

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA
E DE MATERIAIS

Wanderson Grazielli Mendes de Jesus

ANÁLISE DO PROCESSO DE ADEQUAÇÃO DA USINA DE CONCEIÇÃO 1

Porto Alegre

2017

Wanderson Grazielli Mendes de Jesus

ANÁLISE DO PROCESSO DE ADEQUAÇÃO DA USINA DE CONCEIÇÃO 1

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul como requisito parcial à obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Orientadora: Prof.^a Dra. Vlândia Cristina Gonçalves de Souza.

Linha de Pesquisa: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre

2017

Wanderson Grazielli Mendes de Jesus

ANÁLISE DO PROCESSO DE ADEQUAÇÃO DA USINA DE CONCEIÇÃO 1

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul como requisito parcial à obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Aprovada em ____ de _____ de 2017.

Prof.^a Dra. Vlândia Cristina Gonçalves de Souza - Orientadora

Prof. Dr. Jair Carlos Koppe - UFRGS

Dr. Eliomar Evaristo Ferreira – Vale S. A.

Dr. Neymayer Pereira Lima – Vale S. A.

AGRADECIMENTOS:

Antes de tudo, agradeço à Deus por ter concedido a oportunidade de trabalhar com profissionais extremamente competentes durante a elaboração deste trabalho.

À Vale S/A, em especial às gerências de Tratamento de Minérios Conceição 1 e 2 e de Desenvolvimento de Processos (GADMF). Todos foram decisivos na implantação deste grande empreendimento.

À minha orientadora, professora Vlândia de Souza, pessoa dedicada e guerreira. Obrigado por todo o apoio, pela disponibilidade de enfrentar longas viagens em prol deste trabalho. Agradeço por me fazer aprender a pensar diferente e a acreditar que as coisas são possíveis.

Aos professores da UFRGS pelos ensinamentos transmitidos durante toda a parte acadêmica, principalmente durante o projeto FRAGCOM.

Ao Rui Sérgio Saraiva Duarte Júnior, por ter contribuído para finalização desta dissertação.

À minha família e à Ludmila Marotta por dividirem este sonho comigo.

“Talvez não tenha conseguido fazer o melhor, mas lutei para que o melhor fosse feito. Não sou o que deveria ser, mas graças a Deus, não sou o que era antes”.

(Martin Luther King)

RESUMO

Esta dissertação está baseada no trabalho desenvolvido para adequar a usina de Conceição 1 (da Vale S.A.) para o processamento de itabiritos compactos e semi compactos, situada em Itabira-MG. Até 2014, a usina de Conceição 1 foi alimentada com hematitas e itabiritos friáveis e produzia cerca de 22 Mt/ano. Com o consumo progressivo das reservas de minérios friáveis, tornou-se necessário que a usina processasse minérios mais competentes e com menor teor de Fe: itabiritos compactos e semi compactos (40%Fe). Até então, este material era considerado estéril, uma vez que os circuitos de beneficiamento não possuíam capacidade para transformá-lo em concentrados, tendo em vista às exigências de mercado. Portanto, o principal objetivo deste trabalho foi analisar o processo de *ramp-up* para aumentar a capacidade de alimentação da planta para 34 Mt/ano. O dimensionamento dos equipamentos, desenho dos circuitos, bem como as premissas adotadas durante o projeto de adequação serão apresentados neste estudo. Comparando a curvas de *ramp-up* prevista à praticada, notou-se que houve perdas mássicas consideráveis. Dentre os principais fatores responsáveis, está a grande quantidade de materiais compactos alimentados à usina com granulometria e, talvez, dureza maior do que poderia ser previsto. Os teores de ferro na alimentação da flotação e a qualidade dos concentrados (*sinter feed* e *pellet feed*) mostraram-se um pouco abaixo, também, do previsto, porém satisfatórios. A estratégia de divisão por fases teve forte impacto positivo, evitando perdas maiores, pois reduziu o número de dias de parada consideravelmente. O desenvolvimento do projeto, denominado FRAGCOM (fragmentação e cominuição), pode ter ajudado a revelar as soluções para os problemas encontrados: este visou a obter melhorias no processo de desmonte e, conseqüentemente, na cominuição. Os resultados analisados de alguns testes deste projeto mostraram que, na britagem, a usina atingiu maiores taxas de produtividade nesta ocasião. Dado que a britagem é o primeiro circuito de processamento (um gargalo), isto é um fator relevante. Para estes testes foi utilizada uma razão de carga maior no desmonte. Com esta e outras melhorias, uma maior quantidade de material compacto pôde ser processado. Por fim, os resultados mostraram que a falta de aderência da curva de produção prevista com respeito à praticada, deveu-se entre outros fatores, à maior dificuldade de alimentação do circuito de moagem, impactado pelo baixo rendimento operacional da britagem.

Palavras-chave: *Ramp-up*; Tratamento de Minérios; Minério de Ferro, Itabirito Compacto, Desmonte e Cominuição.

ABSTRACT

This dissertation is based on the work developed to adapt the plant of Conceição 1 (Vale S.A.) to the processing of compact and semicompact itabirites, located in Itabira-MG, southeastern Brazil. Conceição 1 plant was fed with friable hematite and itabirite and produced 22 Mt/year until 2014. With the progressive consumption of friable ore reserves, it became necessary to process more competent and lower grade ores: compact and semicompact itabirites. Until then, this material was considered waste, since the beneficiation circuits did not have the capacity to transform it into concentrates, especially regarding market requirements. Therefore, the main objective of this work was to analyze the ramp up process in order to feed 34Mt/year. The adopted strategies and their impacts on ramp up process to achieve the production rate were analyzed. Equipment scaling, circuit design, as well as, premises and tests, which were performed during the adaptation project, are presented in this study. Comparing the planned ramp-up curve to the implemented curve, it was noted considerable mass losses. The amount of compacts that fed the plant with particle size and perhaps hardness greater than could be predicted is among main responsible factors. The content of Fe in the feed of the flotation and the quality of the concentrates (sinter feed and pellet feed) was a little lower than was expected, but satisfactory. The phasing strategy had a strong positive impact, avoiding greater losses, as it considerably reduced the number of shutdown days. The development of the FRAGCOM (fragmentation and comminution) project may have helped to reveal solutions to the encountered problems: this project aimed to improve the blasting process and, consequently, the comminution. The results of some tests of this project showed that the crushing achieved higher productivity rates at that time. Since crushing is the first processing circuit (a bottleneck), this is a relevant factor. For these tests, a higher blasting load ratio was used. With this and other improvements, a greater amount of compact material could be processed. Finally, the results suggested that the mass losses occurred greater difficulty in feeding the grinding circuit, impacted by the low operational efficiency of the crushing.

Key words: Ramp-up; Ore-Dressing; Iron Ore; Compact Itabirite; Comminution, Blasting and Comminution.

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 - Mecanismos de fragmentação	21
Figura 2.2 - Circuito aberto e fechado de britagem	22
Figura 2.3 - Superfície de peneiramento	24
Figura 2.4 - Representação esquemática de: a) grelha fixa, b) grelha vibratória	25
Figura 2.5 - Vista em corte de um ciclone	26
Figura 2.6 - Fluxos de <i>under</i> e <i>overflow</i> num classificador	27
Figura 2.7 - Separador magnético tipo Jones	29
Figura 2.8 - Suspensão aquosa de partículas hidrofílicas e hidrofóbicas	30
Figura 2.9 - Partículas hidrofóbicas carregadas pelas bolhas de ar	30
Figura 2.10 - Representação esquemática de um espessador visto em corte	32
Figura 2.11 - Circuito de filtragem e bomba de vácuo	34
Figura 2.12 - Frente de lavra submetida a desmonte com explosivos utilizando diferentes razões de carga	35
Figura 3.1 - Localização do complexo minerador Itabira	36
Figura 3.2 - Classificação do minério de ferro por processos e granulometria	37
Figura 3.3 - Minas do Complexo Itabira e litotipos	38
Figura 3.4 - Quadrilátero Ferrífero – Minas Gerais	38
Figura 3.5 - Itabirito compacto	39
Figura 3.6 - Evolução do ROM	42
Figura 3.7 - Distribuição granulométrica do material in situ (ROM).	42
Figura 3.8 - Seção da mina de Conceição.	43
Figura 3.9 - Seção da mina de Conceição	44
Figura 4.1 - Conceição 1 antes do projeto de Adequação	46
Figura 4.2 - Vista superior em 3D do tratamento de minérios de Conceição	49
Figura 4.3- Mapa geológico da bancada teste	51
Figura 4.4 - Circuito de britagem e pontos onde foram coletadas amostras	52
Figura 5.1 - Fluxograma do circuito de britagem primária	55
Figura 5.2 - Fluxograma do circuito de britagem secundária e terciária	56
Figura 5.3 - Fluxograma da usina de Conceição 1 antes da adequação	57
Figura 5.4 - Frente de lavra de itabiritos compactos: teste britagem primária	62
Figura 5.5 - Distribuição granulométrica do ROM (em mm)	66

Figura 5.6 - Eficiências do circuito de britagem 2 ^a /3 ^a e 4 ^a	67
Figura 5.7 - Novo circuito de britagem: hematita e itabiritos friáveis	70
Figura 5.8 - Novo circuito de itabiritos compactos de Conceição 1	72
Figura 5.9 - Novo circuito de hematita e itabiritos friáveis	76
Figura 5.10 - Cronograma do faseamento para implantação do projeto	78
Figura 5.11 - Retomadora RT6001	79
Figura 5.12- Construção dos circuitos de itabiritos compactos	80
Figura 5.13 - Curva de ramp-up prevista versus realizada	81
Figura 5.14 - Perfil de perdas durante o período de ramp-up	82
Figura 5.15 - Composição do ROM de Conceição 1 até janeiro de 2017	84
Figura 5.16 - Principais impactos do período de ramp-up	86
Figura 5.17 - Potência média (Kw) da moagem primária	86
Figura 5.18 - Produção de <i>sinter feed</i> e <i>pellet feed</i> durante <i>ramp-up</i>	87
Figura 5.19 - Teores de Fe (%) na alimentação e <i>sinter feed</i>	87
Figura 5.20 - Teores de Fe (%) na alimentação e <i>pellet feed</i>	88
Figura 5.21- Rendimento mássico e a recuperação metalúrgica (%) da planta	88
Figura 5.22 - Taxa de perfuração em itabiritos	89
Figura 5.23 - Alimentação de um dos britadores terciários	90
Figura 5.24 - Distribuição granulométrica da britagem terciária	91
Figura 5.25 - Distribuição granulométrica da britagem quaternária	92
Figura 5.26 - Pontos de amostragem do circuito de moagem	93

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 - Litologias/Litotipos da mina de Conceição (complexo Itabira)	40
Tabela 3.2 - ROM de Hematita	41
Tabela 3.3 - ROM de itabirito friável	41
Tabela 3.4 - ROM de itabirito semi compacto	41
Tabela 3.5 - ROM de itabirito compacto	41
Tabela 4.1 - Descrição do ROM utilizada para dimensionamento do projeto	46
Tabela 4.2 - Previsão dos produtos que deveriam ser obtidos	47
Tabela 4.3- Descrição das fases propostas para o <i>ramp-up</i>	50
Tabela 5.1 - Capacidades nominais dos britadores disponíveis	61
Tabela 5.2 - Resultados das análises granulométricas de itabiritos compactos	62
Tabela 5.3 - Passante acumulado do ROM e do produto do britador 1º	64
Tabela 5.4 - Descrição dos equipamentos disponíveis	65
Tabela 5.5 - Passante acumulado (%): circuito de britagem (2ª/3ª/4ª)	66
Tabela 5.6 - Balanço de massas do circuito de britagem 2ª e 3ª	67
Tabela 5.7 - Dimensionamento dos equipamentos de britagem 2ª e 3ª	68
Tabela 5.8 - Balanço de massas do circuito de britagem 2ª e 3ª	69
Tabela 5.9 - Dimensionamento dos equipamentos de britagem 2ª e 3ª	69
Tabela 5.10 - Balanço de massas do novo circuito de britagem: HE + IF	69
Tabela 5.11 - Dimensionamento do novo circuito de britagem: HE + IF	70
Tabela 5.12 - Informações para dimensionamento da usina de Conceição 1	74
Tabela 5.13 - Informações do circuito de britagem quaternária: hematita e friáveis	77
Tabela 5.14 - Composição do ROM de Conceição: percentual de compactos	83
Tabela 5.15 - Principais impactos do período de <i>ramp-up</i>	85
Tabela 5.16 - Resumo estatístico do +0,15mm (%): alimentação da moagem e da flotação	93

LISTA DE SÍMBOLOS

Anfo: nitrato de amônio

D10: diâmetro no qual 10% das partículas possuem tamanho menor.

D50: diâmetro médio das partículas da distribuição granulométrica

D90: diâmetro no qual 90 % das partículas possuem tamanho menor.

g: gramas

HE: Hematita

IC: Itabirito compacto

IF: Itabirito compacto

Kg: quilograma

#: mesh (série Tyler)

μm : micrômetro

Rpm: rotações por minuto

t: tonelada

ρ_{esp} (t/m^3)=massa específica do material

WI: work index

SUMÁRIO

1 - INTRODUÇÃO	13
1.1 - Importância da pesquisa	13
1.2 - Objetivos	14
1.2.1 - Objetivos gerais	14
1.2.2 - Objetivos específicos	14
1.3 - Estrutura do Trabalho.....	14
2- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	17
2.1 - <i>Ramp-up</i>	17
2.2 - Cominuição.....	19
2.2.1 - Mecanismos de Fragmentação	20
2.2.2 - Circuitos de Cominuição	21
2.3 - Classificação	23
2.3.1 - Peneiramento	23
2.3.2 - Ciclonação	25
2.4 - Concentração Magnética	28
2.5- Flotação	29
2.6- Separação sólido-líquido	31
2.6.1 - Espessamento	32
2.6.2 - Filtragem	33
2.7 Projeto Fragcom (Fragmentação e cominuição)	34
3. CONTEXTUALIZAÇÃO DO TRABALHO	36
3.1 - Localização da jazida e das usinas de Conceição 1 e 2	36
3.2 - Classificação litológica e litotípica do ROM da mina de Conceição	39
3.3 - Evolução do ROM para os próximos anos de vida útil da Mina	42
4. METODOLOGIA	45
4.1 - Usina de Conceição 1: antes da adequação	45
4.2 - Definição das novas rotas de processo.....	46

4.3 – Estratégias para implantação do projeto (etapa de <i>ramp-up</i>)	48
4.4 – Indicadores de controle da implantação do projeto.....	50
4.5 - Testes FRAGCOM.....	51
5. RESULTADOS.....	54
5.1 - Usina de Conceição 1: antes da adequação	54
5.1.1- Circuitos de britagem: primária, secundária e terciária	54
5.1.2 Circuito de Itabiritos Friáveis	58
5.1.3 Circuito de Hematita	59
5.2 - Definição de novas rotas de processo	60
5.2.1 - Britagem Primária	61
5.2.2 - Britagem Secundária/Terciária.....	65
5.3 - Usina de Itabiritos compactos e semi compactos	71
5.4 - Usina de hematitas e itabiritos friáveis	75
5.5 - Estratégias para implantação do projeto (<i>ramp-up</i>).....	78
5.6 - Indicadores de controle de processo (<i>ramp-up</i>)	81
5.6.1 Testes FRAGCOM (Britagem).....	89
5.6.2 Circuito de moagem.....	92
6 - CONCLUSÕES	95
7- BIBLIOGRAFIA	97
ANEXOS.....	101

1 - INTRODUÇÃO

A comercialização do minério de ferro depende, entre outros fatores, de suas características físicas e químicas (granulometria e teores). O aumento da demanda de mercado por esta *commodity* acelerou a exaustão das jazidas compostas por minérios de alto teor (62% de ferro) e, com isto, algumas operações tiveram que viabilizar o aproveitamento dos minérios mais pobres.

Com vistas à situação acima descrita que o trabalho doravante apresentado foi desenvolvido.

1.1 - Importância da pesquisa

O minério de ferro está presente no dia-a-dia das pessoas de tal forma que é quase impossível desassociá-lo das nossas vidas. Ele é a matéria-prima do aço, que é usado na produção de ferramentas, máquinas, veículos de transporte, linhas de transmissão de energia elétrica, como elemento estrutural para a construção de edifícios e casas, além de possuir uma infinidade de outras aplicações.

De acordo com o IBRAM (2014), as reservas desta *commodity* alcançam cerca de 370 bilhões de toneladas, que estão concentradas em poucos países, sendo que cinco deles detêm 77% do potencial de extração do produto. Ainda neste contexto, o Brasil é o maior produtor de minério de ferro, representando aproximadamente 18% da produção mundial. As reservas brasileiras representam 7% das reservas mundiais.

Este trabalho foi desenvolvido numa instalação de tratamento de minérios (Conceição 1), situada no quadrilátero ferrífero no estado de Minas Gerais que, até 2014, processava hematitas (62%Fe) e itabiritos friáveis (50%Fe), cujo WI (work index) variavam entre 4 a 6 kWh/t e 189 Mpa sendo os principais produtos o *sínter feed* e o *pellet feed*.

Neste contexto, para processamento dos itabiritos compactos, minérios mais pobres (40% de ferro) e mais competentes (Wi entre 10 a 16 kW/h) e resistência 430 MPa foi necessário adequar à usina de tratamento de minérios existente e incluir moagem. O trabalho visou descrever e analisar este processo em detalhe e discutir os fatores intervenientes na curva de produção dentro do período vigente (2016 a 2017): processo de *ramp-up*.

1.2 – Objetivos

1.2.1 - *Objetivos gerais*

Analisar o processo de adequação da usina de Conceição 1 que sofreu adaptações em seus circuitos para beneficiar itabiritos compactos, semi compactos e de baixo teor de ferro.

Verificar as repercussões deste processo na aderência da curva de *ramp-up* praticada com respeito à prevista.

1.2.2 - *Objetivos específicos*

- i) Descrever e analisar o circuito de tratamento de minérios da usina Conceição 1 antes do projeto de adequação da planta.
- ii) Descrever e analisar o projeto, bem como a implantação dos novos circuitos: processo de adequação.
- iii) Apresentar as estratégias utilizadas para atingir a capacidade nominal.
- iv) Descrever e analisar as premissas, os testes e o dimensionamento das novas rotas de processo.
- v) Abordar as estratégias utilizadas para implantação, em especial, a divisão em fases.
- vi) Verificar a qualidade dos produtos obtidos em relação à qualidade do ROM previsto.
- vii) Discutir sobre alguns indicadores de controle do processo e a qualidade dos produtos obtidos após o início de operação da planta adequada.
- viii) Verificar, por fim, a aderência da curva de *ramp-up*, os principais impactos ocorridos no período, suas causas e propor soluções.

1.3 - Estrutura do Trabalho

Para o alcance da meta e dos objetivos específicos, o trabalho foi elaborado seguindo a metodologia a seguir descrita:

- *Revisão Bibliográfica (Capítulo 2)*

A revisão bibliográfica discutiu a definição de processo de *ramp-up* (processo de adequação de uma planta), contextualizando o trabalho frente a outros estudos do mesmo tipo. Ainda, objetivou dar suporte ao entendimento dos fluxogramas da planta: descrevendo

principais operações, circuitos e equipamentos que fazem parte de uma usina de tratamento de minérios geralmente. Assim, apresenta e explica as principais equações que suportam os cálculos de dimensionamento dos equipamentos/circuitos e aquelas, que especificamente, expressam a eficiência dos circuitos de cominuição.

- *Contextualização (Capítulo 3)*

Nesta parte do trabalho, é apresentada a importância deste estudo para o mercado de minério de ferro, dado a necessidade do processamento de minérios mais pobres (itabiritos compactos e semi compactos). Visa a apresentar a localização da planta estudada; explicar a geologia dos depósitos; explicar a classificação dos minérios (litotipos e características granulométricas); explicar as associações entre os litotipos e premissas do projeto de adequação; explicar e ressaltar a importância do projeto que contribuiu para as análises de *ramp-up*, que foi o projeto FRAGCOM (metodologia de fragmentação cuja proposta é aumentar a razão de carga de explosivos por tonelada desmontada) . Ainda, esta parte do trabalho visa a mostrar a evolução do ROM, ou seja, as mudanças em termos de proporções entre os diferentes litotipos nas próximas décadas (até 2032) com ênfase no período de *ramp-up* (2015 a 2017): percentual rocha compacta versus friável.

- *Metodologia (Capítulo 4)*

Nesta etapa, o autor descreve as etapas necessárias ao fechamento da análise de *ramp-up*. Para isto, vale a pena ressaltar, que o autor fez parte da equipe de adequação e, portanto, embora possa parecer, este não foi um mero espectador do processo todo. Este acompanhou diversas atividades de campo do projeto de adequação e ajudou inúmeras vezes nas campanhas amostrais, visando à determinação da eficiência dos circuitos de cominuição, dentre outras atividades.

Por outro lado, como é um projeto de mais de uma década, o autor teve que compilar e analisar uma grande quantidade de informações necessárias para o entendimento do processo de adequação, muitas das quais estavam fora de sua “área de conforto”. A compilação destes dados, nem sempre é fácil, porque requer tempo e esforço para conseguir compreender os paradigmas utilizados por diferentes áreas do empreendimento mineiro: desde a lavra (mapeamento, modelagem do depósito, estimativa dos teores, sequenciamento e desmonte das rochas) ao tratamento de minérios (cominuição, concentração e separação sólido/líquido).

Assim, o autor teve que compilar informações advindas do desmonte, para analisar as atividades associadas ao projeto mais recente FRAGCOM, ou seja, relativas aos testes de rochas compactas, variando a razão de carga (item 4.5).

Ainda, o autor descreve de forma resumida neste capítulo:

- como a usina antes da adequação foi analisada (item 4.1);
- quais as definições utilizadas nas novas rotas de processo (item 4.2);
- quais foram as principais estratégias analisadas para *ramp-up* (item 4.3)
 - (por exemplo, a divisão em fases);
- quais os indicadores seriam mais importantes para a sua análise (item 4.4)
 - (tais como, as recuperações mássicas e metalúrgicas);
- que campanhas amostrais foram realizadas (itens 4.4 e 4.5) e, por fim,
- quais foram os métodos e condições de coleta das amostras (item 4.5).

