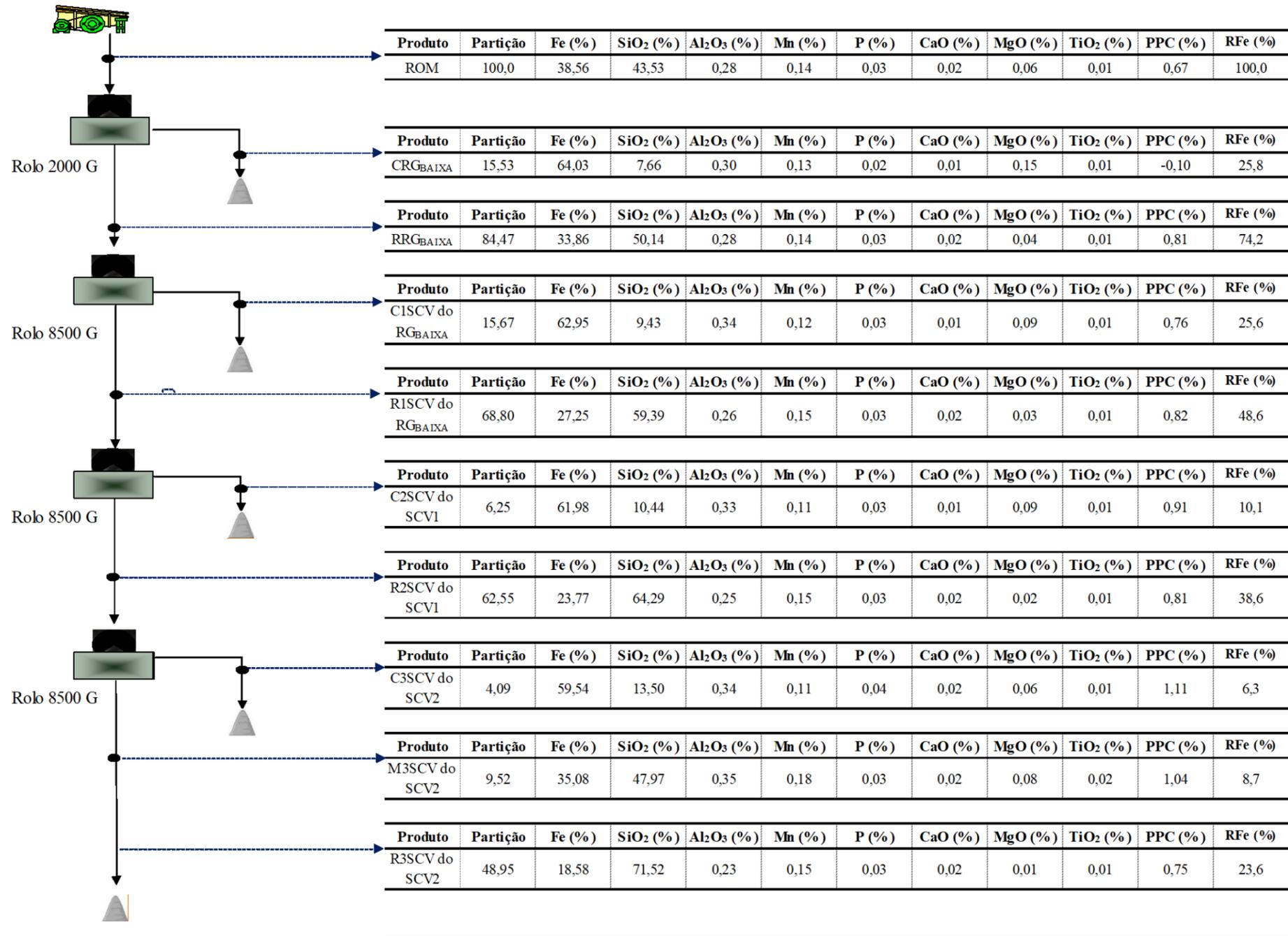


Figura 9.6 – Fluxograma da rota de concentração a seco sem deslamagem

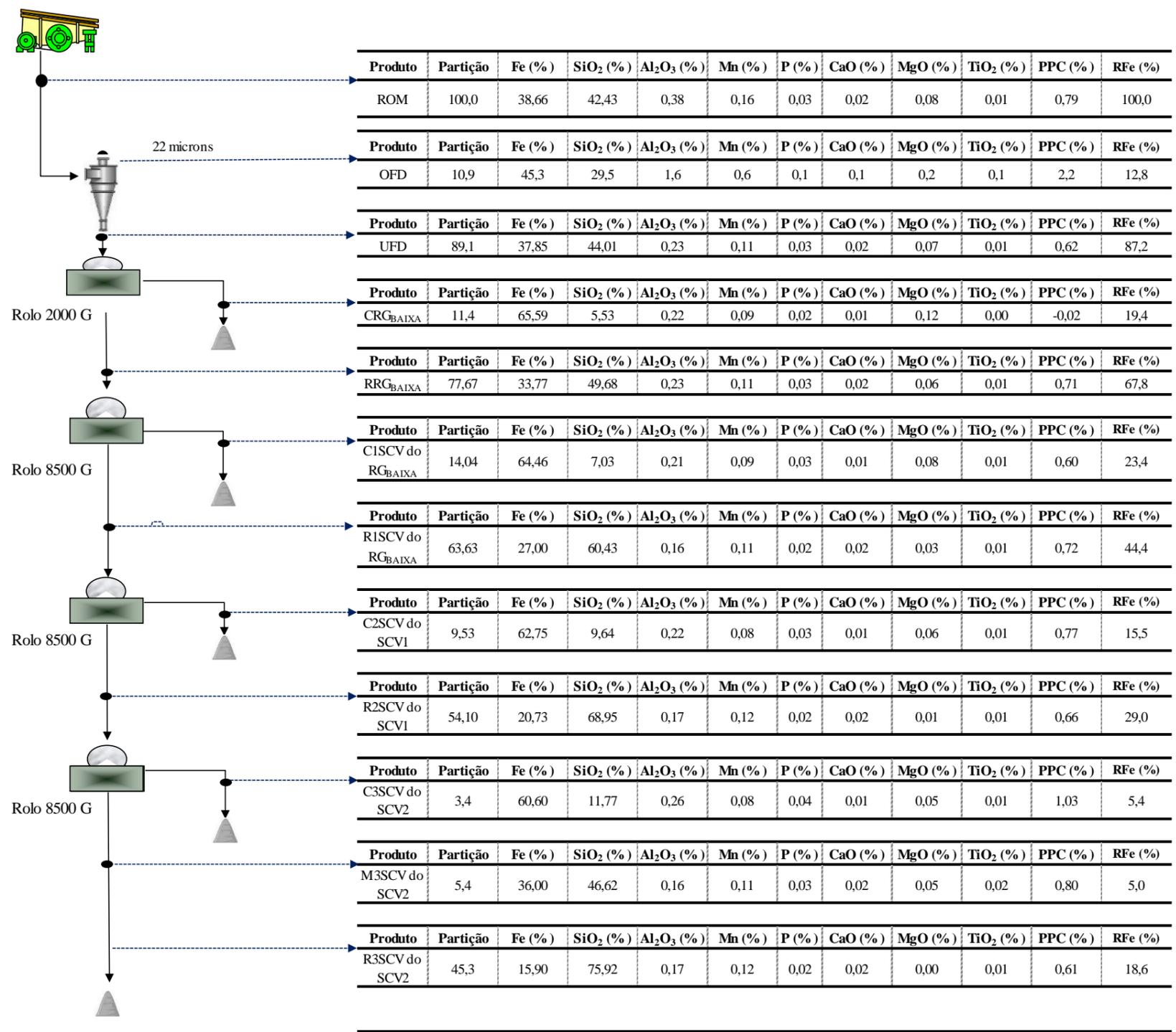


Figura 9.7 – Fluxograma da rota de concentração a seco com deslamagem

IX.4 Anexo D

As tabelas 9.1 a 9.3 apresentam os fluxogramas dos testes de concentração.

Tabela 9.1 – Tabela de alimentação do teste de moagem

Alimentação				
Malha (µm)	Massa (g)	% Ret. simples	% Ret. Ac.	%Pass. Ac.
3.350	0,0	0,00	0,00	100,00
2.000	72,7	12,51	12,51	87,49
1.400	46,3	7,97	20,49	79,51
500	91,1	15,68	36,17	63,83
212	30,2	5,20	41,36	58,64
150	34,9	6,01	47,38	52,62
106	41,0	7,05	54,43	45,57
74	43,6	7,51	61,94	38,06
53	71,8	12,36	74,31	25,69
44	21,1	3,64	77,94	22,06
38	28,7	4,95	82,89	17,11
-38	99,4	17,11	100,00	0,00
Total	580,7	100,0		