A análise compilada das rotas de processamento antes e após adequação, das definições e estratégias, bem como dos indicadores ou de resultados de testes fora de rotina (FRAGCOM), foi fundamental para identificar oportunidades de melhoria no processo e alcance das metas de produtividade (itens 4.1 a 4.5).

– **Resultados (Capítulo 5)**

Neste capítulo, é apresentada uma análise crítica dos dados compilados, na tentativa de explicar as razões das perdas e buscar soluções ou, ainda, mostrar oportunidades de melhoria. Para isto, foram descritos os circuitos completos da usina de Conceição 1 antes e depois da adequação (itens 5.1, 5.3 e 5.4), analisadas as definições das novas rotas de processo (item 5.2), discutidas as estratégias empregadas na implementação (item 5.5) e, por fim, analisados os indicadores de controle de processo (item 5.6). Nesta última parte, foram analisados os resultados de alguns testes realizados antes da adequação (para realização do projeto) e durante, com objetivo de verificar os impactos da utilização de maior razão de carga na britagem e na moagem.

6 – Conclusões (Capítulo 6)

Diante dos dados apresentados, o autor conclui sobre os principais fatores que tiveram impactos positivos ou negativos no processo de *ramp-up*. Descreve oportunidades de melhoria identificadas ao longo do estudo e visualizadas ao longo dos trabalhos de campo.

2- REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 - *Ramp-up*

O *ramp-up* é um conceito técnico referente, por exemplo, a um período anterior ao lançamento de uma produção no mercado (LENFLE & MIDLER, 2009). Também, pode ser entendido como algo que inclui os estágios de pré-produção e produção (DU *et al.*, 2008), ou, ainda, como sendo um período entre a conclusão do desenvolvimento de um projeto e a sua plena capacidade de utilização (TERWIESCH & BOHN, 2001). Enquanto entendido como um período, o *ram-up* pode se referir ao tempo transcorrido desde a produção do primeiro item até que seja atingida uma taxa de produção em regime estacionário (Casamento, 1992 *apud* Ball, *et al.*, 2011), ou seja: algo que ocorre após a fase de protótipos e modelos em escala e antes da produção em volume total (STURM *et al.*, 2003). É caracterizado, genericamente, como um período inicial da produção comercial, que começa no início de produção e finaliza quando os alvos iniciais para, por exemplo, qualidade, volume, rendimento e custos são alcançados (FJALLSTRÖM *et al.*, 2009).

Resumidamente: o *ramp-up* é um aumento significativo no nível de produção dos produtos ou serviços de uma empresa, caracterizado ainda por experimentação e melhorias de produtos e processos. Para pequenas empresas, especialmente, para aquelas em estágio inicial de desenvolvimento, o *ramp-up* tipicamente ocorre em antecipação a um aumento da demanda. Para grandes empresas, o *ramp-up*, geralmente, ocorre em momentos em que estão lançando novos produtos, promovendo expansão ou ainda mudando de cenários de produção.

Quanto ao *ramp-up* na mineração, a economia da maioria dos projetos baseados em recursos minerais depende fortemente da rápida recuperação do investimento orçamentário inicial (*payback*). Isso promove a necessidade de que rapidamente a capacidade nominal de produção seja atingida. Porém, o período de *ramp-up* de um projeto na indústria mineral depende de vários fatores, incluindo: complexidade do depósito e do empreendimento; sensibilidade metalúrgica aos parâmetros de processamento; variabilidade dos teores do mineral de interesse no depósito; tipicidade e quantidade de elementos deletérios na composição do minério; flexibilidade de *design* e contingência da planta e da empresa; robustez do projeto da planta; comissionamento de gestão e pessoal; além de experiência e treinamento de operadores. Portanto, temos o impacto sobre o tempo de retorno do investimento como principal consequência das estratégias de *ramp-up* adotadas.

Ao analisar o tratamento de minérios da Mina de Cooper Mountain (Canadá), Rose *et al.* (2016) verificaram que a planta de beneficiamento, projetada para processar cobre (tendo ouro e prata como subprodutos), estava estrangulada. Esta não conseguia alcançar as metas estipuladas pelo projeto de *ramp-up*. Os autores concluíram, portanto, que seria necessário aumentar a capacidade produtiva do moinho SAG. Para isto seriam necessárias várias melhorias no projeto. Antes da adequação, o circuito consistia de um moinho EGL SAG de 34' x 20', um *pebble crusher* Raptor 900 e dois moinhos de bolas 24' x 39' 6". A planta foi projetada para alimentar o SAG a uma taxa de 1.585 t/h, porém, desde o início das atividades em 2011, a usina não conseguiu atender plenamente as taxas de produção requeridas. Uma iniciativa conjunta que envolveu melhorias no desmonte, otimização do moinho SAG e operação de até três unidades móveis de *pre-crushing* resultou em aumentos significativos na taxa de produção. Cabe ainda enfatizar que amostras tomadas da lavra, durante o período de *ramp-up*, confirmaram a natureza muito competente do minério. Após a devida consideração, um novo circuito de *pre-crushing*, incorporando um britador cônico XL2000 e equipamentos de classificação, foi instalado na mina em agosto de 2014.

Klohn *et al.* (2016), ao apresentarem o projeto Constancia da HudBay, uma planta de beneficiamento de cobre e molibdênio localizado no sul do Peru, apresentam, também, as melhorias implementadas neste empreendimento. Estas acabaram resultando num significativo aumento da capacidade produtiva. Um dos principais objetivos do projeto Constancia foi maximizar a eficiência de capital (minimizando os custos de capital e de operação), sem comprometer a segurança, operabilidade e manutenção.

Lane *et al.* (2015), ao discutir o processo de *design* e *layout* do circuito de cominuição, também do Projeto Constancia, afirmaram que o circuito de moagem representa uma evolução para as normas típicas de *design* de circuitos de moagem norte e sul-americanos. O circuito consiste em um britador primário de 60' x 113', dois moinhos SAG de 16 MW e dois moinhos de bolas de 16 MW.

Segundo Klohn *et al.* (2016), a construção da planta do projeto Constancia começou em 2012 e, em maio de 2015, começou a operação comercial. A equipe de comissionamento foi mobilizada em meados de 2014, com o envio do primeiro lote de minério para o britador primário em 24 de outubro de 2014. Este primeiro lote foi processado apenas na linha de moagem dois em 16 de dezembro de 2014. A primeira produção de concentrado de cobre ocorreu em 27 de dezembro de 2014. Em março de 2015, foram colocadas em plena operação as duas linhas de moagem. A planta atingiu o desempenho projetado de 76.000 t/dia em três dias consecutivos.

Ainda, segundo Klohn *et al.* (2016), o esforço de inicialização do projeto Constancia resultou no cumprimento da meta da curva de *ramp-up*: o cerne do êxito do projeto se encontrava na divisão das atividades por fases.

O *design* da Usina Constancia previa um rendimento nominal de 76.000 t/dia em um circuito de moagem com o P80 em 106 μm . No entanto, durante as operações recentes, a planta, tendo sido alimentada com minério friável, conseguiu atingir taxas de produção de 95.000 t/dia, porém o P80 subiu para 150 μm . Embora o P80 mais alto reduzisse a recuperação no circuito de flotação de cobre, a produção global aumentou. Como o rendimento da planta se mostrou maior do que a de projeto, o planejamento de manutenção e a logística foram fundamentais para garantir que as peças sobressalentes estivessem disponíveis em caso de falhas precoces no equipamento. À medida que a usina continuasse a funcionar, as equipes de manutenção melhorariam a compreensão das características de desgaste do equipamento e continuariam a melhorar a disponibilidade.

2.2 - Cominuição

Para obtenção dos materiais conforme especificações físicas e químicas do mercado, o minério proveniente da mina (ROM: da expressão em inglês “*run of mine*”) precisa ser submetido a várias etapas de beneficiamento. Dentre estas, podemos citar: cominuição, classificação, concentração e processos de separação sólido/líquido.

Nesta parte da revisão, será dada ênfase à etapa de cominuição devido à sua relevância para o trabalho, tal como a britagem e a moagem, as quais são comumente o “gargalo” do processo de beneficiamento, pois destas etapas todo o resto depende: se o mineral de valor não está liberado, não pode haver recuperação nos demais circuitos (flotação, dentre outros, por exemplo).

A cominuição consiste em uma compilação de métodos destinados à redução de tamanho de partículas através da aplicação de mecanismos de fragmentação, tais como: compressão, impacto, cisalhamento e abrasão (OUTOKUMPU I, 2002).

Segundo Pereira (1989) e Foggiatto (2009) o processo de cominuição busca os seguintes objetivos no tratamento de minérios:

- (a) gerar uma granulometria adequada para processos subsequentes (sejam estes processos de classificação ou moagem);
- (b) produzir uma liberação física adequada ou produtos finais acabados e

(c) permitir o manuseio e transporte contínuo do material.

2.2.1 - Mecanismos de Fragmentação

Em geral três mecanismos de fragmentação estão presentes nas etapas de cominuição, os quais são citados por Galery (2011) e Valadão & Araújo (2007), dentre outros autores:

- Impacto: ocorre 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. Nos britadores ocorre quando da queda dos fragmentos no equipamento ou lançamento destes contra um rotor (britadores de impacto tipo Barmac, por exemplo).

- 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. Este é observado em britadores de mandíbulas, britadores giratórios e cônicos (GALERY, 2011).

- Abrasão: quando prevalece uma concentração de esforços (tensão localizada) na área periférica, principalmente na superfície de contato das partículas, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas. Resulta deste tipo de quebra uma distribuição granulométrica onde partículas muito pequenas convivem com partículas de tamanho próximo ao original, as quais vão tendo seus diâmetros reduzidos gradativamente com o tempo. Esse tipo de quebra é geralmente provocado por atrito, quando partículas maiores são aprisionadas entre superfícies dotadas de movimento. Na maioria das vezes, o movimento entre as superfícies é contrário ao movimento das próprias partículas. Este mecanismo leva a um consumo alto de energia.

A Figura 2.1 ilustra os mecanismos de fragmentação das partículas e a distribuição granulométrica dos produtos resultantes destes.

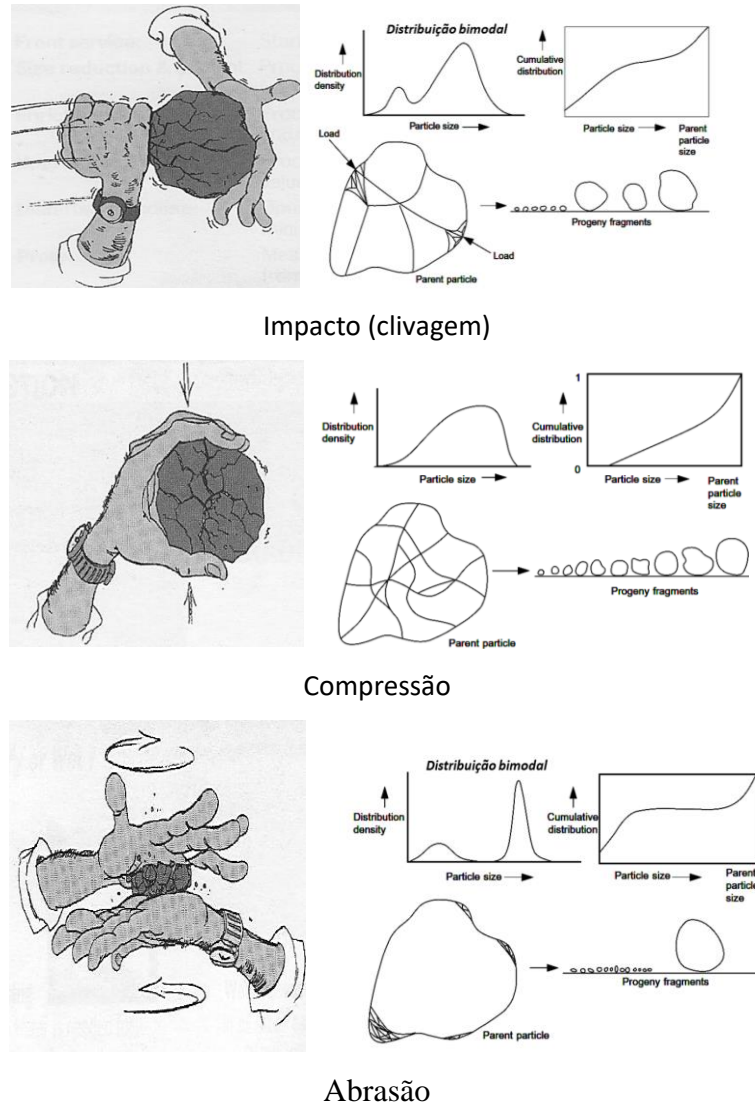


Figura 2.1: Mecanismos de fragmentação.

Fonte: Adaptado de Metso Minerals (2005) e King (2001).

2.2.2 - Circuitos de Cominuição

Os processos de cominuição devem ser vistos como um resultado probabilístico da ocorrência de quebra das partículas como função do seu tamanho original, sua interação com as demais, dos mecanismos de quebra que se desenvolvem no equipamento, bem como da resistência do material. Desta forma, o desafio está relacionado à probabilidade de obter produtos com o tamanho desejado com o menor consumo energético possível (PEREIRA, 2004).

Um circuito de cominuição deveria ser definido a partir da distribuição granulométrica da alimentação e do produto, dentre outras propriedades físicas que definem a dureza e abrasividade do minério (PEREIRA, 2004).

A escolha da dimensão, do número de equipamentos e do desenho dos circuitos depende do capital disponível para o investimento, bem como dos custos operacionais, e que estes estejam em concordância à produção (vida útil da mina) almejada. O método de redução ótimo irá variar significativamente de um minério para outro. Consequentemente, para um balanceamento efetivo dos custos de investimento e operacionais, é necessário um entendimento prático de como utilizar eficientemente a energia disponível e desta forma dimensionar o melhor circuito de cominuição para sua utilização eficiente durante a vida da mina (OUTOKUMPU II, 2002; PEREIRA, 2004).

Os circuitos de cominuição podem se apresentar na forma de circuito aberto (quando não há carga circulante) ou em circuito fechado (quando há carga circulante): condição operacional caracterizada pela presença de um equipamento destinado ao controle de tamanho (peneiras ou classificadores por meio fluido), o qual retorna o material de granulometria grosseira ao equipamento de cominuição (SANTANA & CHARBEL, 2009). A Figura 2.2 ilustra exemplos de circuitos aberto e fechado para as operações de britagem.

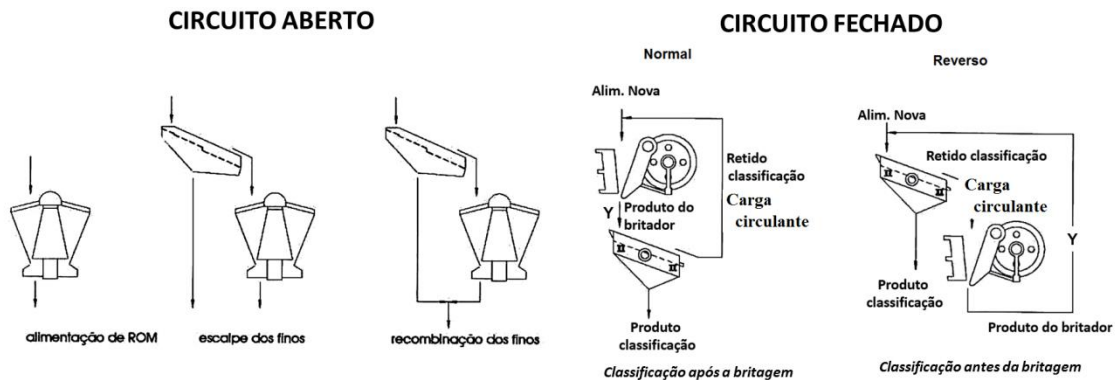


Figura 2.2 - Circuito aberto e fechado de britagem.

Fonte: Chaves & Peres (1999).

A operação de circuito fechado tem como objetivo garantir que o produto britado ou moído seja mantido no sistema até que alcance o tamanho de liberação. Para isto, são utilizadas peneiras na britagem e classificadores por meio fluido, tais como hidrociclones, classificadores em espiral, dentre outros, na moagem (SANTANA & CHARBEL, 2009).

Não existe um circuito padrão de cominuição (britagem e moagem) a qualquer tipo de minério, entretanto, há alguns procedimentos padrões para a instalação de um circuito de britagem. Dentre estes, podem ser citados:

- (a) evitar manter pilhas de minério entre a frente de lavra e a britagem primária por questões econômicas;

- (b) super dimensionar o britador primário para atender às exigências da mina (suprindo a falta de uma alimentação contínua e regular nas suas características);
- (c) adequar o *top size* do ROM à abertura do britador primário e
- (d) adequar os estágios de britagem subsequentes para atender às especificações granulométricas dos produtos.

A moagem, considerada último estágio do processo de cominuição, é onde ocorre redução das partículas pela combinação de impacto, abrasão e compressão, a um tamanho adequado à liberação do mineral de valor, geralmente, a ser concentrado nos processos subsequentes.

A moagem é uma operação de fragmentação que produz partículas que atingem tamanhos da ordem de centenas ou até dezenas de micrômetros. A abrasão é caracterizada como uma força importante envolvida neste processo, a qual favorece a quebra de arestas e o arredondamento das partículas. Neste caso, a energia aplicada por partícula é pequena, pois esta energia é distribuída por um grande número de partículas, ainda que a energia total por unidade de massa seja alta. (FOGGIATTO, 2009).

Portanto, esta etapa requer maior consumo de energia e dela depende o bom desempenho da instalação de concentração. Assim, os estudos visando ao dimensionamento e escolha dos equipamentos, são fundamentais para atingir as metas de produção almejadas.

2.3 - Classificação

Para verificar se o produto dos britadores e/ou moinhos pode ingressar nas etapas de concentração, é necessária uma etapa de classificação (circuitos fechados). Neste contexto, o objetivo é separar o material em duas ou mais frações, com partículas de tamanhos distintos (MELO, 2010).

Para minérios de ferro, são utilizados peneiramento e cicloneamento, os quais serão descritos a seguir.

2.3.1 - Peneiramento

De acordo com Luz *et al.* (2010), o peneiramento é um processo mecânico que faz a separação de partículas através de sua passagem ou de sua retenção por uma superfície, que é uma malha de aço, borracha ou poliuretano normalmente.

No beneficiamento mineral, são objetivos fundamentais das etapas de peneiramento:

- realizar o “escalpe” (remover parte do material grosseiro alimentado e, assim, reduzir a quantidade de material que chega à malha de classificação final ou malha de corte) e
- classificar o material para obter um produto dentro de uma faixa granulométrica específica.

A Figura 2.3 ilustra uma superfície de peneiramento: o material que não passa pelas aberturas é chamado de “*oversize*” (retido) e o material que passa pelas aberturas, chama-se de “*undersize*”, ou abaixo do tamanho.

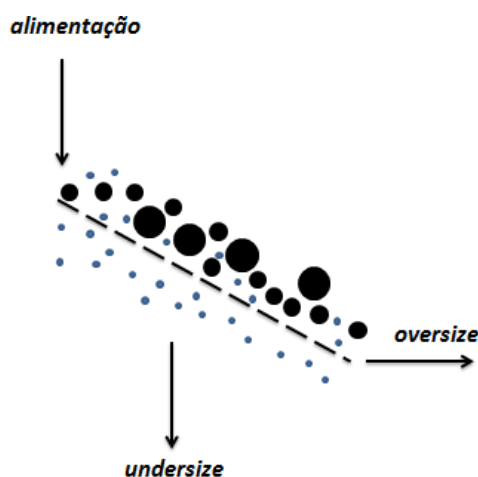


Figura 2.3 - Superfície de peneiramento.

Fonte: Jesus *et al.*(2015).

No peneiramento industrial, são utilizadas comumente grelhas ou peneiras: fixas ou vibratórias (Figura 2.4). A grelha fixa é composta por barras dispostas paralelamente e pode ser horizontal ou inclinada. Usa-se grelha horizontal para reter os blocos maiores contidos no ROM (> 50 cm), que devem estar presentes em pequena quantidade; pois, ainda terão de ser retirados (por exemplo, com retroescavadeira) ou rompidos. A grelha inclinada pode apresentar de 35 a 45 graus, sendo mais utilizada para reter blocos entre 50 até 10 cm. A grelha vibratória dispõe de mecanismo de vibração e pode ser usada para reter fragmentos de tamanho entre 5 a 10 cm.

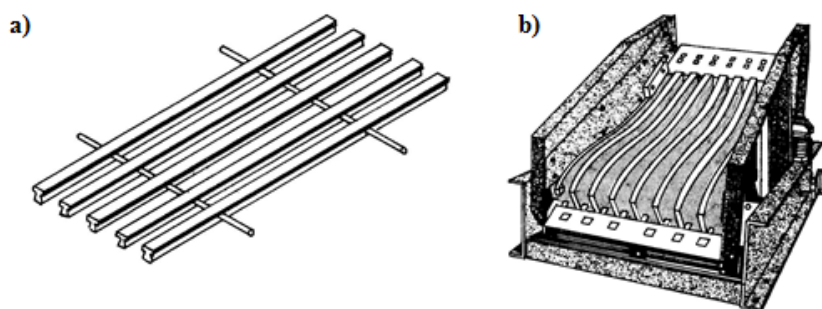


Figura 2.4 - Representação esquemática de: a) grelha fixa, b) grelha vibratória.

Fonte: Luz *et al.* (2010).

As peneiras vibratórias, tanto as horizontais quanto as inclinadas, podem operar com frequências de ordem de 25 a 2.500RPM (peneiras de altas frequência) e amplitudes entre 5 e 30mm. As horizontais dispõem de um sistema de vibração que atua numa direção paralela ao fluxo, para realizar o transporte do material numa razão entre 12 e 18 m/min. As inclinadas operam, normalmente, com ângulos que variam entre 15 e 35 graus, transportando material a uma velocidade de 18 a 36m/min.

De acordo com Correia (2010), as peneiras podem operar a seco ou a úmido. Materiais muito aderentes devem ser peneirados a úmido para evitar o entupimento da peneira. A água lava continuamente a peneira evitando a deposição dos finos sobre os fios da peneira.

Os peneiramentos industriais à seco são realizados, normalmente, em frações granulométricas de até 6mm. Porém, é possível peneirar a seco com eficiência razoável em frações de até 1,7mm. No peneiramento a úmido, adiciona-se água ao material a ser peneirado com o propósito de facilitar a passagem dos finos através da tela de peneiramento. O peneiramento industrial via úmido pode ser aplicado até 0,4mm geralmente, embora, em alguns casos, seja possível peneirar partículas mais finas, da ordem de 50 μ m (ANDERY, 1980).

2.3.2 - Ciclone

O ciclone ou hidrociclone faz a separação por tamanho das partículas pela ação da força centrífuga. A alimentação é feita injetando-se a polpa de minério com determinada porcentagem de sólidos, pressão e vazão, tangencialmente à parede do hidrociclone. Um fluxo espiral descendente é criado ao redor da parede interna. As partículas maiores e mais densas seguem esse fluxo e são encaminhadas ao ápex ou *underflow*. Um fluxo ascendente é formado no centro

do hidrociclone, devido à baixa pressão nessa região. As partículas menores seguem esse fluxo e são encaminhadas ao *vórtex* ou *overflow* (SATYRO, 2008).

Na Figura 2.5, é apresentado um ciclone convencional, o qual consiste de uma câmara cilíndrico-cônica com entrada tangencial e duas saídas. A polpa é injetada sob uma determinada pressão no aparelho, através de um duto situado na parte superior da câmara cilíndrica e, como resultado de sua entrada tangencial, é criado no seu interior um redemoinho.

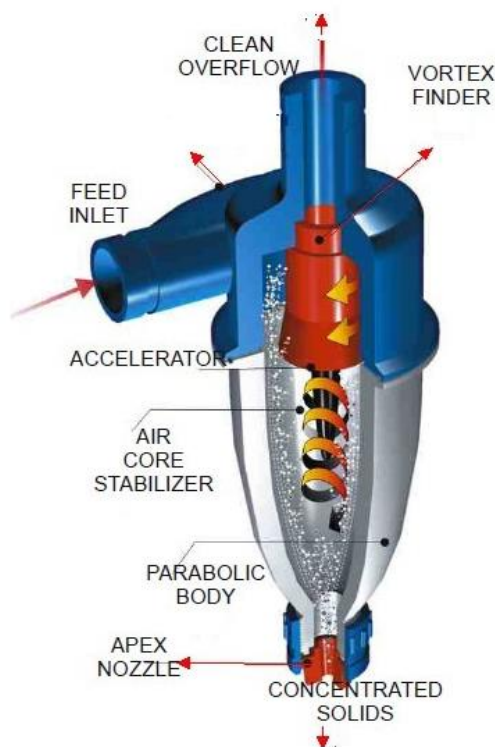


Figura 2.5 - Vista em corte de um ciclone.

Fonte:GN Solids Control.

Sampaio et al. (2007) cita em seu trabalho que, via de regra, essa separação é realizada tomando-se como base a velocidade com que as partículas atravessam o meio fluido. No beneficiamento mineral, o meio fluido mais utilizado é a água; e a classificação a úmido é comumente aplicada para populações de partículas de granulometria muito fina, onde o peneiramento não representa uma forma eficiente de classificação.

Os classificadores são constituídos basicamente de uma coluna de separação, onde ocorre a ascensão, a uma velocidade uniforme, de um fluido, sendo este líquido ou gasoso. A trajetória das partículas inseridas na coluna de separação é determinada por suas velocidades terminais, podendo ser ascendente ou descendente. A partir desta coluna, pode-se obter o *overflow*, que contém partículas com velocidade terminal menor que a velocidade do fluido, e

o *underflow*, contendo partículas de velocidade terminal maior que a do fluido, conforme observado na Figura 2.6 (MELO, 2010).

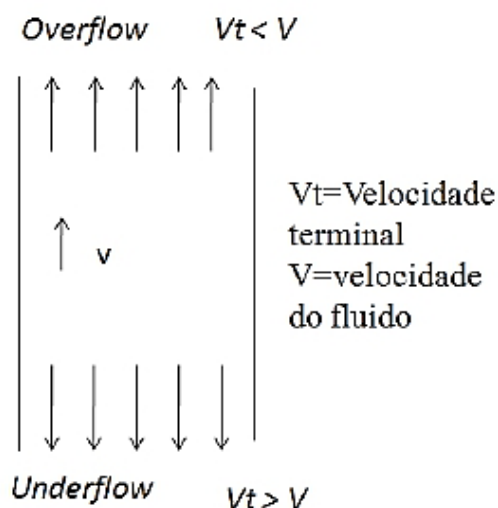


Figura 2.6 - Fluxos de *under* e *overflow* num classificador.

Fonte: Sampaio et al. (2007).

A melhor maneira de descrever o desempenho dos classificadores, em relação à separação de tamanhos ou recuperação dos sólidos, é através de curvas de partição. A partir destas curvas, é possível determinar o percentual de cada classe de tamanho contido na alimentação que é direcionada para um dos produtos (*underflow* ou *overflow*).

Se a separação fosse perfeita, as duas populações obtidas da classificação deveriam ser uma fina e outra grossa. Contudo, na prática essa classificação não é perfeita (curva real), sendo partículas finas encontradas no *underflow* e partículas grossas no *overflow* (MELO, 2010; SAMPAIO et al., 2007).

Satyro (2008) cita outras aplicações importantes dos hidrociclones no beneficiamento mineral, tais como: espessar a polpa (eliminar a maior parte da água) e/ou deslamar (retirar partículas mais finas do sistema). Estas operações são necessárias para realização dos processos de separação magnética a úmido, filtragem, bem como para armazenagem do rejeito das usinas (barragens).

Comparativamente ao peneiramento, a classificação por ciclones apresenta diversas vantagens, tais como: maior capacidade em relação ao seu volume e à área física ocupada; controle operacional relativamente simples (por não possuir partes móveis); custos de investimento e manutenção pequenos (permitindo a aquisição de diversas unidades de reserva).

No entanto, sua eficiência é limitada quando as condições operacionais da alimentação variam muito.

2.4 - Concentração Magnética

Os processos de separação magnética são baseados na força de interação que ocorre entre o campo magnético e um dipolo magnético (SANTOS, 2009).

A partícula se torna magnetizada quando é submetida a um campo magnético. A formação dos polos magnéticos nos terminais da partícula, que ficará orientada ao longo das linhas do campo de magnetização, é induzida pela magnetização. Então, a partícula se tornará assim um dipolo magnético e a intensidade desse dipolo (momento de dipolo) vai mudar de acordo com as características de cada partícula (SANTOS, 2009).

As forças que atuam em uma determinada partícula, colocada em um campo magnético, numa separação a úmido são: magnética; de gravidade; de arraste hidrodinâmico e força entre partículas.

Alguns minerais reagem ao campo magnético por atração ou repulsão. A susceptibilidade magnética é a propriedade que estabelece a intensidade de interação dos minerais com o campo magnético. Assim, os minerais que não são atraídos, quando submetidos à ação de um campo magnético, são denominados diamagnéticos; os fracamente atraídos pela ação de um campo magnético são denominados paramagnéticos e os minerais que são fortemente atraídos por um ímã comum são denominados ferromagnéticos.

Existem vários equipamentos de separação ou concentração magnética, dependendo da aplicabilidade do mesmo, que varia com as características de susceptibilidade magnética do minério, tamanho das partículas, concentração do mineral paramagnético na alimentação, etc.

Os principais equipamentos de concentração magnética utilizados atualmente na concentração de minério de ferro são: o concentrador magnético de tambor e o concentrador magnético de alta intensidade tipo Jones.

Para o caso do minério de ferro o mais comum é o Jones, e a Figura 2.7 ilustra este equipamento:

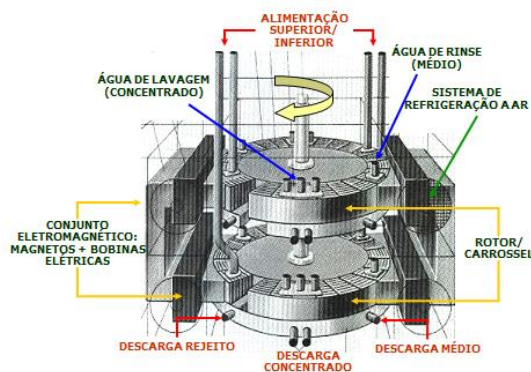


Figura 2.7 - Separador magnético tipo Jones

Fonte: Santos (2009).

A intensidade do campo magnético gerado no JONES pode variar de 0 a 12.000 Gauss, dependendo da abertura (*gap*) das matrizes, do gradiente de campo magnético e da corrente elétrica aplicada.

2.5- 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.), como também para uma variedade de tamanhos de partículas.

De acordo com Ribeiro (2011), a seletividade do processo de flotação tem como fundamento que a superfície de diferentes espécies minerais pode possuir diferentes graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma partícula está relacionado à possibilidade desta ser “capturada” pelas bolhas de ar. A hidrofobicidade é o oposto de hidrofiliabilidade, umectabilidade ou “molhabilidade” da partícula pela água.

É teoricamente possível realizar a separação entre partículas naturalmente hidrofóbicas e partículas naturalmente hidrofílicas, fazendo-se passar um fluxo de ar através de uma suspensão aquosa contendo as duas espécies conforme ilustrado pela Figura 2.8 (RIBEIRO, 2011). As partículas hidrofóbicas seriam carregadas pelo ar (aderidas às bolhas) e aquelas hidrofílicas permaneceriam em suspensão, conforme mostra a Figura 2.9.

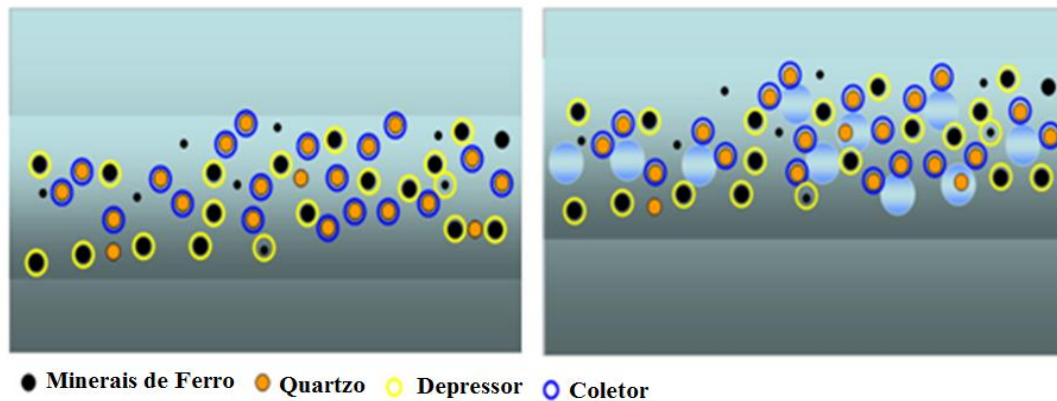


Figura 2.8 - Suspensão aquosa de partículas hidrofílicas e hidrofóbicas.

Fonte: Marques (2010).

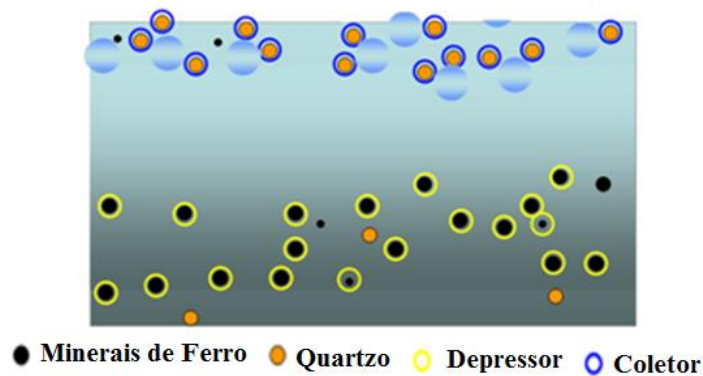


Figura 2.9 - Partículas hidrofóbicas carregadas pelas bolhas de ar.

Fonte: Marques (2010).

A perda de qualidade do produto e queda de recuperação do mineral útil são dois efeitos indesejáveis da falta de seletividade no processo de flotação (TURRER, 2007). Na maioria dos casos, a contaminação do produto (concentrado) por sílica ocorre devido à ineficiência na flotação do quartzo. Esta ineficiência ocorre em sistemas onde as partículas não estão devidamente liberadas e deslamadas. A presença de partículas mistas e lamas, geralmente, causam o recobrimento das partículas (TURRER, 2007). Por isso, faz-se o uso de substâncias denominadas depressores e coletores (reagentes) para ajudar a impedir que isto ocorra.

Segundo Li (1993, apud VIEIRA 2005), os princípios básicos da flotação de partículas podem ser divididos em duas áreas principais: química de superfície e hidrodinâmica. A primeira trata das interações interpartículas; da energia de superfície; da adsorção em interfaces; da molhabilidade natural de minerais e do uso de reagentes para tornar hidrofóbicas as superfícies minerais (coletores). A segunda trata da dispersão das bolhas de ar; da suspensão de

sólidos; da probabilidade de colisão e adesão entre partículas minerais e bolhas de ar e da estabilidade do agregado partícula-bolha.

Os processos de flotação podem ocorrer em tanques e/ou colunas. Ainda, são dependentes de um grande número de variáveis, as quais podem ter efeito significativo sobre o teor e/ou sobre a recuperação do mineral de interesse. O processo de flotação em colunas pode ser mais complexo, devido à existência de interações entre estas variáveis, além de perturbações que não podem ser medidas ou controladas facilmente (MONTENEGRO *et al.*, 2001; VIEIRA, 2005).

Segundo Lima & Valadão (2008), a flotação poderia ser utilizada com sucesso para faixas granulométricas entre 10 e 300 μm . Quando as partículas se encontram fora desta faixa de tamanho, a seletividade do processo de flotação é bem menor. Isto ocorre como consequência das condições hidrodinâmicas do sistema serem incapazes de manter o nível de flotabilidade ideal das partículas.

2.6- Separação sólido-líquido

A separação sólido-líquido é a última etapa do processamento mineral: ocorre após as etapas de cominuição e concentração dos minérios.

Todas as operações unitárias onde ocorre desaguamento, evaporação e secagem do minério estão incluídas no processo de separação sólido-líquido. Contudo, apenas métodos mecânicos são empregados no desaguamento, em contrapartida utiliza-se o calor na evaporação e secagem (GUIMARÃES, 2011).

Dentre os principais objetivos das operações de separação sólido/líquido estão: recuperar água para reutilização no processo; adequar o percentual de sólidos da polpa às operações unitárias subsequentes; reduzir a umidade dos produtos para transporte e comercialização e preparar os rejeitos visando ao transporte e à disposição (GUIMARÃES, 2011).

Em usinas de beneficiamento de minérios, as principais operações unitárias de separação sólido/líquido são: peneiramento, ciclonagem, centrifugação, espessamento, filtragem, evaporação e secagem. As características de cada minério determinam as operações unitárias que se farão necessárias. Um exemplo disso é o beneficiamento do caulim que, diferentemente do minério de ferro, utiliza-se de centrifugação, evaporação e secagem (GUIMARÃES, 2011).

2.6.1 - Espessamento

O espessamento consiste na sedimentação das partículas em meio aquoso através da gravidade, visando à geração de uma polpa mais densa (*underflow*). Durante o processo de sedimentação, há formação de uma interface nítida entre o líquido (água) e os sólidos (minério) (GUIMARÃES, 2011).

Esta operação é muito comum nas usinas de beneficiamento de minério de ferro para: espessar as lamas (muito diluídas); recuperar água para recirculação (*overflow*); adensar a polpa (*underflow*) para transporte e descarte; espessar o produto *pellet feed* (adequar a concentração de sólidos para a etapa seguinte de filtragem); espessar material não concentrado na granulometria do *pellet feed* (adequar o percentual de sólidos para a etapa seguinte de concentração por flotação ou por concentração magnética).

As características do material e o nível de adensamento requerido irão definir a escolha do espessador adequado. Existem diferentes equipamentos para espessamento de polpas, os quais variam de acordo com a sua geometria (GUIMARÃES, 2011).

A polpa do minério é alimentada continuamente pela parte superior e central do espessador. A polpa passa pelo tubo de alimentação, ingressa de forma tangencial no pré-poço e, posteriormente, ingressa no poço. Este conjunto de alimentação é chamado de *feedwell*. Uma vez eliminada a turbulência ou energia cinética do fluxo de polpa, esta passa, por transbordo, para o tanque cilíndrico (ver Figura 2.10). (CBT, 2014)

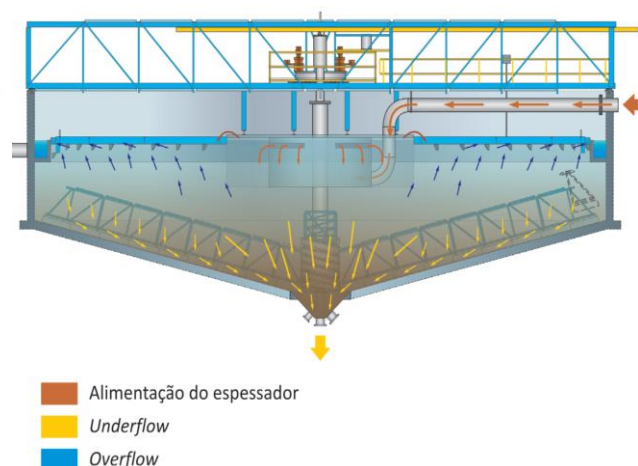


Figura 2.10 - Representação esquemática de um espessador visto em corte.

Fonte: CBT (2014).

À medida que a polpa ingressa no espessador, os sólidos se separam da água para formar uma camada de compressão. Os sólidos grossos (pesados) começam a se sedimentar na parte central do fundo do espessador, enquanto os sólidos finos (menos pesados) se movimentam em direção ao perímetro do fundo do espessador e ali se sedimentam. À medida que os sólidos vão se sedimentando e se comprimindo, é liberada água, que se acumula na parte superior do espessador (CBT, 2014).

2.6.2 - Filtragem

A filtragem é definida como uma operação unitária de separação sólido/líquido utilizado no beneficiamento mineral frequentemente. Esta consiste em separar os sólidos contidos em suspensão aquosa, através da passagem da polpa por um meio filtrante, onde serão retidas as partículas sólidas, denominadas de torta, enquanto o líquido, denominado filtrado, irá atravessar o meio filtrante (GUIMARÃES, 2011).

Geralmente, existe a necessidade de uma etapa anterior de adensamento da polpa (realizada via ciclonagem ou espessamento), garantindo assim uma menor quantidade de sólidos na alimentação dos filtros (GUIMARÃES, 2011).

Nas indústrias de minério de ferro, a remoção da umidade é comumente aplicada nas etapas finais de beneficiamento. Para esta etapa, a filtragem a vácuo costuma ser a mais comum. Quanto mais fino for o minério, mais difícil será retirar a água das tortas (AMARANTE, 2002).

Na usina de Conceição 1, para o *pellet feed*, a filtragem é realizada utilizando filtro vertical com descarga em correia, enquanto para o *sínter feed* 3, proveniente da concentração magnética, é empregado a filtragem a vácuo horizontal.

O filtro de disco é composto por uma série de discos espaçados, ligados entre si por uma estrutura central, que executa um movimento de rotação e que está conectada às tubulações de vácuo e de ar comprimido.

A formação de torta é realizada em uma bacia de polpa onde há o recobrimento da porção inferior dos discos (até cerca da metade do seu diâmetro). A descarga da torta formada é feita utilizando-se ar comprimido (sopro), sendo o material recolhido em aberturas dispostas em ambos os lados de cada disco.

O projeto da aplicação de filtragem na indústria é de elevado investimento de capital, não só pelo custo dos equipamentos, como pelo investimento em instalações e equipamentos acessórios. No minério de ferro, tem-se um elevado consumo de vácuo, que leva a grandes

dispêndios em bombas de vácuo (Amarante, 2001). Uma ilustração esquemática de um circuito de filtragem e bomba de vácuo é apresentada na Figura 2.11.

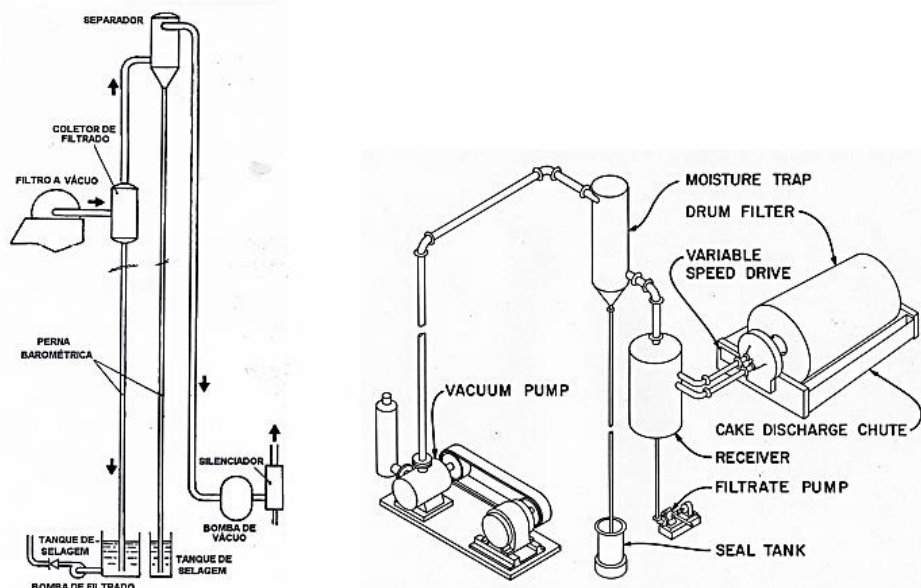


Figura 2.11 - Circuito de filtragem e bomba de vácuo.
Fonte: Amarante, 2002.

2.7 Projeto Fragcom (Fragmentação e cominuição)

Os sucessos das operações mineiras dependem inicialmente da qualidade da perfuração e desmonte com explosivos. Estudos sobre fragmentação, redundantes do desmonte de rochas com utilização de explosivos e suas repercussões nas demais operações unitárias de lavra e beneficiamento, iniciaram na década de 90 na Austrália. Eram projetos patrocinados pela AMIRA, conhecidos como “*Mine to Mill*” e desenvolvidos no JKMRC da Universidade de Queensland. Tinham o patrocínio de empresas como BHP, Placer Dome, RTZ, dentre outras. Os resultados obtidos foram expressivos e redundaram em benefícios operacionais, com redução de custos e melhorias nos processos de beneficiamento destas empresas. (KOPPE, 2015)

Com a implantação dos projetos de beneficiamento dos itabiritos compactos em Itabira/MG, surgiu, portanto, uma oportunidade para Vale S.A. desenvolver um projeto deste tipo que foi denominado FRAGCOM (fragmentação e cominuição) que almejava melhorar os parâmetros de desmonte para adequar a granulometria dos compactos às rotas de processamento estabelecidas no projeto de adequação.