Tabela 9.2 – Tabela de alimentação do teste escalpado

Alimentação Escalpada				
Malha (µm)	Massa (g)	% Ret. simples	% Ret. Ac.	%Pass. Ac.
3.350	0,0	0,00	0,00	100,00
2.000	110,9	19,10	19,10	80,90
1.400	70,7	12,17	31,27	68,73
500	139,0	23,93	55,20	44,80
212	46,1	7,94	63,13	36,87
150	53,3	9,18	72,31	27,69
106	21,5	3,71	76,02	23,98
74	23,0	3,95	79,97	20,03
53	37,8	6,51	86,48	13,52
44	11,1	1,91	88,39	11,61
38	15,1	2,60	91,00	9,00
-38	52,3	9,00	100,00	0,00
Total	580,7	100,0		

Tabela 9.4 – Tabela de produto do teste de moagem

Produto				
Malha (μm)	Massa (g)	% Ret. simples	% Ret. Ac.	%Pass. Ac.
3.350	0,0	0,00	0,00	100,00
2.000	0,0	0,00	0,00	100,00
1.400	0,0	0,00	0,00	100,00
500	0,0	0,00	0,00	100,00
212	0,0	0,00	0,00	100,00
150	1,15	0,39	0,39	99,61
106	50,04	17,06	17,45	82,55
74	49,69	16,94	34,39	65,61
53	60,19	20,52	54,92	45,08
44	18,95	6,46	61,38	38,62
38	23,04	7,86	69,23	30,77
-38	90,24	30,77	100,00	0,00

IX.5 Anexo E

As tabelas 9.5 a 9.7, apresentam as análises químicas totais dos concentrados e rejeitos obtidos em cada uma das rotas pesquisada.

Tabela 9.5 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota padrão da usina central

Produto	Partição	Fe (t) %	SiO₂ %	Al₂O₃ %	Mn %	P%	CaO %	MgO %	TiO₂ %	PPC %	RFe %
Conc. Flotação	33,3	66,11	3,67	0,20	0,17	0,04	0,01	0,08	0,01	0,78	57,3
Rejeito	66,7	12,86	23,80	0,34	0,13	0,02	0,01	0,03	0,01	0,67	42,7
Flotação + CMAI ult	41,61	63,62	7,45	0,21	0,18	0,04	0,01	0,07	0,02	0,81	68,95
Rejeito	58,39	20,41	69,70	0,44	0,15	0,02	0,03	0,04	0,02	0,68	31,05
Flotação + CMAI ult + CMAI II	47,98	60,23	12,44	0,22	0,17	0,04	0,01	0,07	0,02	0,75	75,28
Rejeito	52,02	18,24	72,72	0,45	0,15	0,02	0,03	0,04	0,02	0,72	24,72

Tabela 9.6 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota a seco sem deslamagem

Produto	Partição	Fe (t) %	SiO₂ %	Al₂O₃ %	Mn %	P%	CaO %	MgO %	TiO₂ %	PPC %	RFe %
Rougher + SCV 01	31,2	63,49	8,55	0,32	0,13	0,03	0,01	0,12	0,01	0,33	51,4
Rejeito	68,8	27,2	59,4	0,3	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,8	48,6
Rougher + SCV 01 e 02	41,54	62,87	9,32	0,32	0,12	0,03	0,01	0,11	0,01	0,50	67,75
Rejeito	58,47	21,27	67,69	0,25	0,15	0,03	0,02	0,02	0,01	0,80	32,25
Rougher + SCV 01, 02 e 03	51,05	57,71	16,53	0,33	0,13	0,03	0,01	0,10	0,01	0,60	76,4
Rejeito	48,95	18,58	71,52	0,23	0,15	0,03	0,02	0,01	0,01	0,75	23,6

Tabela 9.7 – Resultados totais para os concentrados gerados na rota a seco com deslamagem

Produto	Partição	Fe (t) %	SiO2 %	Al2O3 %	Mn %	P%	Cao %	MgO%	TiO2 %	PPC %	RFe %
Rougher + SCV 01 c/ desl.	25,5	64,97	6,36	0,21	0,09	0,02	0,01	0,10	0,01	0,32	42,8
Rejeito	74,5	29,68	55,90	0,38	0,19	0,03	0,02	0,05	0,02	0,93	57,2
Rougher + SCV 01,02 c/ desl	38,4	64,03	7,65	0,22	0,09	0,03	0,01	0,09	0,01	0,50	63,6
Rejeito	61,6	22,87	65,14	0,43	0,21	0,03	0,03	0,04	0,02	0,90	36,4
Rougher + SCV 01, 02 e 03 c/ desl.	49,3	59,89	12,48	0,53	0,21	0,04	0,02	0,11	0,02	0,87	76,4
Rejeito	50,7	18,04	72,80	0,17	0,12	0,02	0,02	0,00	0,01	0,63	23,7