O objetivo era que fossem garantidas as metas de produção e sempre que possível, reduzindo os custos. Testes de desmonte com diferentes razões de carga, dentre outras

melhorias, foram realizados em Conceição 2 e, depois em Conceição 1, para estimar os impactos do processamento dos compactos durante o *ramp-up*, em especial, nos circuitos de cominuição.

Acredita-se que com a introdução de uma nova metodologia os resultados permitam uma melhoria das operações unitárias de lavra que envolvem perfuração e desmonte determinando com isso uma redução de custos na operação global e, também, uma melhoria nas operações subsequentes. (KOPPE, 2015).

Neste estudo a utilização da metodologia FRAGCOM consistiu basicamente em controlar os parâmetros de desmonte, especialmente a razão de carga, dentre outros, para que aumentasse o passante acumulado na fração 0,15mm e evitasse a produção de blocos maiores do que 50cm na alimentação da britagem primária.

A figura 2.12 ilustra um exemplo de rochas da mesma frente de lavra submetida a dois diferentes tipos de desmonte variando-se a razão de carga (quantidade de explosivos por tonelada de rocha desmontada) e seus impactos na granulometria do material.



Figura 2.12: Frente de lavra submetida a desmonte com explosivos utilizando diferentes razões de carga.
Fonte: autor.

Espera-se que o projeto tenha amplo e forte impacto em todos os empreendimentos da VALE, pois, as etapas de britagem e moagem concentram uma parcela significativa dos custos, o que acrescidos aos custos de desmonte, implicará em vantagens importantes, resultantes da compreensão e controle de todos os processos envolvidos, os quais devem ser implementados de forma integrada. (KOPPE, 2015)

3. CONTEXTUALIZAÇÃO DO TRABALHO

3.1 - Localização da jazida e das usinas de Conceição 1 e 2

O complexo minerador onde foi desenvolvido este trabalho está situado no município de Itabira, localizado na porção central do Estado de Minas Gerais. O acesso à cidade é feito a partir de Belo Horizonte pela BR381, em direção a Vitória/ES, percorrendo cerca de 70 km até o trevo de Bom Jesus do Amparo. A partir deste ponto, segue-se pela MG-129 em direção à cidade de Itabira, percorrendo cerca de 30 km.

O Complexo de Itabira está situado junto à cidade, na sua porção noroeste, como mostra a Figura 3.1.

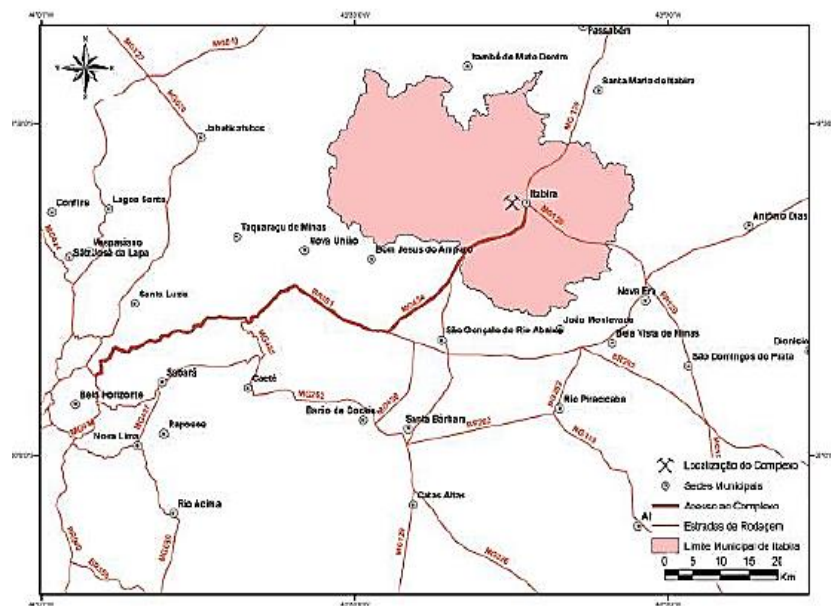


Figura 3.1- Localização do complexo minerador Itabira.

Fonte: Acervo Vale-Minas de Itabira.

A formação ferrífera é caracterizada pelos itabiritos (minérios de baixo teor, isto é, menores do que 40% de ferro global), e hematítos (minérios com teor mais elevado, teores maiores do que 63% de ferro global). Estes últimos ocorrem em forma de lentes ou pequenos corpos em meio aos itabiritos dentre outras litologias associadas.

A extração de minério de ferro foi iniciada a partir da Mina de Cauê, em 1942. Posteriormente, foi implantada a Mina de Conceição e, mais tarde, foram abertas as minas Dois Córregos, Onça, Camarinha, Alto Esmeril, Chacrinha e Periquito, denominadas Minas do Meio. É o mais antigo complexo minerador do Sistema Sudeste.

O período chamado de primeira onda da mineração em Itabira vai de 1942 a 1972 e consiste no período em que foi priorizada a comercialização de minérios granulados originários dos hematitos, minério de alto teor de ferro que não exige processos industriais complexos.

Entre os anos de 1972 e 2013, a implantação das usinas Cauê e Conceição 1 marcaram o início da segunda onda, a partir do beneficiamento do itabirito friável para a produção de *sínter* e *pellet feed*. Foram introduzidos os processos de separação do minério por meio magnético, gravimétrico e físico-químico (flotação) neste mesmo período.

O *sínter feed* é o produto de minério de ferro mais comercializado atualmente. Ele é resultado de um processo de britagem e classificação granulométrica na faixa entre 0,15mm e 6,3mm. A sinterização é o processo de aglomeração utilizado pelas indústrias siderúrgicas para produção do *sínter*, que irá compor a carga dos altos fornos.

Já o *pellet feed* é o mais fino dos produtos de minério de ferro (granulometria menor que 0,15mm) e é produzido normalmente através da etapa flotação. A pelletização transforma o *pellet feed* em *pelotas*, as quais podem substituir o granulado nos alto-fornos, DNPM (2011).

A Figura 3.2 ilustra cada produto do processo bem como suas respectivas granulometrias.

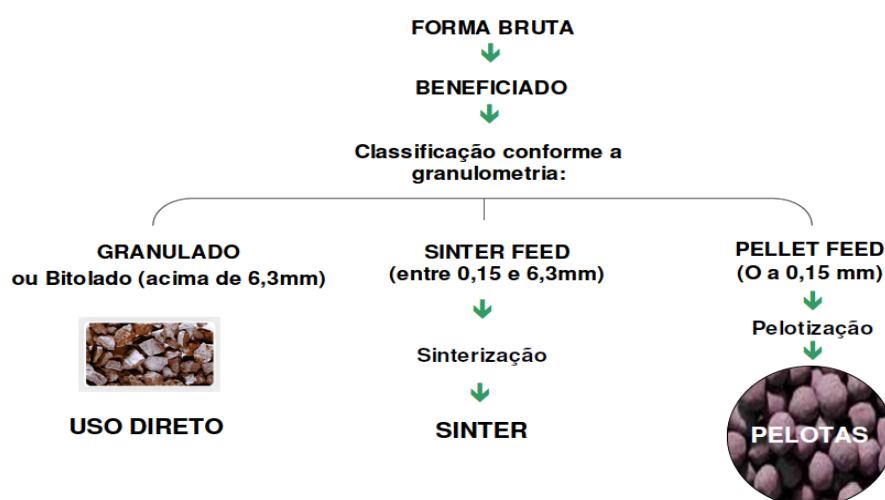


Figura 3.2: Classificação do minério de ferro por processos e granulometria.

Fonte: DNPM, 2011.

A partir de 2013, com o início das operações da Usina Conceição 2 e a adequação da usina de Conceição 1, inicia-se a terceira onda, que viabilizaria o aproveitamento dos itabiritos compactos (minérios com baixo teor de ferro). Este material, que anteriormente não era processado nas usinas, foi sendo estocado em pilhas e, com as adequações das plantas, passou a ser ROM útil para produção de concentrados com teores aceitáveis pelo mercado.

A Figura 3.3 mostra a localização das minas e das usinas de Itabira: mais ao norte, a Mina de Conceição, onde estão localizadas as duas instalações de beneficiamento mineral. Estão representadas, também nesta figura, as litologias predominantes em cada parte do território: hematíticos e itabiritos.

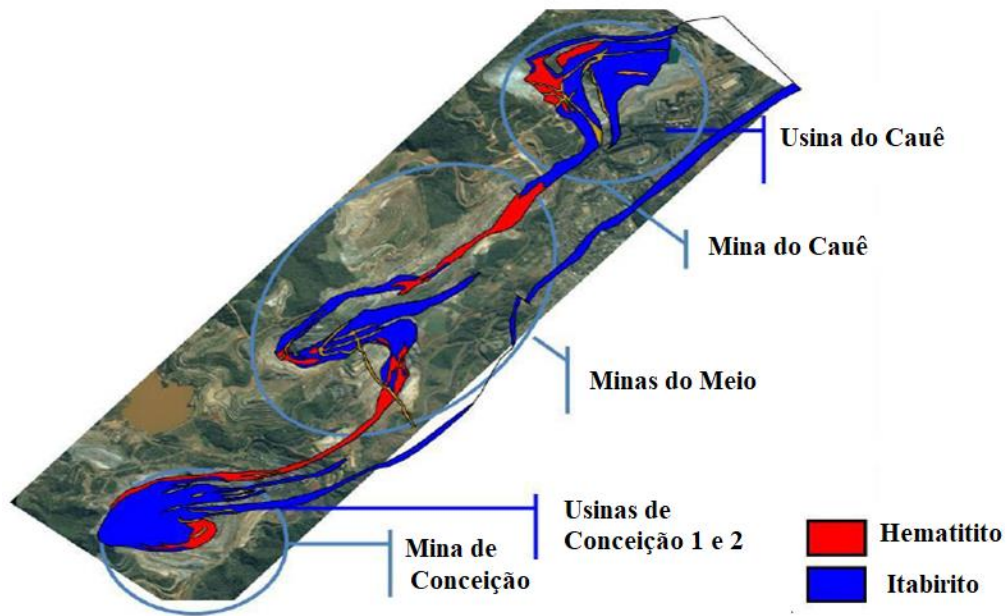


Figura 3.3 - Minas do Complexo Itabira e litotipos.
Fonte: Acervo Vale – Minas Itabira.

O sistema sudeste é composto por mais de 15 minas e está localizado no Quadrilátero Ferrífero, conforme mostrado na Figura 3.4. As jazidas possuem aproximadamente 4,5 bilhões de toneladas de reservas de minério de ferro e a capacidade de produção das minas encontra-se em torno de 160 milhões de toneladas por ano.



Figura 3.4 - Quadrilátero Ferrífero – Minas Gerais.
Fonte: Acervo VALE-Minas de Itabira.

As minas são lavradas a céu aberto pelo método clássico de extração em bancadas, através do desmonte com utilização de explosivos em locais onde as rochas são mais resistentes. A atividade de lavra movimenta um grande volume de solos e rochas sem valor econômico, que são dispostos em pilhas de estéril.

O minério retirado da mina é enviado para as instalações de tratamento de minério - ITM's. O material não aproveitado no processo de beneficiamento, denominado como rejeito, é enviado para as barragens de rejeito.

3.2 - Classificação litológica e litotípica do ROM da mina de Conceição

O itabirito é uma rocha composta por, na maioria dos casos, hematita (Fe_2O_3) e quartzo (SiO_2), associados principalmente às formações ferríferas bandadas, geralmente concordantes com a estruturação geral das camadas (Couto, 2009). O itabirito é constituído de óxidos de ferro e minerais transparentes, de espessura milimétrica a centimétrica, com teor primário de ferro variando entre 20% e 55% de Fe total (Takehara, 2004). O itabirito pode ser friável, pulverulento ou compacto, dependendo da atuação de processos supergênicos (Takehara, 2004).

Na literatura a definição encontrada para o itabirito compacto, mescla gênese e granulometria de liberação. Segundo Vasconcelos et al (2012), os itabiritos compactos, cuja resistência mecânica e o WI (*work index*) estão ilustrados pela Figura 3.5, impossibilitam a produção de *sinter feed*, dentro das especificações de qualidade determinadas atualmente pelo mercado, uma vez que o teor de SiO_2 em todas as faixas granulométricas é muito alto.



**Itabiritos Compactos: 430 MPa
WI 10 a 16 kWh/t**

Figura 3.5 – Itabirito compacto

Fonte: autor.

Já Ribeiro (2011) associa a definição do itabirito compacto à alta resistência mecânica, além do alto teor de SiO₂. De qualquer forma, o aproveitamento do itabirito compacto está diretamente associado à produção de *pellet feed* e a moagem é a operação unitária fundamental no processo.

Ferreira e Lima (2016) realizaram estudos para verificação e comparação do grau de liberação de itabiritos friáveis e compactos do quadrilátero ferrífero em Minas Gerais. Os resultados mostraram diferenças significativas entre os itabiritos friáveis e compactos no âmbito da liberação. O itabirito friável (IF), com elevada porosidade e maior tamanho dos cristais, apresenta tendência de liberação satisfatória em malhas granulométricas mais grossas (P95 em 0,210 mm). Já itabirito compacto (IC) apresenta textura e associações complexas, com baixa porosidade e cristais menores, com tendência de liberação em malhas mais finas (P95 em 0,045 mm). Nesse mesmo estudo foram realizados ensaios de flotação em laboratório que confirmaram as malhas de moagem definidas pelo estudo mineralógico, tendo-se obtido concentrados com qualidade adequada (teor de SiO₂ inferior a 1,0%) a partir dos minérios moídos nos tamanhos supracitados.

A Tabela 3.1 apresenta as litologias/litotipos da Mina de Conceição e seus valores médios de densidade. Os códigos auxiliam no mapeamento, planejamento (sequenciamento de lavra/parâmetros de desmonte) e processamento dos minérios.

Tabela 3.1 - Litologias/Litotipos da Mina de Conceição (Complexo Itabira).

Descrição	Código	Densidade Média (t/m ³)	Descrição	Código	Densidade Média (t/m ³)
Hematita Compacta	HC	4.59	Itabirito Dolomítico	IDO	3.44
Hematita Friável	HF	3.83	Xisto Intemperizado	XI	1.95
Hematita Manganésifera	HMN	3.28	Xisto Compacto	XIC	2.54
Hematita Pulverulenta	HP	3.63	Quartzito Piracic.	QT	2.11
Itabirito Compacto	IC	3.32	Solo	SO	1.71
Itabirito Semi-Compacto	IS	2.97	Canga	CG	3.38
Itabirito Friável	IF	2.86	Ferro-Manganês	FM	2.16
Itabirito Manganésífero	IMN	2.53	Gnaisse	GN	2.51
Itabirito-Hematítico	IH	3.71	Intrusiva	IN	2.16

Fonte: Acervo interno (Vale S.A.)

As tabelas 3.2 a 3.6 mostram as distribuições granuloquímicas dos ROM's entre os anos de 2013 a 2017. Foram estimadas com base em amostras retiradas de testemunhos e de frentes de bancada. Estas mostram claramente teores de Fe mais elevados para os minérios de hematita. O P aparece com conteúdo mais baixo nos itabiritos semi compactos e compactos. A alumina

e o Mn, também, como impurezas apresentam variações de conteúdo nas mais diferentes frações e tipologias de minérios. Ainda, não parece existir uma correlação direta e simples entre as impurezas e o Ferro, embora o Ferro e a sílica exibam quase sempre uma correlação inversa.

Tabela 3.2 - ROM de Hematita (2013 a 2017: base 8 Mt/ano).

Malha (mm)	Partição (%)	Análise Química (%)				
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
+8	38.0	66.2	3.0	0.039	0.51	0.03
-8+1	17.0	66.1	3.4	0.054	0.72	0.06
-1+0.15	12.4	57.2	16.4	0.063	1.04	0.09
-0.15	33.0	61.7	9.9	0.046	0.82	0.15
Global	100.0	63.6	7.0	0.047	0.71	0.08

Fonte: Relatório interno GADMF (Vale S.A.)

Tabela 3.3 - ROM de Itabirito Friável (2013 a 2017: base 8 Mt/ano).

Malha (mm)	Partição (%)	Análise Química (%)				
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
+8	20.5	54.3	20.6	0.025	0.80	0.02
-8+1	15.1	54.6	19.9	0.042	0.99	0.12
-1+0.15	22.8	30.1	53.4	0.043	1.30	0.20
-0.15	41.6	46.1	31.3	0.033	0.87	0.06
Global	100.0	45.4	32.4	0.035	0.97	0.09

Fonte: Relatório interno GADMF (Vale S.A.)

Tabela 3.4 - ROM de Itabirito semi compacto (2013 a 2017: base 7 Mt/ano).

Malha (mm)	Partição (%)	Análise Química (%)				
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
+8	27.5	49.8	26.6	0.014	0.31	0.10
-8+1	17.0	50.5	26.2	0.023	0.38	0.14
-1+0.15	20.0	29.6	55.2	0.020	0.53	0.10
-0.15	35.4	41.6	38.1	0.024	0.64	0.12
Global	100.0	43.0	36.3	0.020	0.48	0.11

Fonte: Relatório interno GADMF (Vale S.A.)

Tabela 3.5 - ROM de Itabirito Compacto (2013 a 2017: base 13,7 Mt/ano).

Malha (mm)	Partição (%)	Análise Química (%)				
		Fe	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃	Mn
+8	43.3	45.8	33.8	0.022	0.77	0.10
-8+1	14.3	45.4	33.7	0.022	0.83	0.10
-1+0.15	9.1	25.6	62.1	0.013	0.63	0.11
-0.15	33.3	43.5	36.5	0.031	0.72	0.14
Global	100.0	43.2	37.3	0.024	0.75	0.12

Fonte: Relatório interno GADMF (Vale S.A.)

3.3 - Evolução do ROM para os próximos anos de vida útil da Mina

A Figura 3.6 apresenta a evolução do ROM para os anos de 2014 a 2016 e sua previsão para os anos de 2017 a 2018. Fica evidente um aumento no percentual de itabiritos compactos e semi compactos com o passar dos anos. Este estudo detalhará o período de outubro de 2015 a dezembro de 2016 (adequação: *ramp-up*). Ainda, análises granulométricas mostram que as frações retidas em 8mm aumentariam significativamente, conforme ilustrado na Figura 3.7.

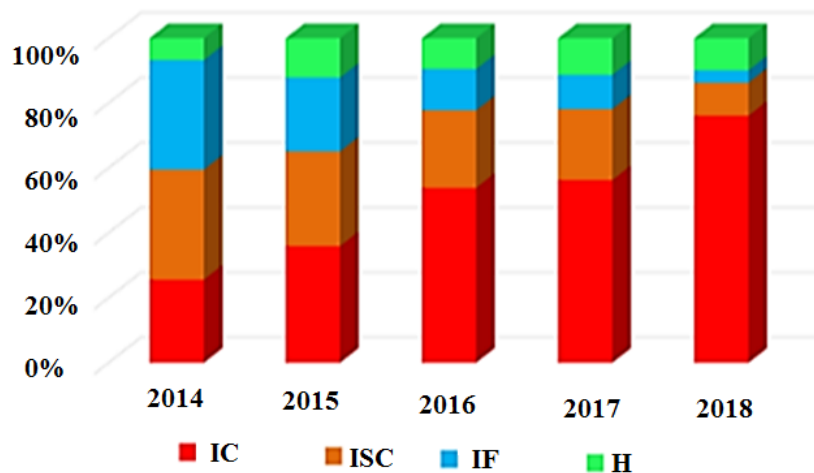


Figura 3.6 - Evolução do ROM.
Fonte: Jesus *et al.* (2015).

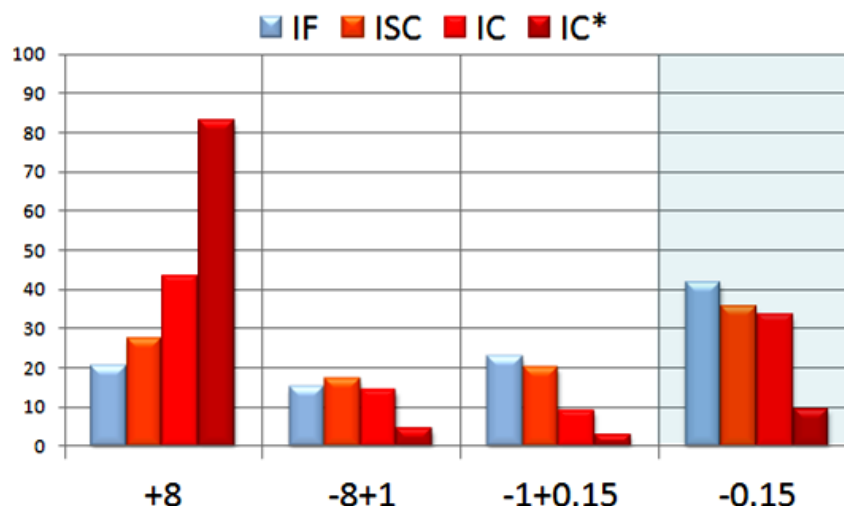


Figura 3.7 - Distribuição granulométrica do material in situ (ROM).
Fonte: Jesus *et al.* (2015).

O ROM em Conceição 1, antes da adequação, era britado e classificado até que se obtivesse granulometria adequada à alimentação da usina de concentração (95% passante em 25mm). Os dois circuitos de britagem primária operavam de forma independente e os circuitos

de britagens secundária e terciária operavam de forma compartilhada. Os ROM's eram constituídos basicamente por itabiritos friáveis e hematitas.

A instalação de tratamento de minérios processava cerca de 27Mt/ano de ROM's através de operações unitárias de cominuição, classificação, concentração gravimétrica, magnética, flotação, espessamento e filtragem: sendo 60% de *sinter feed* e 40% de *pellet feed*.

Nesse contexto, foi necessário adequar as rotas de processo para estes materiais, contemplando a entrada de um circuito mais robusto de britagem quaternária e principalmente um circuito de moagem, para obtenção da liberação necessária para o beneficiamento do material. A alimentação da moagem deveria ser 90% -12mm, visando ao tamanho de liberação de 150um.

Ainda, de acordo com os dados fornecidos pelo relatório interno da GADMF (Vale S.A.), a figura 3.8 mostra a evolução prevista das massas processadas de ROM para os próximos anos: dos períodos de 2013 a 2032. Conforme a Figura 3.8, inicialmente, havia sido previsto processar cerca de 29Mt/ano.

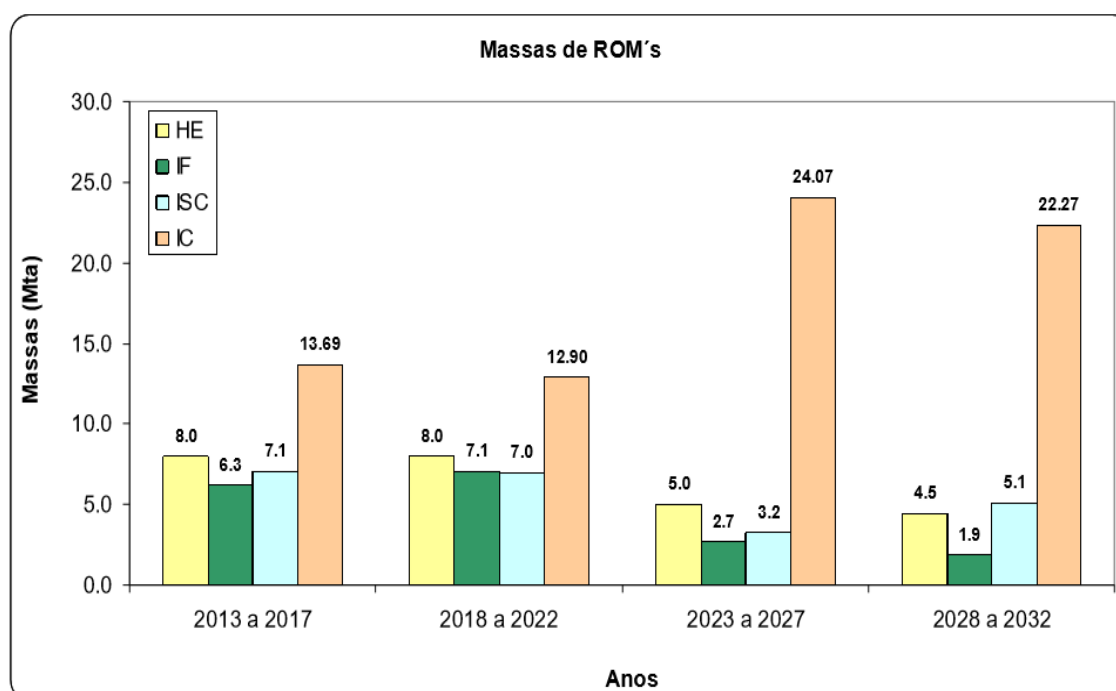


Figura 3.8 - Evolução do ROM em Mt/ano por litotipo.
Fonte: Relatório GADMF (Vale S.A.)

A Figura 3.9 mostra uma seção “típica” da Mina de Conceição juntamente com uma legenda destacando as litologias/litotipos predominantes com o aprofundamento da cava. O limite da cava previsto para o ano de 2016 (linha preta) mostrava que os itabiritos compactos mesclados aos dolomitos dominariam na lavra nos próximos anos. Ainda, a Figura 3.8 mostra

que os anos seguintes (de 2013 a 2017) seriam um período de transição: com grandes misturas de itabiritos friáveis aos semi compactos e hematitas, o que poderia impactar na meta de produção prevista para fase de adequação.

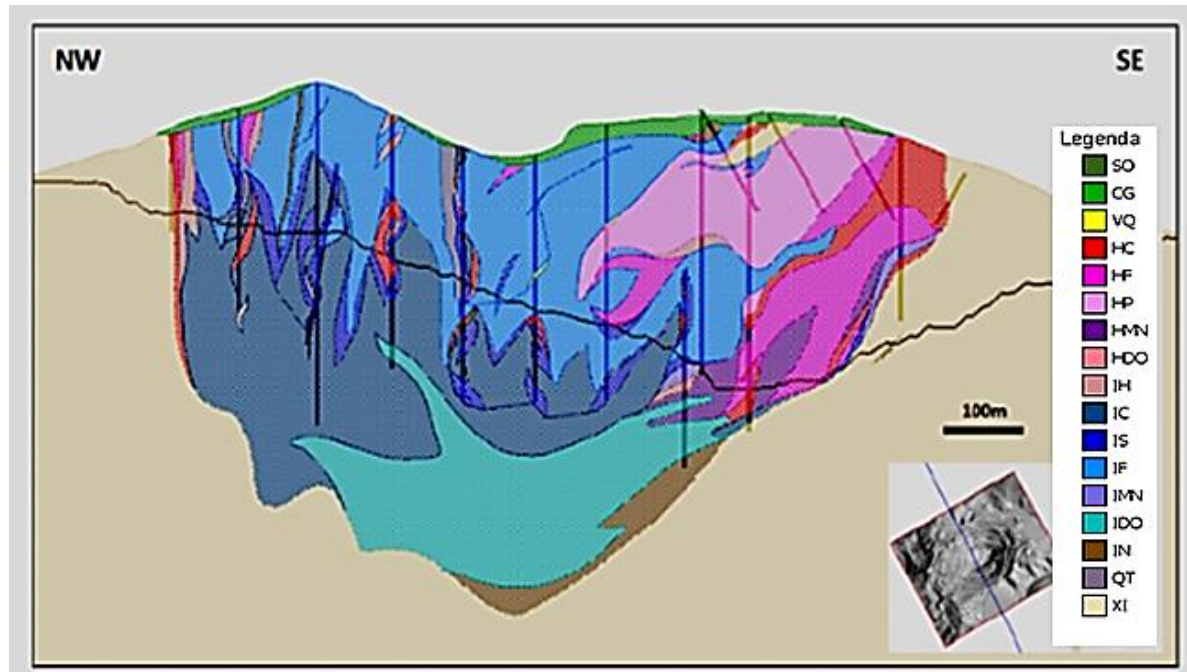


Figura 3.9 - Seção da mina de Conceição.
Fonte: Jesus *et al.* (2015).

4. METODOLOGIA

A metodologia consistiu, inicialmente, em coletar informações para descrever/compreender a usina de Conceição 1 antes, bem como o projeto de adequação. Em seguida, foi realizada uma análise dessas informações para discutir os impactos do projeto conceitual e das estratégias adotadas durante o primeiro ano de implantação (estágio de *ramp-up*). Para analisar os resultados da implantação do projeto de adequação, foram coletadas mais informações, inclusive por meio de campanhas amostrais específicas (fora de rotina).

A metodologia compõe-se de cinco etapas, segundo os objetivos propostos, resumidamente:

- 1) descrição dos circuitos da usina de beneficiamento antes da adequação;
- 2) descrição e análise das novas rotas de processo (fase conceitual-de projeto);
- 3) análise e discussão de estratégias definidas para a implantação do projeto (*ramp-up*);
- 4) análise e discussão dos resultados obtidos para os indicadores de controle de processo no início da implantação do projeto (*ramp-up*) e;
- 5) análise de alguns resultados dos testes realizados pelo projeto FRAGCOM.

Nesta última etapa, também, foram realizadas campanhas amostrais, visando à determinação da distribuição granulométrica (a eficiência dos equipamentos) de britagem; os impactos do desmonte e repercussões na granulometria da alimentação da moagem, em função do processamento de maior quantidade de rochas compactas.

4.1 - Usina de Conceição 1: antes da adequação

Para entender e analisar os impactos das estratégias de adequação da usina é necessário o entendimento da rota de processo que antes existia e assim compará-la com a nova a ser implantada. Essa primeira etapa do trabalho, então, consistiu na coleta de informações sobre a usina de Conceição 1, ilustrada na Figura 4.1, antes da implantação do projeto de adequação.

Até 2014, a usina de Conceição 1 tinha capacidade de processamento de 27Mt/ano de ROM de hematita e itabiritos friáveis. As operações unitárias consistiam em britagem/peneiramento, concentração magnética, gravimétrica, flotação, espessamento e filtragem. A produção era de 22 Mt/ano, sendo os produtos da ordem de 60% de *sínter-feed* e 40% de *pellet-feed*.

As rotas de beneficiamento de hematita e itabirito friável serão explicadas detalhadamente no próximo capítulo.



Figura 4.1 - Conceição 1 antes do projeto de Adequação.
Fonte: Acervo interno Minas de Itabira (Vale S.A.)

4.2 - Definição das novas rotas de processo

Todas as premissas e testes realizados para definição das novas rotas de processo foram conduzidos pela equipe da Gerência de Desenvolvimento de Processos (GADMF). Nessa etapa, também houve participação das equipes de suporte técnico e de engenharia da planta atual para contribuir nas discussões e nas execuções dos testes industriais.

O dimensionamento das novas rotas de processo deveria ampliar a capacidade de beneficiamento da planta de 27 para 34 Mt/ano, sendo: 24 Mt/ano de ROM de itabiritos compactos e semi compactos (70,6%), 8 Mt/ano de hematita (23,5%) e 2 Mt/ano de itabirito friável (5,9%), conforme a Tabela 4.1

Tabela 4.1 -Descrição do ROM utilizada para dimensionamento do projeto

ROM	Mt/ano	% ROM	% Fe	Qualidade do ROM			
				+8,0 mm	+1,0 mm	+0,15	-0,15 mm
Hematita (HE)	8	23,5	63,57	37,98	54,68	67,08	32,94
Itabirito Compacto (IC)	24	70,6	42,52	43,11	56,61	67,15	32,85
Itabirito Friável (IF)	2	5,9					
Total	34	100					

Fonte: ECM. Cabral (2014)

Estas adequações deveriam garantir uma capacidade de produção de 19,34 Mt/ano (sendo 6,42 Mt/ano de *sinter feed* e 12,92 Mt/ano de *pellet feed*), com a qualidade estimada conforme Tabela 4.2. Ainda, a recuperação mássica almejada seria de 57%, com rendimento operacional de 92%.

Tabela 4.2 - Previsão dos produtos que deveriam ser obtidos

Produtos	Mt/ano	%Fe	%SiO₂
<i>Sinter Feed (SF)</i>	6,42	66,67	2,75
<i>Pellet Feed (PF)</i>	12,92	68,69	0,80
Total	19,34		

Fonte: ECM. Cabral (2014)

A principal premissa do projeto de adequação da planta foi o aproveitamento máximo dos ativos existentes. Nesse contexto, não deveria haver alterações na disposição de rejeitos, nem no pátio de expedição dos produtos.

Quanto à britagem primária, foram avaliadas as capacidades dos equipamentos atuais para o aumento de ROM previsto. Considerando que os itabiritos compactos apresentam teores mais baixos, seriam necessárias quantidades maiores de ROM para atingir a meta de produção. Um teste industrial foi realizado para verificar se os britadores primários já existentes teriam capacidade para atender à nova demanda. Foram testados dois modelos de britadores, sendo um giratório e outro de mandíbulas.

Para realização deste teste foi selecionada uma bancada da mina onde predominavam itabiritos compactos e semi compactos para representar o ROM dos próximos anos (*Master Plan*). Apesar das limitações deste teste, que serão mencionadas no capítulo de resultados, ele foi importante para verificar qual modelo de britador seria utilizado.

Para as britagens secundária e terciária existentes (também conhecidas por Bloco 3, que processava, de forma compartilhada, os minérios itabiritos e hematitas) foram avaliadas as capacidades das máquinas de acordo com as curvas granulométricas disponíveis.

Ainda, foram avaliadas se seriam necessárias adequações nos demais circuitos, tal como o de flotação e inserção de moagem. Apesar da necessidade de processar itabiritos compactos, não foram feitos testes industriais com este material. Isto se deu porque a usina de Conceição 1, antes da adequação, não teria capacidade de concentração e obtenção de produtos que atendessem aos acordos comerciais. Assim sendo, na maior parte das vezes, apenas cálculos simplificados, relacionando as massas e granulometrias com as capacidades dos equipamentos foram utilizados com respeito à britagem. Com respeito à moagem, foi realizada modelagem/simulação, calibrando as equações matemáticas com base em testes de laboratório e em escala piloto.

A partir disso, constatou-se que seria necessária uma importante alteração no processo: a inclusão de circuitos de moagem para os itabiritos compactos, onde seriam instalados seis moinhos de bolas para reduzir o tamanho do minério até cerca de 10% retido em 0,15mm (tamanho de liberação).

Para melhor aproveitamento dos ativos existentes e, assim, redução de investimentos com equipamentos novos, para o circuito de flotação, foi mantido circuito de flotação em colunas e, além deste, foi definido que um circuito novo de flotação (em células tanque) também seria necessário. O “novo” circuito foi definido como um circuito de flotação de “grossos”, onde o *underflow* do primeiro estágio de deslamagem seria enviado direto para estas células. O circuito existente ficou definido como sendo flotação de “finos” (onde o fluxo que alimentaria este circuito seria proveniente do *underflow* do segundo estágio de deslamagem). Isso, por outro lado, levaria à necessidade de um aumento na capacidade da filtragem vertical existente, além da própria adequação dos circuitos já existentes.

De acordo com o projeto, após o início de operação da planta, seriam realizadas amostragens nestes circuitos para comparar os resultados obtidos via simulação/testes em escala piloto para fins de validação do projeto de adequação.

4.3 – Estratégias para implantação do projeto (etapa de *ramp-up*)

A etapa de *ramp-up* é, normalmente, aquela onde é esperado um crescimento gradual da produção da planta até alcançar sua estabilização (as metas de produção esperadas). Esta etapa consistiu na adaptação das estruturas da usina antes de alcançar a produção plena. Por melhor que seja o projeto, será nesta etapa (*ramp-up*) que serão feitos os últimos ajustes para que a produção acelere gradativamente, até alcançar a meta, assegurando a qualidade dos produtos.

Nesse trabalho, a curva de *ramp-up* será representada por um gráfico de linha cujo objetivo é mostrar como evoluiu a produção desde as interligações realizadas em Outubro de 2015. Durante esse período de tempo, foram realizadas correções (ajustes) nos equipamentos e processos em concordância com o planejamento de lavra.

O tempo esperado para alcançar a capacidade plena de produção prevista podia variar de 1 a 6 meses. Já o tempo para se atingir a produção e a qualidade almejadas podia chegar a 1 ano, conforme ocorreu no projeto de construção da Usina de Conceição 2 construída para receber materiais compactos. Ainda, o ideal seria atingir a meta com o mínimo de ajustes a serem feitos, já que nesta etapa os custos são maiores.

Após a conclusão da parte conceitual do projeto (a qual incluiu testes em escala piloto e industrial), foram definidas como seriam as estratégias de implantação. Como este projeto tratou-se de uma adequação de uma planta em operação, toda a parte civil e de montagem das novas estruturas foi construída de forma paralela e sem interrupções de produção.

Após finalização destas obras e para que fossem feitas todas as interligações definitivas dos novos prédios com os existentes, a equipe de implantação do projeto considerou necessário um período de parada total de produção da planta atual por 45 dias. Esse período, ainda teria um impacto negativo considerável na produção. Além disso, existia grande preocupação com os problemas que poderiam ocorrer com uma única parada de 45 dias consecutivos e com o *ramp-up* de todos os circuitos ao mesmo tempo.

Com intuito de reduzir esse tempo de parada e consequentemente minimizar possíveis perdas produtivas, formou-se um grupo multidisciplinar, envolvendo as equipes de planejamento, implantação, prontidão operacional, operação, manutenção e processo, para estudar os detalhes do projeto e verificar se este tempo poderia ser reduzido. O objetivo da estratégia por fases foi reduzir uma parada maior de 45 dias e dividi-la em paradas menores: cujo total de dias de perda produtiva cairia para 9, conforme será detalhado mais adiante nos resultados.

O trabalho deste grupo multidisciplinar criou um cenário de *ramp-up* dividindo-o em 7 fases para reduzir o tempo de parada total da planta previsto inicialmente. Os principais pontos chave (as 7 fases) de interligação na usina para execução do *ramp-up* são apresentados na Figura 4.2 e descritos a seguir na Tabela 4.3.



Figura 4.2 - Vista superior em 3D do Tratamento de Minérios de Conceição 1.

Fonte: Acervo interno (Vale S.A.).

Tabela 4.3 – Descrição das fases propostas para o *ramp-up*

Ações previstas para implantação de <i>ramp-up</i>	
Fase 1	Realização de testes com carga reduzida na britagem secundária e terciária de hematita.
Fase 2	Repotenciamento da máquina de pátio (retomadora de itabiritos).
Fase 3	Interligação definitiva do circuito de britagem secundária e terciária de hematita com a planta existente.
Fase 4	Realização de testes com carga reduzida nas instalações novas do circuito de concentração de itabiritos compactos.
Fase 5	Utilização de metade do pátio de alimentação existente para alimentação do circuito de itabiritos compactos através da retomadora repotenciada.
Fase 6	Corte da alimentação de itabiritos para a planta existente (que passaria a receber somente hematitas e itabiritos friáveis).
Fase 7	Interligações finais e individualização das rotas de processo para os itabiritos compactos e hematitas.

A aderência à curva de *ramp-up* prevista para esse projeto de adequação da planta aos minérios compactos e semi compactos será discutida nos resultados. Para fazer essa análise, foi requerido fazer um perfil detalhado das perdas, mostrando, por exemplo, quais pontos contribuíram para melhor aderência à curva de *ramp-up* prevista para o cenário faseado.

4.4 – Indicadores de controle da implantação do projeto

Essa etapa do estudo visou a coletar e analisar informações sobre o processo de adequação no início da operação dos novos circuitos. Os indicadores de controle analisados foram:

- i) curva de *ramp-up*;
- ii) indicadores de rendimento em massa e recuperação metalúrgica;
- iii) teores de ferro na alimentação das duas rotas de processo (itabiritos e hematitas);
- iv) teores de ferro obtidos nos produtos;
- v) *split* de produção de *pellet feed* e de *sínter feed*;
- vi) eficiência da britagem (testes FRAGCOM) e, por fim,
- vii) granulometria da alimentação nova da moagem.

4.5 - Testes FRAGCOM

Para realização dos testes FRAGCOM foram escolhidas frentes de lavra onde houvesse predominantemente itabiritos compactos, tais como, por exemplo, o Banco 1105 (PICO CE) e o Banco 880.

Os litotipos encontrados na bancada teste em ordem crescente de quantidade foram: itabiritos compactos, friáveis e hematitas, conforme mostrado na Figura 4.3.

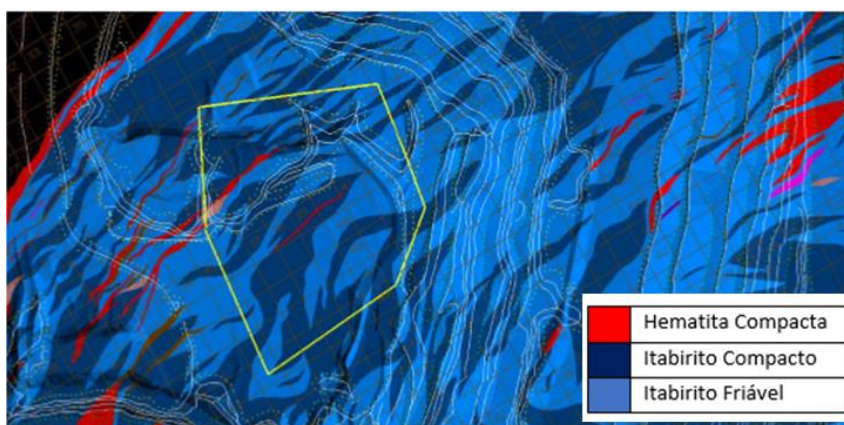


Figura 4.3-Mapa Geológico da bancada teste.
Fonte: Relatório interno GADMF (Vale S.A.)

A metodologia FRAGCOM consistiu basicamente em controlar os parâmetros de desmonte, especialmente a razão de carga, dentre outros, para que aumentasse o passante acumulado na fração 0,15 mm e evitasse a produção de blocos maiores do que 50 cm.

Após realização do desmonte, esse material foi direcionado para o circuito de britagem de compactos de Conceição 1. Em seguida, foi formada uma pilha de homogeneização no pátio para posterior alimentação da moagem. A Figura 4.4 ilustra os pontos onde foram coletadas amostras deste material no circuito de britagem.

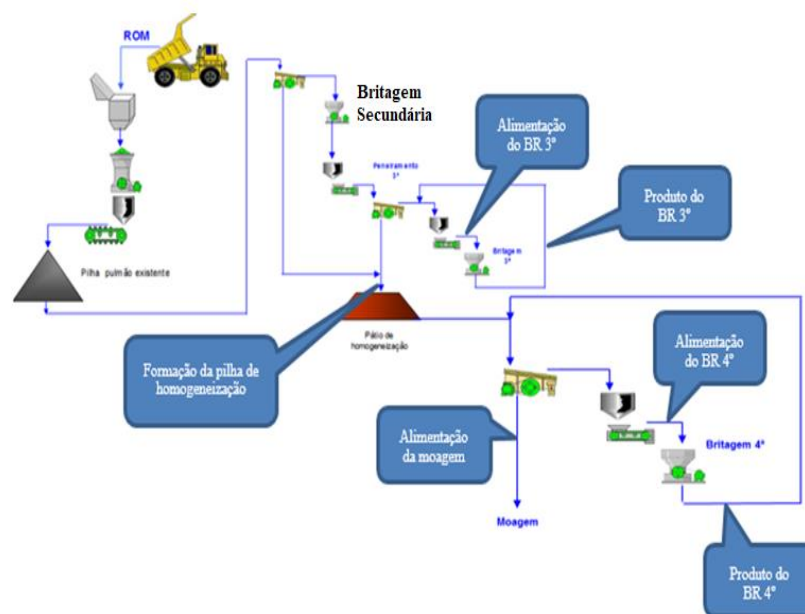


Figura 4.4 - Circuito de britagem e pontos onde foram coletadas amostras.
Fonte: autor.

A metodologia, similarmente ao que foi anteriormente publicado pelo autor (JESUS *et al.*, 2015), consistiu em filmar as correias de cima para visualização e mensuração do tamanho dos fragmentos quando possível. Em seguida, esta consistiu em parar os transportadores de correias para coletar materiais, visando à determinação da distribuição granulométrica dos materiais via peneiramento.

Os testes iniciaram no dia 27/10/2016 com o desmonte da frente de lavra no banco 880, coordenadas $X=681151.670$, $Y=7825827.569$ e $Z=872.805$, na mina de Conceição. No dia 28/10/2016, foi realizada amostragem de aproximadamente 120 kg de amostra de frente de lavra para testes de moagem (PRED) e demais caracterizações. No dia 01/11/2016, iniciou-se a formação da pilha de itabirito de número 00075. Posteriormente, esta pilha foi dividida em 00075A e 00075B, em função de quebra de escavadeira e incompatibilidade entre os tempos de formação e retomada, evitando assim falta de minério na usina. Ainda, no dia 01/11/2016, foram realizadas amostragens para verificar o desempenho (eficiência) da britagem terciária e conhecer a qualidade das pilhas formadas no pátio de homogeneização. No dia 02/11/2016, houve a retomada destas pilhas e processamento deste minério nas etapas de britagem quaternária e moagem, quando foram então amostrados os fluxos de alimentação e descarga dos britadores, bem como alimentação e produto final da moagem. Tais amostras seguiram para o CPT (Centro de Pesquisas Tecnológicas de Alegria) para as devidas análises.

A seguir seguem informações do desmonte/teste executado cujos resultados foram avaliados:

- a) banco desmontado – BC 880;
- b) malha de perfuração – 4x7m,
- c) sendo que, em desmontes convencionais, a malha é de 5x8 m;
- d) foram executados 18 furos nesta frente e
- e) o carregamento para detonação do teste foi de 331,2 g/t de explosivo, utilizando 100% ANFO.

Nos desmontes convencionais naquela região, também, é usado ANFO, porém a uma razão de carregamento de 237,3 g/t, ou seja, no dia deste teste, foi usado aproximadamente 40% a mais de explosivo. A massa desmontada para o teste nesta frente de lavra foi de 26.082 toneladas e a massa processada na usina foi de 23.553 toneladas.

Os testes de eficiência da britagem terciária foram feitos da seguinte forma:

- a) aferição do britador, garantindo que sua APF (abertura na posição fechada) fosse próxima de 28 mm;
- b) garantia de câmara de britagem cheia, através do medidor de nível e certificação visual;
- c) amostragem de 1 metro de correia de produto para análise por peneiramento do produto britado;
- d) amostragem de 1 incremento da largura da pá para análise da alimentação do britador e
- e) análises química e física em laboratório.

Analogamente, a britagem quaternária seguiu os mesmos critérios de amostragem:

- a) aferição do britador, garantindo que sua APF (abertura na posição fechada) fosse próxima de 18 mm;
- b) garantia de câmara de britagem cheia, através do medidor de nível e certificação visual;
- c) amostragem de 2 metros de correia de produto para análise do produto britado;
- d) amostragem de 1 incremento da largura da pá para análise da alimentação do britador e
- e) análises química e física em laboratório.

5. RESULTADOS

Como dito anteriormente, para que seja possível analisar o projeto de adequação e sua execução, é necessário primeiramente descrever como era a usina antes de ser submetidas às modificações sugeridas.

5.1 - Usina de Conceição 1: antes da adequação

Basicamente a usina de Conceição 1 possuía: (i) um circuito de britagem primária independente para processar os itabiritos friáveis das hematitas; (ii) um único circuito (Bloco 3) de britagem secundária/terciária para processar estes minérios alternadamente; (iii) diversos circuitos que incluíam processos magnéticos e gravimétricos visando a produção de *sínter feed* e (iv) circuitos de flotação para processar itabiritos friáveis para produção de *pellet feed*. A seguir, serão descritos estes circuitos detalhadamente.

5.1.1- Circuitos de britagem: primária, secundária e terciária

O ROM proveniente da Mina de Conceição 1 era descarregado por caminhões fora de estrada com capacidade de 250 t diretamente sobre dois britadores primários (giratórios). Era recomendado que fosse mantida a abertura na posição fechada (APF) destes equipamentos em 5,5" (139,7 mm) na maior parte do tempo. Os equipamentos processavam separadamente os itabiritos (BR-1211) das hematitas (BR-1210) conforme mostra a Figura 5.1. Isto era resultado das rotas de processo subsequentes requeridas em função das diferenças dos teores.

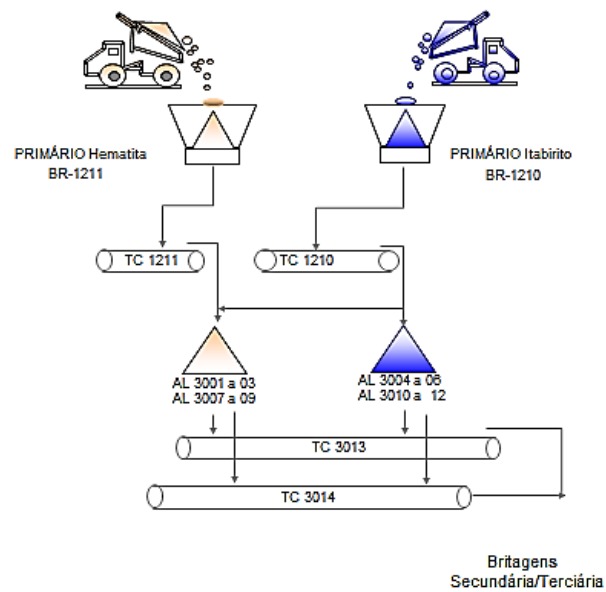


Figura 5.1 - Fluxograma do circuito de britagem primária.
Fonte: Acervo Interno Vale.

Após serem britados, os minérios eram levados por transportadoras de correias e estocados em pilhas (“pilhas pulmão”). Das pilhas pulmão, eram enviados para as etapas de britagem secundária e terciária por alimentadores vibratórios (AL) e transportadores de correia (TC) conforme a Figura 5.1. O projeto conceitual de adequação definiu que o desenho deste circuito permaneceria igual. As curvas de distribuição granulométrica e os fluxos mássicos dos materiais não são constantes normalmente: na prática, sempre haverá necessidade de ajustes com respeito ao APF destes equipamentos. Assim, o mesmo valor de APF foi usado como ponto de referência para o projeto de adequação.

O circuito das britagens secundária e terciária processava de forma compartilhada (alternadamente) os itabiritos e hematitas no Bloco 3. Neste prédio, estavam instalados alimentadores vibratórios, transportadores de correia, 8 peneiras e 4 britadores cônicos. O minério era cominuído e classificado via peneiramento até que fosse obtida a granulometria adequada à alimentação do circuito de flotação: 95% passante na malha 31,5mm. Ainda, o produto dos secundários descarregava no mesmo transportador de correias que o dos terciários, conforme mostrado na Figura 5.2.

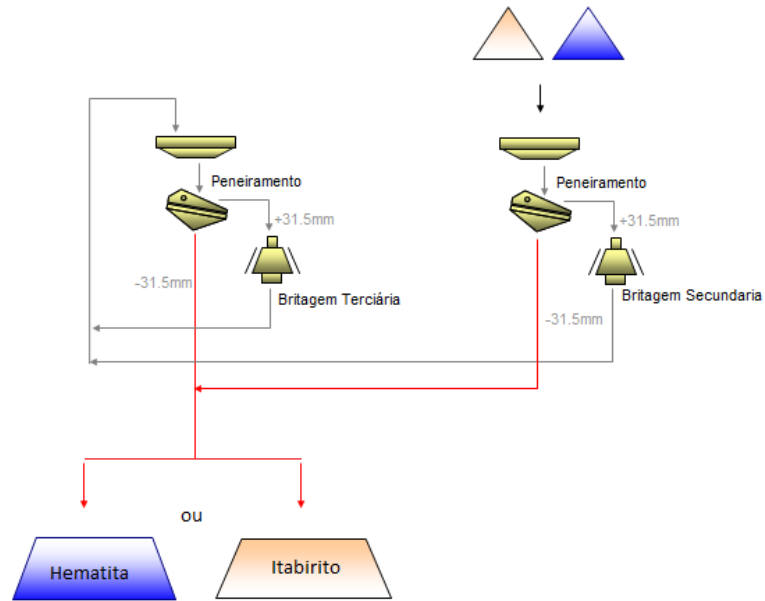


Figura 5.2 - Fluxograma do circuito de britagem secundária e terciária.
 Fonte: Acervo interno Vale.

A Figura 5.3 mostra as duas rotas de processo do ROM antes da adequação: uma para itabiritos friáveis e outra para hematitas. O fluxograma de processo desta figura será explicado em detalhe logo adiante.

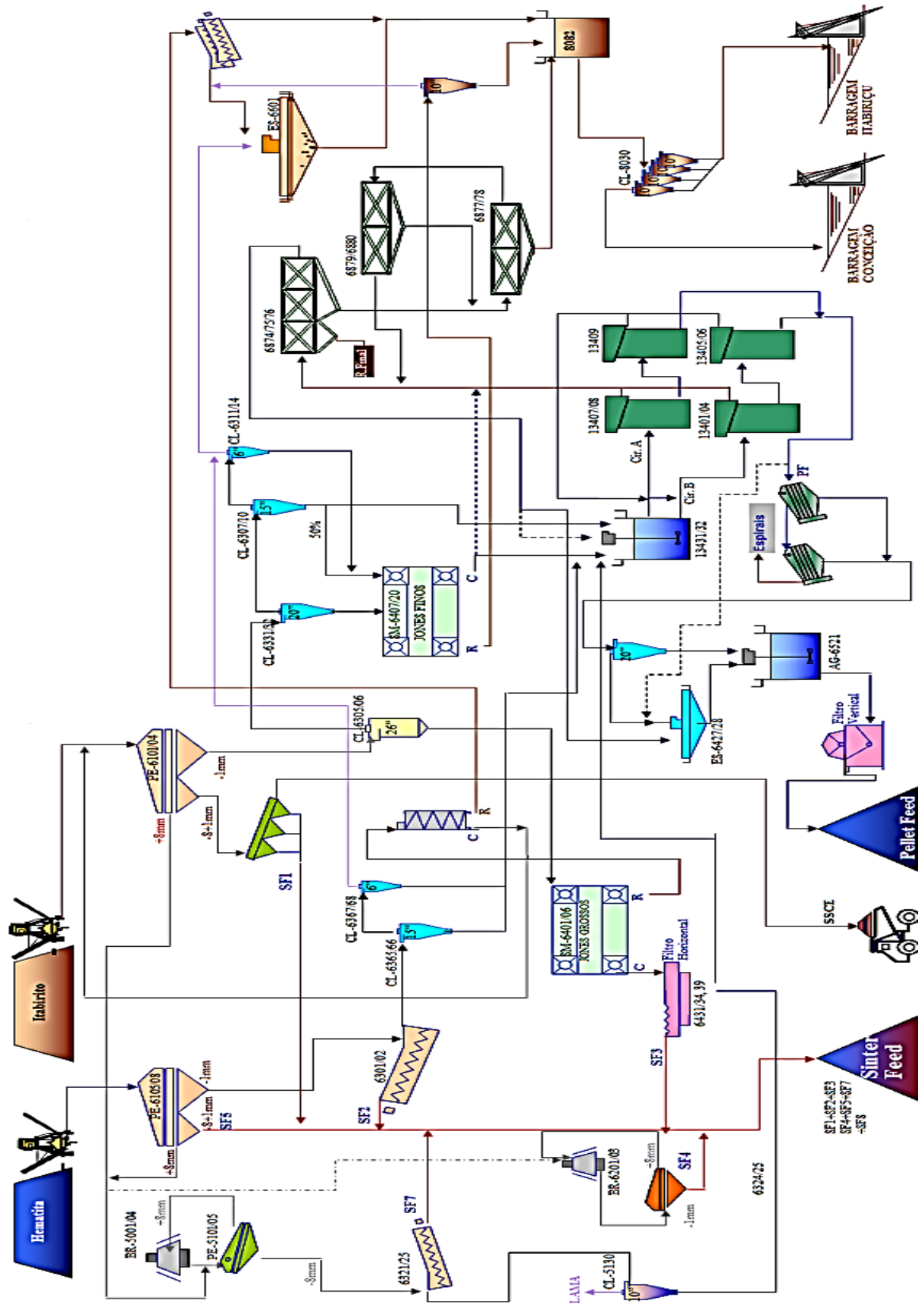


Figura 5.3 - Fluxograma da usina de Conceição 1 antes da adequação.
Fonte: Acervo interno Vale (2013).

5.1.2 Circuito de Itabiritos Friáveis

No circuito de itabiritos friáveis, o material proveniente do pátio de homogeneização (95% passante na malha de 31,5mm) alimentava um silo que possuía quatro saídas. Cada saída tinha um alimentador vibratório para cada uma das 4 peneiras que fazia a classificação do material à úmido em 3 frações: +8mm, -8mm+1,6mm, -1,6mm.

A fração retida na malha de 8 mm (+8mm) alimentava um circuito de britagem quaternária ou um circuito de peneiramento para gerar o produto “granulados”. Os dois circuitos, quando utilizados em conjunto, geravam o produto “*sínter-feed*”.

O material que passava pelo circuito de britagem quaternária era submetido ao peneiramento a seco, na malha de 12 mm, onde o *oversize* recirculava (circuito fechado) enquanto o *undersize* era o produto “*sínter-feed 4 (SF4)*”.

No circuito de peneiramento de granulados, o material, depois de britado, era submetido ao peneiramento a úmido, na malha de 8 mm, onde o *oversize* recirculava enquanto o *undersize* alimentava 5 classificadores espirais. O *underflow* dos classificadores era o “*sínter-feed 7 (SF7)*”. O *overflow* dos classificadores espirais ia para o processo de flotação em colunas.

A fração passante na malha de 8 mm e retida na malha de 1mm (-8mm+1mm) ia para a jigagem. Neste circuito era realizada a separação do ferro dos contaminantes (principalmente o quartzo) em meio fluido por diferença de densidade. O concentrado da jigagem era o “*sínter feed 1 (SF1)*”.

O material passante na malha 1,6mm era bombeado, a partir do térreo, para ser submetido a duas etapas de classificação, realizadas através de ciclones de 26 e 20 polegadas. A primeira classificação acontecia nas baterias de ciclones de 26 polegadas. O *underflow* alimentava um circuito de concentração magnética de grossos, enquanto o *overflow* alimentava a reclassificação.

Na reclassificação (baterias de ciclone de 20 polegadas), o *underflow* ia para o circuito de concentração magnética de finos, enquanto o *overflow* seguia para duas etapas de deslamagem (realizadas em ciclones de 10 e 6 polegadas).

Na deslamagem, este material passava por duas etapas de classificação: onde o *overflow* (lama) era direcionado para o espessador e o *underflow* das duas etapas era direcionado para o circuito de flotação em colunas.

O circuito de concentração magnética de “grossos” tinha seis equipamentos do tipo Jones. O concentrado deste circuito era o “*sínter-feed 3 (SF3)*” e o rejeito seguia para mais uma etapa de concentração no circuito de espirais de Humpfreys. O rejeito das espirais era

considerado rejeito final, enquanto o concentrado realimentava os separadores magnéticos, também chamados de “Jones de grossos”.

O circuito de concentração magnética de “finos” operava com 13 equipamentos do tipo Jones. O concentrado desta etapa ia para a flotação em colunas e o rejeito desta etapa era considerado um “rejeito final”. Os dois circuitos de concentração magnética operavam com abertura dos blocos iguais. O que diferia um circuito do outro era a granulometria de alimentação e os parâmetros de processo: vazão e densidade. Além disso, ambos contavam com um peneiramento “de proteção”, para evitar que materiais fora de faixa granulométrica chegassem até as placas, causando entupimento dos blocos.

O processo de flotação em colunas era o principal ponto para produção de *pellet feed*. A flotação do minério de ferro é reversa, ou seja: o concentrado é deprimido pela adição de reagentes (amido) e o quartzo é flotado através das bolhas e da ação da amina (coletor).

Ele estava dividido em dois circuitos: A e B, com três e seis colunas respectivamente. Os circuitos podiam ser operados de forma independente ou paralela, de acordo com o fluxo mássico de minério (t/h).

O concentrado da flotação, que era o *pellet feed* (**PFCE**), passava ainda por uma etapa de peneiramento de alta frequência (12 peneiras com malha de 0,18mm), antes de ser enviado para os espessadores, filtragem e pátio de estocagem.

O rejeito da flotação seguia para outro circuito de flotação em células mecânicas, onde o concentrado deste circuito podia ser produto final ou voltar como carga circulante na alimentação da flotação em colunas. O rejeito da flotação convencional era considerado rejeito final.

5.1.3 Circuito de Hematita

Devido ao teor de ferro global da hematita ser superior (acima de 63%) ao dos itabiritos friáveis (menor que 50%) esse circuito era mais simples.

O material proveniente do pátio de homogeneização ou da alimentação direta da britagem era conduzido através de transportadores de correias para o silo de hematita. O silo possuía quatro saídas, onde estavam instalados alimentadores de correia e quatro peneiras horizontais, que operavam à úmido. Assim como ocorre no circuito de itabiritos friáveis, nesta etapa, era realizada a classificação do material em quatro frações: (+8mm, -8mm+1mm, -1,6mm).

Também (similar ao circuito de itabiritos) o material +8 mm era direcionado para os circuitos de rebitagem e peneiramento de “granulados”. Estes eram os circuitos responsáveis pela adequação do tamanho do material para dar origem aos produtos *sínter feed*. Neste circuito podiam ser gerados, portanto, dois produtos: “*sínter feed 4 (SF4)*” e “*sínter feed 7 (SF7)*”, conforme a qualidade do ROM.

A fração passante na malha de 8 mm e retida na malha de 1,6mm (-8+1,6mm) não sofria nenhuma concentração, constituindo o chamado “*sínter feed 5 (SF5)*”.

A fração passante na malha 1,6mm era direcionada para dois classificadores espirais, onde o *underflow* era o “*sínter feed 2 (SF2)*” e o *overflow* alimentava as mesmas baterias de ciclones de 10 e 6 polegadas do circuito de itabiritos friáveis, para que, posteriormente, fosse concentrado na flotação.

O *sínter feed* total produzido pela usina de Conceição 1 (**SFCE**) é a junção de todos os fluxos de *sínter feed* citados anteriormente (**SF1, SF2, SF3, SF4, SF5, SF7**). A rota de processo que era responsável pelo **SF6** não foi mencionada, pois já havia sido extinta no período de elaboração do trabalho.

5.2 - Definição de novas rotas de processo

Nessa parte, são apresentados os resultados dos testes e premissas adotadas pela GADMF (Gerência de Desenvolvimento de Processos) para dimensionar os novos circuitos. Alguns testes foram realizados em escala industrial, na própria planta já existente, enquanto outros foram realizados em escala laboratorial ou piloto, com auxílio do CPT (Centro de Pesquisas Tecnológicas). As informações apresentadas constam no relatório RT GADMF N0012/2010, que descreve o projeto básico de adequação da planta. Informações complementares foram adicionadas pelo autor, com base nas atividades desenvolvidas pelo mesmo nas etapas de implantação da planta (*ramp-up*).

Ainda, para melhor entendimento dos testes, premissas e cálculos, dividiu-se essa parte do trabalho em quatro subitens (circuitos principais): (1) britagem primária, (2) britagem secundária/terciária, (3) concentração de itabiritos compactos e (4) concentração de hematitas e itabiritos friáveis.

5.2.1 - Britagem Primária

No projeto de adequação, foram considerados os dois britadores primários giratórios, dos modelos já existentes, que operavam em circuito aberto: de hematita (54"x74" ou 1.372mm x 1.880mm) e de itabirito (89"x69" ou 2.261mm x 1.752mm). Ainda, foram considerados dois britadores em condições de operar na posição de primário que estavam disponíveis (sem uso no interior do complexo): um de mandíbulas tipo Blake (2 eixos- modelo 48"x60") e um giratório (modelo 54"x74"). A Tabela 5.1 mostra as capacidades nominais destes britadores.

Tabela 5.1 - Capacidades nominais dos britadores disponíveis

Abertura (mm)-APF	Mandíbulas (t/h)	Abertura (mm)	Giratório (t/h)
101,6	408	152,4	3194
127,0	456	165,1	3569
152,4	654	177,8	3781
177,8	672	190,5	4019
203,2	720	203,2	4231

Fonte: Relatório GADMF

As principais informações/premissas adotadas para verificar quais destes atendiam à proposta de adequação de Conceição 1 foram:

- meta de produção: 10 Mt/ano de ROM de hematita;
- rendimento operacional de cerca de 70%;
- até 20% de blocos de rochas maiores que 150 mm e com forma tabular;
- produto com granulometria abaixo de 139,7 cm (APF de 5,5").

Considerando a massa de 10 Mta de ROM's de hematita e itabirito friável, rendimento operacional de 6.000 horas/ano, 20% de blocos (+150 mm) e fator de projeto de 1,35, a capacidade necessária do britador de mandíbulas seria: $10.000.000 \times 1,35 \times 20\% / 6.000 = 450$ t/h. Ou seja, o britador de mandíbulas existente em II Córregos atendia à meta de projeto de produção de hematita.

No entanto, a grande quantidade de fragmentos lamelares presentes no ROM de hematita, elevaria a probabilidade de rasgos de correias e entupimentos (com risco de queda de produção). Ainda, em função da granulometria requerida para o produto da britagem primária, optou-se por um giratório novo para as hematitas (54"x74").

Em agosto de 2009, foram realizados testes em escala industrial no britador giratório de 54"x74" existente com ROM de itabirito compacto típico da mina de Conceição daquela

ocasião. A Tabela 5.2 mostra os resultados das análises granuloquímicas do ROM processado no teste (cerca de 400 t).

Tabela 5.2 - Resultados das análises granuloquímicas de itabiritos compactos (ROM).

Malha (mm)	%Retido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
+8,00	82,93	43,48	37,52	0,07	0,006
-1,00+0,15	4,45	41,94	39,30	0,08	0,006
+0,15	3,08	22,88	66,73	0,25	0,009
-0,15	9,53	47,84	31,50	0,15	0,008
Global	100	43,19	37,92	0,08	0,007

Fonte: Relatório GADMF

A Figura 5.4 mostra a frente de lavra de onde o material foi retirado e, também, a inviabilidade do uso do britador de mandíbulas devido ao caráter tabular dos blocos de itabiritos compactos.

Para este teste, portanto, o material foi coletado de uma bancada específica, cujas características se enquadravam nos itabiritos compactos de acordo com a geologia da cava daquele período. Esse material foi carregado e transportado pelos equipamentos já disponíveis na ocasião e levados ao britador primário de Conceição 1.



Figura 5.4 - Frente de lavra de itabiritos compactos: teste britagem primária.
Fonte: Relatório GADMF.

A análise granulométrica do ROM oriunda do teste mostrava um elevado percentual retido na fração 8mm (cerca de 83%). De acordo com os estudos, este seria o ROM disponível para os próximos anos.

Assim, assumiram-se várias premissas:

- a) de que cuidados específicos seriam tomados com respeito ao desmonte para garantir que a quantidade de blocos maiores que 1 metro fosse pequena (<5%);
- b) que o material proveniente de bancadas ou do “estoque”, com percentual maior do que este, não seria direcionado aos britadores primários, evitando paradas de produção (entupimento, danificação do manto ou da carcaça, etc);
- c) que deveria ocorrer uma mistura, planejada com antecedência, de itabiritos friáveis com compactos e semi compactos a fim de garantir uma curva granulométrica similar a do ROM utilizada no projeto e apresentada na Tabela 5.3;
- d) que no primeiro ano poderia ocorrer um percentual menor de itabiritos compactos sendo processados e
- e) que a distribuição granulométrica do ROM hematita seria similar a dos itabiritos.

A curva de ROM de projeto estimou uma percentagem de no máximo 60% de material retido em 0,15mm, com base em materiais ainda friáveis. Isto revela uma discrepância com respeito aos dados provenientes da amostragem (teste) dos compactos apresentados na Tabela 5.2 que mostrou um retido de 90,5%. Se fossem alimentados apenas 5% de compactos e 95% de friáveis, fazendo-se uma média ponderada, o retido em 0,15mm seria 61,5%, conforme cálculo simples: percentual retido em 0,15mm = $((90.5*5)+(60*95))/100=61,5\%$.

Assim, o material compacto que havia sido desmontado, desde o início do projeto até o primeiro ano de implantação, não apresentava as características requeridas. Conforme será analisado, mais adiante, isso pode ter tido efeito na curva de *ramp-up* e, em especial, quanto ao percentual de itabiritos compactos que seriam processados no primeiro ano de operação de adequação da planta (por volta de 30 a 40%). Este material foi sendo estocado durante um longo período de tempo, o que dificulta o controle da granulometria do ROM. A Tabela 5.3 mostra as distribuições granulométricas previstas para a alimentação e produto do britador primário.

Tabela 5.3 - Passante acumulado do ROM e do produto do britador 1°.

Malha (mm)	ROM (%)	Produto 1° (%)
1300	100,0	100,0
1000	95,0	100,0
500	90,0	100,0
100	75,0	98,0
75	68,0	88,1
35	61,0	75,3
16	56,0	64,9
8	53,0	58,4
1	52,5	53,5
0,15	40,0	40,2

Fonte: Relatório GADMF

Ainda, o teste exibiu claramente limitações com respeito à representatividade do mesmo frente ao depósito e as condições do plano de fogo a que foi submetido: eram apenas 400 toneladas de uma única frente de lavra, sendo apenas uma fração desta massa coletada para análise granulométricas.

Por outro lado, não se tinha, na ocasião, acesso a partes mais profundas da cava (pois esta ainda não tinha avançado). E, também, não se tinha como amostrar o material do depósito (“estoque”) de forma representativa. Estas limitações são muito comuns em quaisquer etapas do planejamento mineiro. Por isso, grande parte dos projetos leva em consideração além dos testes de laboratório, alguns testes em escala piloto ou industrial, bem como o processo de modelagem/simulação matemática para dimensionamento dos circuitos de britagem. Posteriormente, em especial, no primeiro ano, são feitos os ajustes necessários.

O teste industrial indicou capacidade de 3.300t/h com APF de 5,5” (139,7 mm). Considerando-se a massa de 24Mt/ano de ROM de itabiritos compactos e semi compactos, rendimento operacional de 70%, o britador giratório de tamanho 54”x74” não atendia a necessidade do projeto, conforme o seguinte cálculo:

$$[24.000.000 \text{ t} / (24\text{h} \cdot 360\text{dias} \cdot 0,70)] = 3.968,25 \text{ t/h.}$$

Assim, após mais estudos, em acordo com resultados obtidos através dos testes industriais, optou-se por um britador giratório novo de 60”x 89” para os itabiritos.

5.2.2 - Britagem Secundária/Terciária

O circuito existente de britagem secundária/terciária (Bloco 3), representado na Figura 5.2, operava de forma alternada entre o ROM de hematita e itabirito. A Tabela 5.4 mostra a descrição dos equipamentos existentes nesse circuito. As informações de capacidade das máquinas foram retiradas do catálogo dos fornecedores.

Tabela 5.4 - Descrição dos equipamentos disponíveis.

Equipamento/estágio	Tamanho	Capacidade	Quantidade
Peneiras/secundário	8" x 16"	85 t/h/m ²	4
Peneiras/terciário	8" x 20"	50 t/h/m ²	4
Britador/secundário	17" x 84"	1500 t/h	2
Britador/terciário	5" x 84"	500 t/h	2

Fonte: Relatório GADMF

Para avaliação deste circuito, além das capacidades dos equipamentos existentes, foram consideradas as seguintes premissas:

- a) meta de produção: 34Mt/ano (24Mt de IC + 8Mt de HE + 2Mt de IF);
- b) rendimento operacional de cerca de 75%: 6.500 horas por ano;
- c) distribuição granulométrica do ROM mostrada na Figura 5.5 e
- d) eficiências de britagem conforme Figura 5.6.

A partir da distribuição granulométrica de alimentação deste circuito (Figura 5.5), foi realizada a modelagem/simulação do circuito por diversos consultores da área, incluindo a equipe de concepção do projeto de adequação da Vale. A validação foi feita também com base no teste industrial anteriormente descrito. Esse processo forneceu as demais informações acerca das distribuições granulométricas, tais como de alimentação e produto dos britadores secundários, terciários, bem como do quaternário apresentadas na Tabela 5.5.

Tabela 5.5 - Passante acumulado (%) : circuito de britagem (2^a/3^a/4^a).

Malha (mm)	Alim. 2º	Prod. 2º	Alim. 3º	Desc. 3º	Alim. 4º	Desc. 4º
500	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
100	88,53	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
75	38,24	91,84	90,95	99,41	90,00	99,80
35	10,13	21,85	11,17	63,73	83,00	94,00
16	7,36	12,42	3,87	38,50	13,92	52,50
8	6,57	10,07	3,32	29,50	12,12	42,80
1	6,02	7,26	2,63	17,20	9,61	27,50
0,15	4,53	5,00	1,89	12,88	6,91	18,00

Fonte: Relatório GADMF

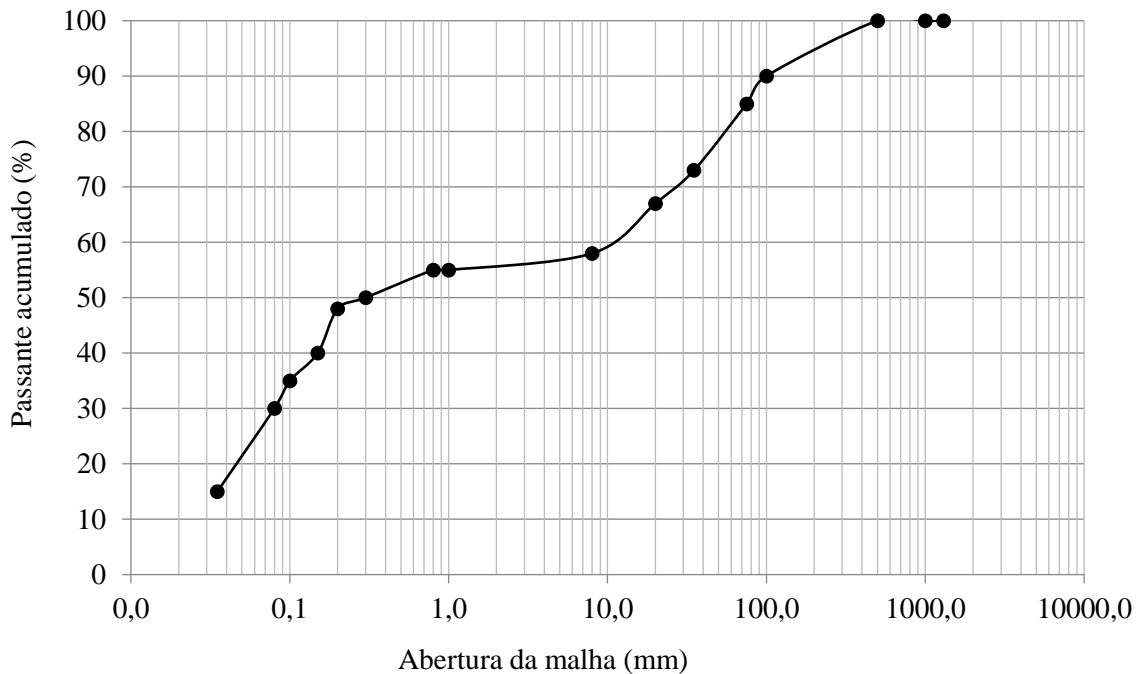


Figura 5.5 - Distribuição granulométrica do ROM (em mm).

Fonte: Relatório GADMF.

A Figura 5.6 mostra as eficiências de britagens consideradas pelo projeto, tendo sido obtidas, também, a partir de testes industriais para fins de validação. A eficiência de britagem (E_i) foi determinada de acordo com a seguinte equação: $E_i = (F_i - P_i) / F_i$. Nesta equação, “F” e “P” são os retidos acumulados da alimentação e produto respectivamente para cada classe de tamanho “i”.

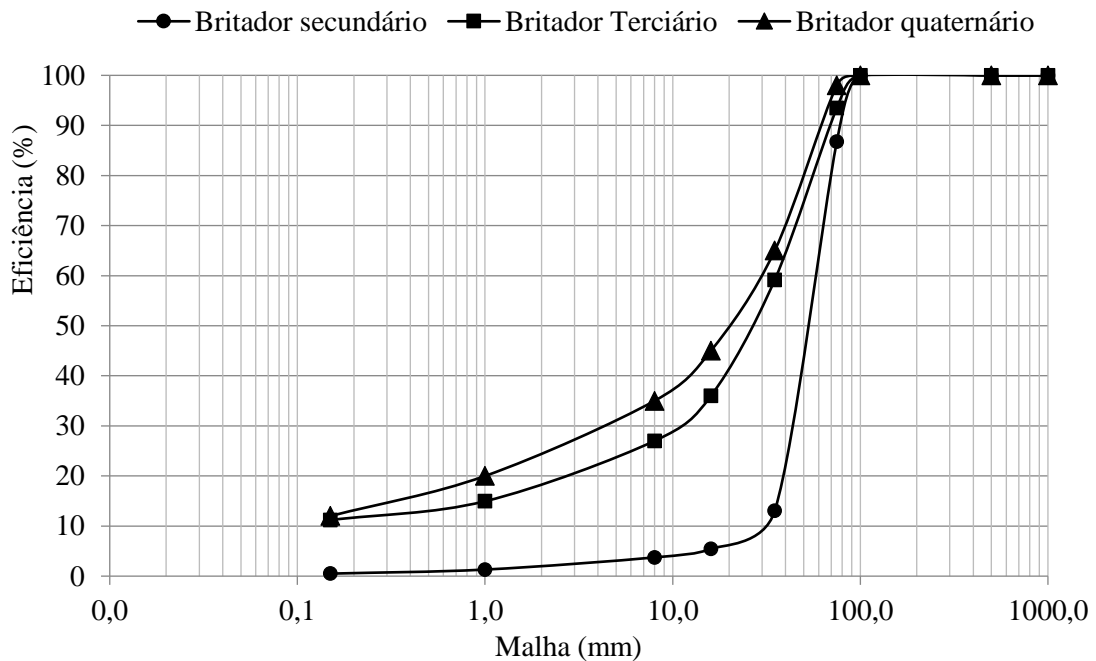


Figura 5.6- Eficiências do circuito de britagem 2^a/3^a e 4^a.
Fonte: Relatório GADMF.

As Tabelas 5.6 e 5.7 mostram os balanços de massas para este circuito de britagem e o dimensionamento dos equipamentos respectivamente, sendo que foi considerada uma densidade aparente média para o material de 2,2 t/m³ e teores de 42,52% para Fe e de 38,34% para SiO₂.

Tabela 5.6 - Balanço de massas do circuito de britagem 2^a e 3^a.

Estágio do circuito de britagem	Taxa	
	(t/h)	(%)
1-Alimentação do Peneiramento secundário (-150mm)	5.230,8	100
2- Oversize do peneiramento secundário (+25mm)	1.572,7	30,1
3- Undersize do peneiramento secundário (-25mm)	3.658,1	69,9
4- Descarga (produto) da britagem secundária	1.572,7	30,1
5- Alimentação total do peneiramento terciário	3.535,1	67,6
6- Oversize do peneiramento terciário (+25mm)	1962,4	37,5
7- Descarga (produto) da britagem terciário	1962,4	37,5
8-Undersize do peneiramento terciário (-25mm)	1,572,7	30,1
9- Produto do circuito de britagem secundária/terciária	5.230,8	100

Fonte: Relatório GADMF

Para o dimensionamento dos equipamentos deste circuito foram feitos cálculos matemáticos, verificando-se a capacidade dos equipamentos já existentes (Tabela 5.4) e a

necessidade do projeto conforme o balanço de massa mostrado na Tabela 5.6. Os resultados encontram-se na Tabela 5.7.

Tabela 5.7 - Dimensionamento dos equipamentos de britagem 2ª e 3ª.

Equipamento/estágio	Capacidade			Quantidade
	Nominal (t/h)	Projeto (t/h)	Unitária (t/h/m ²)	
Peneiras/secundário	5230,77	6276,92	85t/h/m ²	6,2→7
Peneiras/terciário	3535,09	4242,10	50t/h/m ²	5,7→6
Britador/secundário	1572,70	1887,24	1500t/h	1,3→2
Britador/terciário	1962,38	2354,86	500t/h	4,7→5

Fonte: Relatório GADMF

Após a realização dos cálculos acima, foi decidido que seria melhor construir uma nova instalação de britagem secundária e terciária para que os minérios (itabiritos compactos e hematitas) fossem cominuídos de forma independente. Os principais fatores que influenciaram na decisão de construir uma nova instalação para o circuito de britagem secundária/terciária foram: (i) limitação física do prédio (Bloco 3), pois constatou-se a necessidade de aumento do número de peneiras ou substituição por maiores e (ii) uma provável e significativa redução no rendimento operacional, por causa do processamento compartilhado de muitos diferentes tipos de minério de ferro.

Com a construção de um circuito de britagem independente para processar somente hematitas e itabiritos friáveis, o circuito do Bloco 3 existente atenderia à massa de 24Mta de itabirito compacto, se fossem acrescentados 2 britadores terciários, conforme indicado pelos valores apresentados na Tabela 5.7.

Assim, o circuito “antigo” (Bloco 3) deveria ser utilizado exclusivamente para o processamento de 24Mt/ano de itabirito compacto. As tabelas 5.8 e 5.9 mostram os respectivos balanços de massas e dimensionamentos realizados por modelagem/simulação. O Bloco 3 ficaria então com 4 britadores terciários, em espaços já existentes no prédio, sendo 3 operacionais e 1 reserva. Para isto, também, seria aproveitado o britador Sandvik H6800 existente no prédio da britagem 4ª.

Tabela 5.8 - Balanço de massas do circuito de britagem 2ª e 3ª.

Estágio do circuito de britagem	Taxa	
	(t/h)	(%)
1-Alimentação do Peneiramento secundário (-150mm)	3.692,31	100
2- <i>Oversize</i> do peneiramento secundário (+25mm)	1.110,14	30,07
3- <i>Undersize</i> do peneiramento secundário (-25mm)	2.582,17	69,93
4- Descarga (produto) da britagem secundária	1.110,14	30,07
5- Alimentação total do peneiramento terciário	2.495,35	67,58
6- <i>Oversize</i> do peneiramento terciário (+25mm)	1.385,21	37,52
7- Descarga (produto) da britagem terciário	1.385,21	37,52
8- <i>Undersize</i> do peneiramento terciário (-25mm)	1.110,14	30,07
9- Produto do circuito de britagem secundária/terciária	3.692,31	100

Tabela 5.9 - Dimensionamento dos equipamentos de britagem 2ª e 3ª.

Equipamento/estágio	Capacidade			Quantidade
	Nominal (t/h)	Projeto (t/h)	Unitária (t/h/m²)	
Peneiras/secundário	3692,31	4430,77	85t/h/m²	4,4→5
Peneiras/terciário	2495,35	2994,43	50t/h/m²	4→6
Britador/secundário	1110,14	1332,17	1500t/h	0,9→2
Britador/terciário	1385,21	1662,25	500t/h	3,3→5

A tabela 5.10 mostra o balanço de massa para o novo circuito de britagem secundária/terciária que processaria hematitas (HE) e itabiritos friáveis (IF). Para fazer esses cálculos foram considerados valores de densidade aparente variando de 2,4 a 2,8 t/m³ e teores de 63,6% de Fe e 7% de SiO₂. A Tabela 5.11 mostra o dimensionamento dos equipamentos para este novo circuito em concordância com um desenho de circuito igual ao original.

Tabela 5.10 - Balanço de massas do novo circuito de britagem: HE + IF.

Estágio do circuito de Britagem	Taxa	
	(t/h)	(%)
1-ROM	1.666,7	100
2-Alimentação do britador primário	1.666,7	100
3-Descarga (produto) do britador primário	1.666,7	100
4-Alimentação do peneiramento secundário (-150mm)	1.538,5	100
5- <i>Oversize</i> do peneiramento secundário (+31,5mm)	531,9	34,6
6- <i>Undersize</i> do peneiramento secundário (-31,5mm)	531,9	34,6
7- Alimentação total do peneiramento terciário	1.006,5	65,4
8- <i>Oversize</i> do peneiramento terciário (+31,5 mm)	1.195,7	77,7
9- Descarga (produto) da britagem terciário	663,8	43,1
10- <i>Undersize</i> do peneiramento terciário (-31,5 mm)	663,8	43,1
11- Produto do circuito de britagem secundária/terciária	531,9	34,6

Fonte: Relatório GADMF

Tabela 5.11 - Dimensionamento do novo circuito de britagem: HE + IF.

Equipamentos/estágio	Capacidade			Quantidade	Modelo
	Nominal (t/h)	Projeto (t/h)	Unitária		
Britador/ primário	1.666,7	2.250,0	4.500 t/h	1,4→2	54"x74"
Peneiras/secundário	1.538,5	1.845,2	85 t/h/m ²	1,2→2	8" x 20"
Peneiras/terciário	1.195,7	1.434,8	85 t/h/m ²	1,2→2	8" x 20"
Britadores/secundário	531,94	638,3	500 t/h	1,2→2	CS440*
Britadores/terciário	663,8	796,5	350 t/h	1,2→2	CH660*

Fonte: Relatório GADMF

O novo circuito de britagem 2^a e 3^a deveria, então, ser dividido em duas linhas de produção, sendo: 2 peneiras no estágio secundário de britagem (tamanho 8"x20" cada); 2 peneiras no estágio terciário (também de tamanho 8" x 20" cada); 2 britadores secundários de modelo CS440 ou similar e, finalmente, 2 britadores terciários do modelo CH660 ou similar.

O produto deste novo circuito de britagem seria direcionado para uma pilha de homogeneização existente com capacidade para 50.000 toneladas, sendo necessária a aquisição de uma nova empilhadeira, porém com utilização de uma das retomadoras existentes. A Figura 5.7 ilustra o fluxograma deste novo circuito.

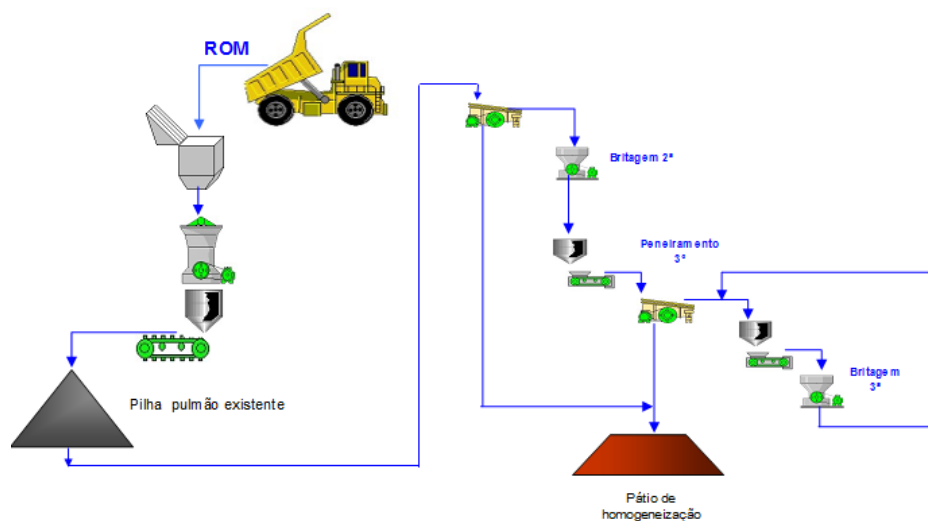


Figura 5.7 - Novo circuito de britagem: hematita e itabiritos friáveis.

Fonte: Relatório GADMF.

O produto do circuito de britagem secundário-terciária de itabiritos compactos e semi compactos, bem como o produto do circuito novo (hematitas e itabiritos friáveis) seriam direcionados para duas pilhas de homogeneização com volumes de 70.000 e 50.000 toneladas, respectivamente: formadas e retomadas por máquinas de pátio que já existiam.

5.3 - Usina de Itabiritos compactos e semi compactos

O projeto de adequação de Conceição 1 foi baseado em muitas informações advindas da usina Conceição 2 que operava desde 2014. Esta usina foi construída especificamente para beneficiar os mesmos materiais (da mesma Mina de Conceição), sendo sua capacidade produtiva de 12Mt/ano. Ainda, a mesma possui circuitos de moagem e flotação, dentre outros, com a finalidade de produzir *pellet feed*.

Este circuito possui quatro etapas de britagem e duas etapas de moagem, cujo objetivo é reduzir os blocos de itabiritos compactos e semi compactos. Foram definidos dois circuitos de deslamagem e, em seguida, um circuito de flotação em células tanque para produção de um concentrado com teores de ferro próximos a 68%. Após a flotação, existe um circuito de peneiramento de alta frequência, um de espessamento de concentrado e filtragem, até a estocagem do *pellet feed* no pátio de produtos.

A Figura 5.8 mostra o fluxograma da usina de Conceição 1 (itabiritos compactos e semi compactos).

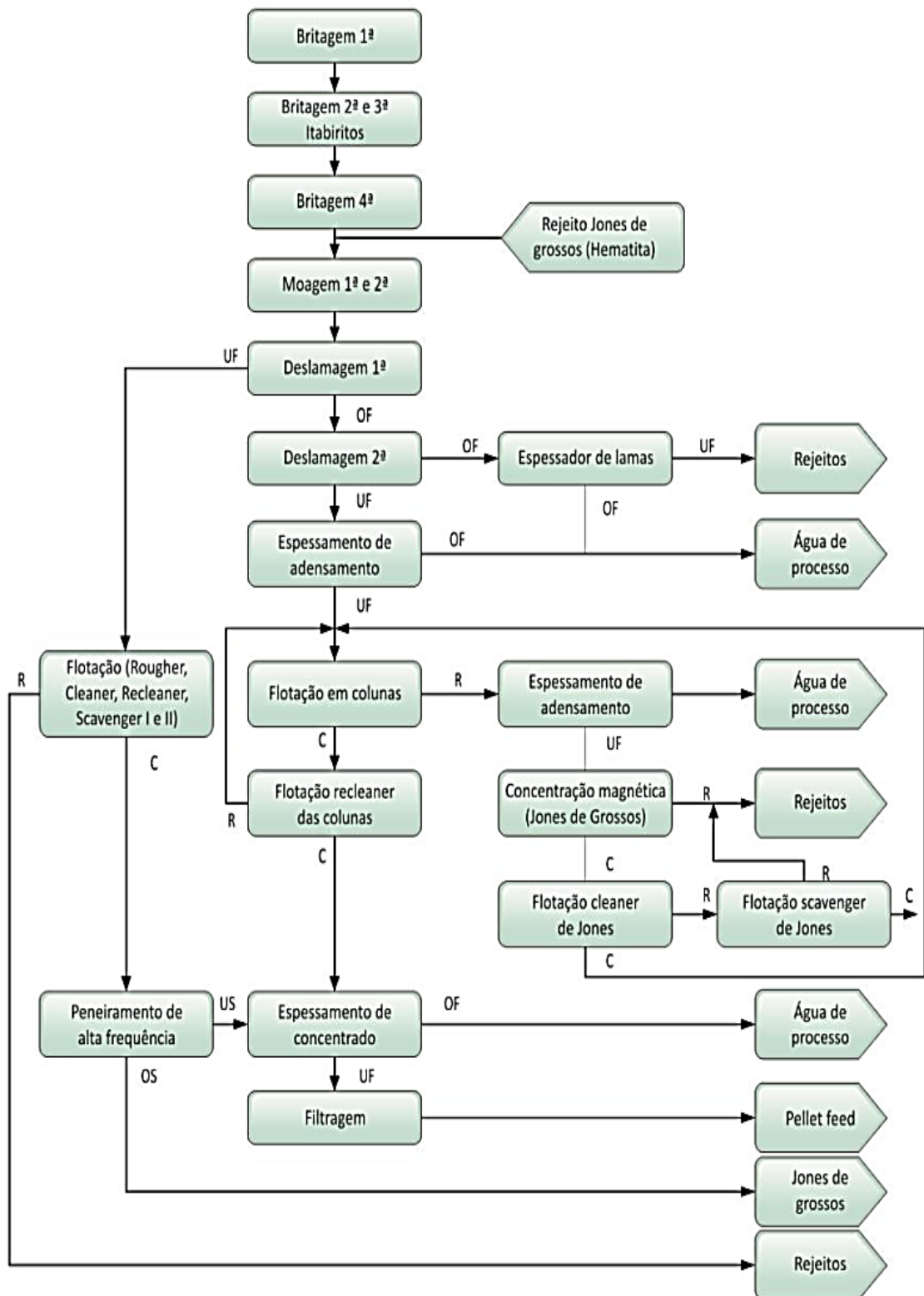


Figura 5.8 - Novo circuito de itabiritos compactos de Conceição 1.

Fonte: CBT Vale.

As premissas adotadas no projeto de Conceição 1, baseando-se na experiência adquirida com a usina de Conceição 2, foram:

- Regime ou rendimento operacional seria de 92%: 8.070 horas/ano
- Moagem teria de ser realizada em dois estágios: moagem 1ª e 2ª;
- 80% da alimentação da moagem 1ª (F80) seria passante na malha 10mm
- 80% do produto da moagem 2ª (P80) seria passante na malha 0,105mm;
- Consumos específicos de energia na moagem 1ª e 2ª seriam 3,0 e 4,8 kwh/t respectivamente;
- Dois estágios de classificação no circuito de moagem com ciclones de 26” visando reduzir o percentual de finos na carga circulante, bem como a quantidade de lamas e, ainda, a aumentar a eficiência de moagem;
- Dois estágios de deslamagem com ciclones de 20” e 10”;
- *Underflow* do 1º estágio seria direcionado para um novo de circuito de flotação mecânica com células tanque (flotação de grossos);
- *Underflow* do 2º estágio seria direcionado para o circuito de flotação em colunas juntamente com o produto da deslamagem de hematita;
- O circuito de flotação em colunas existente seria acrescido de uma célula tanque *releaner* para garantia de qualidade no *pellet feed*;
- Os rejeitos deste circuito seriam direcionados por gravidade para um novo espessador de 28 metros de diâmetro para quebra da espuma e ajuste da porcentagem de sólidos;
- Estes rejeitos alimentariam equipamentos já existentes do tipo Jones (para “finos”), composto por 13 separadores magnéticos;
- Os rejeitos destes separadores seriam adensados e direcionados para o fluxo de rejeito final, enquanto os concentrados seriam direcionados para um novo espessador, de 21 metros de diâmetro, para ajuste da porcentagem de sólidos e alimentação das células de flotação mecânica *rougher* e *smartcell scavenger* existentes e, finalmente,
- O concentrado deste circuito teria opção de retornar ao circuito de flotação em colunas ou seria direcionado como produto final, enquanto o rejeito iria para o espessador de alimentação de Jones.

A tabela 5.12 apresenta outras das informações utilizadas no dimensionamento dos circuitos da usina de Conceição 1.

Tabela 5.12 - Informações para dimensionamento da usina de Conceição 1.

Processo	Taxa
Filtragem	2,6 t/h/m ²
Espessamento de <i>sinter feed</i>	6,25 t/h/m ²
Espessamento de lama	0,973 m ² /t/dia
Espessamento de concentrado	0,026 m ² /t/dia
Espessamento do rejeito da flotação	0,039 m ² /t/dia
Espessamento do concentrado de Jones	0,039 m ² /t/dia
Espessamento de <i>sinter feed</i>	6,25 t/h/m ²

Fonte: Relatório GADMF.

Nesta nova rota de processo, a retomada da pilha de itabirito iria alimentar um novo circuito de britagem 4^a, composto por dez peneiras 10'x24' e oito britadores cônicos.

Para o circuito de moagem, foram dimensionados seis moinhos operando em paralelo, sendo três moinhos primários e três moinhos secundários, sem opção de operar em série. Esta decisão foi tomada visando à redução do CAPEX (custos de capital). Foram determinados que fossem moinhos de 18"x29", com motor de 4.500kW cada, com 35 a 38% de grau de enchimento.

O circuito de deslamagem seria realizado em dois estágios, com ciclones de 20" e 10".

Para o novo circuito de flotação de grossos seriam necessárias vinte e quatro células tanques de 100 m³ e 160 m³, sendo seis no estágio *rougher*, 3 no estágio *cleaner*, três no estágio *re-cleaner*, seis no estágio *scavenger I* e seis no estágio *scavenger II*.

O *underflow* do 2º estágio de deslamagem juntamente com o *underflow* da deslamagem de hematita seriam direcionados para o circuito de flotação em colunas existente com acréscimo de uma célula tanque na etapa *re-cleaner*.

Os rejeitos das colunas e da nova célula tanque seriam direcionados para os treze Jones "de finos" existentes, após adensamento e quebra da espuma, visando à obtenção de teor de Fe no rejeito próximo a 8%. O concentrado dos Jones seria direcionado para as células de flotação mecânicas *rougher* e *smartcell scavenger* existentes. Os estágios *cleaner* e *re-cleaner* seriam realizados nas colunas de flotação já existentes.

Para o peneiramento de alta frequência seria necessário o acréscimo de seis peneiras. Estas peneiras seriam alimentadas apenas pelo concentrado da flotação de grossos, sendo o *oversize* direcionado para o Jones "de grossos", juntamente com a fração -1+0,15mm de hematita. O *undersize* seria bombeado para a ciclonagem de adensamento e espessadores de concentrado existentes junto com o concentrado do circuito de flotação de finos para alimentação da filtragem.

Para a filtragem de *pellet feed* seria necessária substituição de dois filtros existentes de 40 m² por dois filtros de 120 m² e acréscimo de quatro filtros de 120 m², totalizando assim 16 filtros, sendo 14 operacionais e dois reservas.

Em relação à sedimentação de lamas, seria necessário um novo espessador com diâmetro de 60 metros em complemento ao espessador existente de 100 metros. A seguinte distribuição de alimentações deveria ser feita: espessador existente (duas linhas da deslamagem de itabirito mais deslamagem de hematita e *overflow* da ciclonagem de adensamento do rejeito de Jones de finos) e espessador novo (uma linha da deslamagem de itabirito). O novo espessador de lamas deveria ser construído em área próxima ao prédio da moagem, na área do atual pátio de homogeneização.

5.4 - Usina de hematitas e itabiritos friáveis

Os circuitos da usina antiga que processavam hematita passariam a ser utilizados para processar itabiritos compactos e semi compactos. Como visto anteriormente, seria necessário criar um novo circuito para as hematitas e friáveis. Assim, com base nas informações/testes foi proposta uma nova rota de processamento destes para produzir *sínter feed*. Esta rota não é muito diferente da anterior, mas requereu que fossem realizadas diversas mudanças na usina antiga para atender a nova demanda com respeito às instalações/equipamentos.

A Figura 5.9 mostra o fluxograma do circuito novo proposto pelo projeto de adequação de Conceição 1 para beneficiar o ROM de hematitas e itabiritos friáveis.

Após o circuito de britagem secundária/terciária, os minérios de hematita e itabiritos friáveis seriam peneirados a úmido (circuito de “classificação”): seriam quatro peneiras horizontais com tamanhos de 10”x20” : duas linhas, cada uma com duas peneiras. A alimentação destas peneiras seria realizada por transportador existente com opção de alimentar dois silos. Neste peneiramento, o fluxo seria classificado em quatro frações: +8mm, -8+1mm, -1+0,15mm e -0.15mm.

A fração +8mm seria direcionada para os atuais prédios da rebritagem (estágio quaternário) ou peneiramento de granulados, dependendo da qualidade do ROM. Em caso de oferta de minérios mais ricos (hematita), esta fração deveria ir para britagem quaternária, cujo produto é totalmente direcionado ao *sínter feed* para aumentar a recuperação mássica.

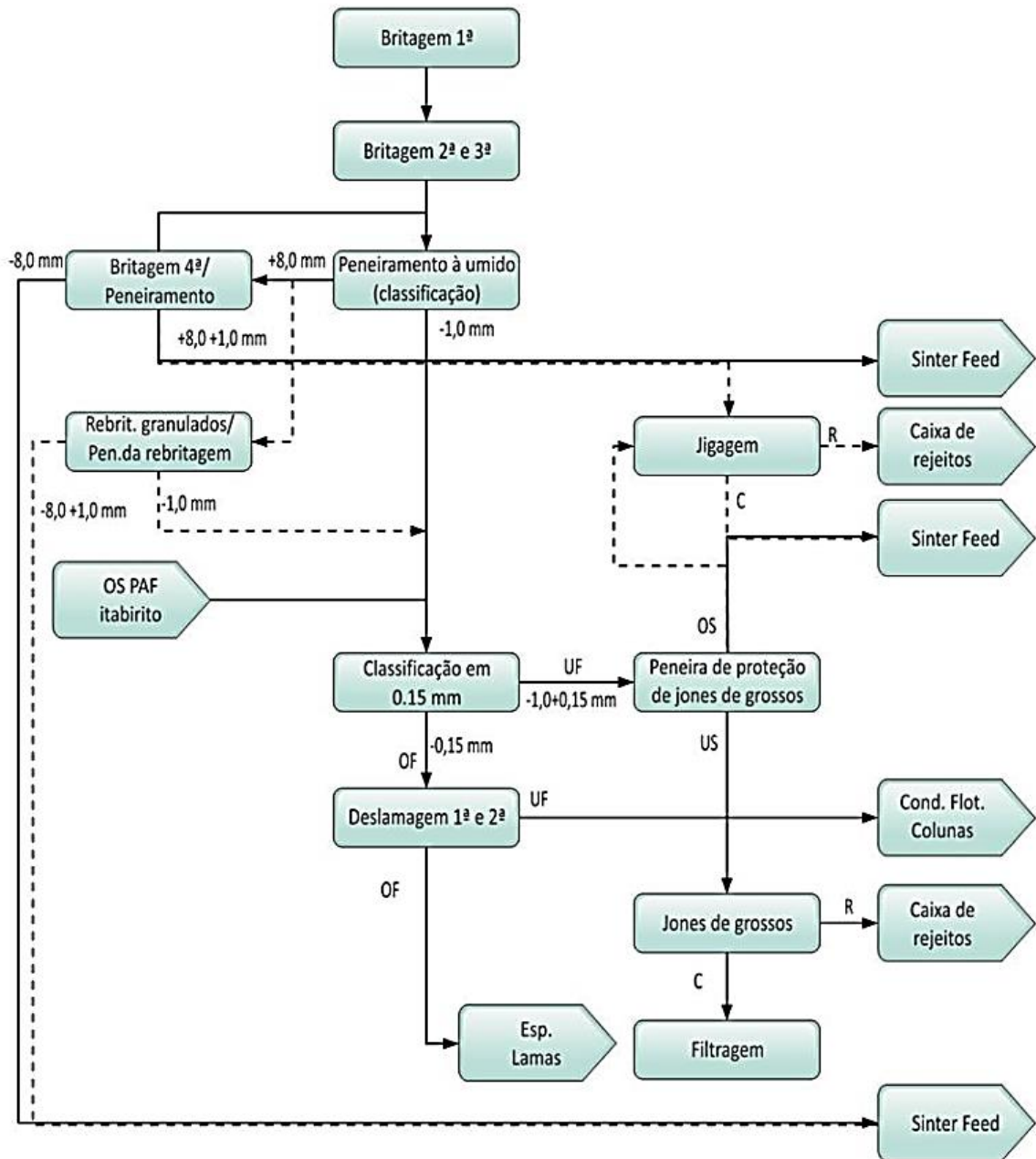


Figura 5.9 - Novo circuito de hematita e itabiritos friáveis.
Fonte: CBT Vale.

A Tabela 5.13 mostra as informações necessárias para dimensionamento do circuito de britagem quaternária. Os equipamentos disponíveis eram: quatro peneiras 10”x20” para o estágio de “classificação”; cinco peneiras 8”x20” no quaternário e quatro britadores modelo 84”. A partir destas informações, foi recomendado utilizar três unidades operacionais e uma de reserva, ou seja: duas peneiras e dois britadores em cada uma das duas linhas de rebitagem.

Tabela 5.13 - Informações do circuito de britagem quaternária: hematita e friáveis.

Equipamentos/estágio	Capacidade			Quantidade	
	Nominal (t/h)	Projeto (t/h)	Unitária	Necessária	Disponível
Peneiramento/classificação	991,4	2.379,2	40 t/h/m ²	2,4→3	4
Peneiramento/quaternário	845,3	2.028,8	30 t/h/m ²	2,4→3	5
Britador/quaternário	845,3	2.028,8	500 t/h	2,4→3	4

Fonte: Relatório GADMF.

A fração -8+1mm seria direcionada ao pátio de produtos como *sinter feed* com opção de alimentar a jigagem, conforme necessidades e teores desta fração.

A fração -1mm seria bombeada para os atuais ciclones de classificação de 26” de diâmetro, os quais seriam convertidos de fundo plano para fundo convencional. Esta conversão dos ciclones de classificação foi justificada pela necessidade de ajuste do diâmetro de corte dos mesmos e obtenção de *overflow* com máximo de 5% de partículas + 0,150 mm na alimentação da flotação, além de aumento da partição de massa para produção de *sinter feed*.

O *underflow* dos ciclones de classificação seria direcionado por gravidade para as peneiras de proteção de Jones, cujo *oversize* seria incorporado ao *sinter feed*. O *undersize* seria bombeado para 6 “Jones de grossos”, cujos rejeitos seriam bombeados para o circuito de moagem. O concentrado iria para a ciclonação de desaguamento e filtração existentes e então direcionado ao *sinter feed*.

A fração -0,15mm seria bombeada para o atual circuito de deslamagem de itabiritos, composto por ciclones de 20”, ciclones de 15” e ciclones de 6”. A estrutura do circuito existente seria mantida, onde o *overflow* dos ciclones de 20” alimentavam os ciclones de 15” e o *overflow* destes os ciclones de 6”. O *underflow* destes três estágios iria para o circuito de flotação em colunas existente, juntamente com o *underflow* do 2º estágio da deslamagem de itabirito.

Com relação ao circuito de deslamagem, foram realizadas simulações matemáticas com base na distribuição granulométrica da fração -1 mm obtida durante testes industriais. As simulações foram feitas considerando ciclones de 26”, 20”, 15” e 6”. Para esta condição, as simulações indicaram 4% de partículas menores que 10µm na alimentação da flotação e 53t/h de lama, que correspondia a 4% do ROM.

As Tabelas A.1 e A.2 (em anexo) mostram os resultados das simulações para dimensionamento do circuito de hematitas/itabiritos friáveis e circuito de deslamagem respectivamente.

5.5 - Estratégias para implantação do projeto (*ramp-up*)

Um grupo multidisciplinar foi formado por representantes de cinco áreas para definir e analisar as melhores estratégias a serem adotadas no período inicial de implantação do projeto (*ramp-up*): operação, manutenção, processo, planejamento e implantação. Como resultado das decisões tomadas nesta etapa do estudo, foi definido o cronograma da Figura 5.10 que mostra as sete fases de implementação.

Estas fases tinham os seguintes objetivos: (1) testar o circuito de hematita de outubro a dezembro de 2014; (2) adaptar a retomadora de caçambas do circuito de itabirito em janeiro de 2015; (3) fazer a interligação definitiva do circuito de hematita de janeiro a fevereiro de 2015; (4) testar o novo circuito de itabiritos de março a maio de 2015; (5) reduzir a quantidade de itabiritos friáveis que alimentavam o circuito antigo de junho a agosto de 2015; (6) cessar a alimentação de itabiritos friáveis em setembro de 2015 e, finalmente, (7) terminar a instalação do circuito novo de hematitas e itabiritos friáveis em dezembro de 2016. A partir deste período, a usina de Conceição 1 estaria pronta para começar a produzir conforme o previsto como meta em projeto.

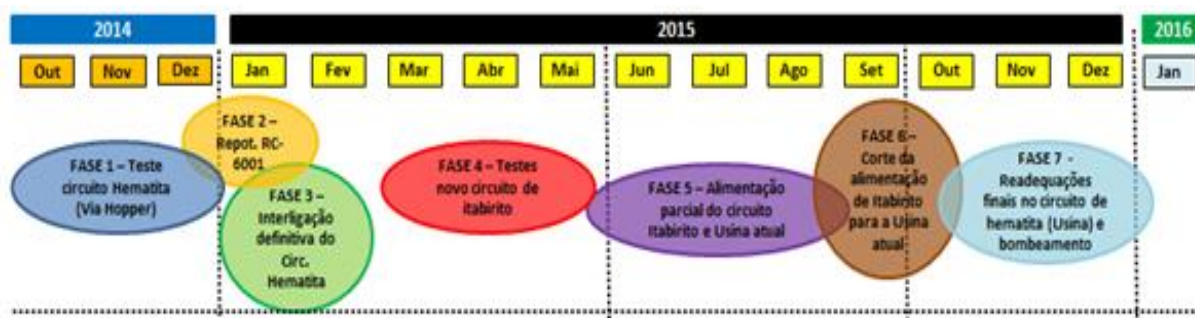


Figura 5.10 - Cronograma do faseamento para implantação do projeto.
Fonte: Acervo interno (Vale S.A.)

As paradas programadas para manutenção preventiva na planta foram aproveitadas para que a equipe trabalhasse de forma paralela na execução das atividades previstas segundo cronograma proposto.

Na primeira fase, foram realizados testes no novo circuito de britagem secundário/terciário de hematitas e friáveis. Nesta etapa, a alimentação foi provisória, ou seja, menor do que a dimensionada em projeto, tendo sido realizada com auxílio de pá carregadeira

e *hopper*. Os objetivos deste teste foram testar a planta operando com carga reduzida e verificar os problemas mecânicos, elétricos e operacionais que surgiriam.

Era preparada uma pilha cônica com material retirado da pilha pulmão do circuito de hematita e a alimentação do circuito era realizada com pá carregadeira.

Para execução dos testes nesta planta não foi necessário nenhum dia de perda produtiva da planta antiga, uma vez que ambas ainda não estavam interligadas para realização desta etapa.

Na segunda fase, realizou-se a adaptação da retomadora de caçambas do pátio que seria utilizado para homogeneização de itabiritos compactos e semi compactos (pátio de homogeneização) para aumentar a sua capacidade. Esta retomadora alimentava a usina existente com taxa de 2.200 t/h. A partir da entrada do novo projeto, essa retomadora passaria a alimentar o circuito de peneiramento quaternário com taxa de 3.100 t/h.

Para isso foi necessário realizar reforços estruturais na máquina e reformar toda a parte elétrica da mesma. A retomadora é mostrada na Figura 5.11.

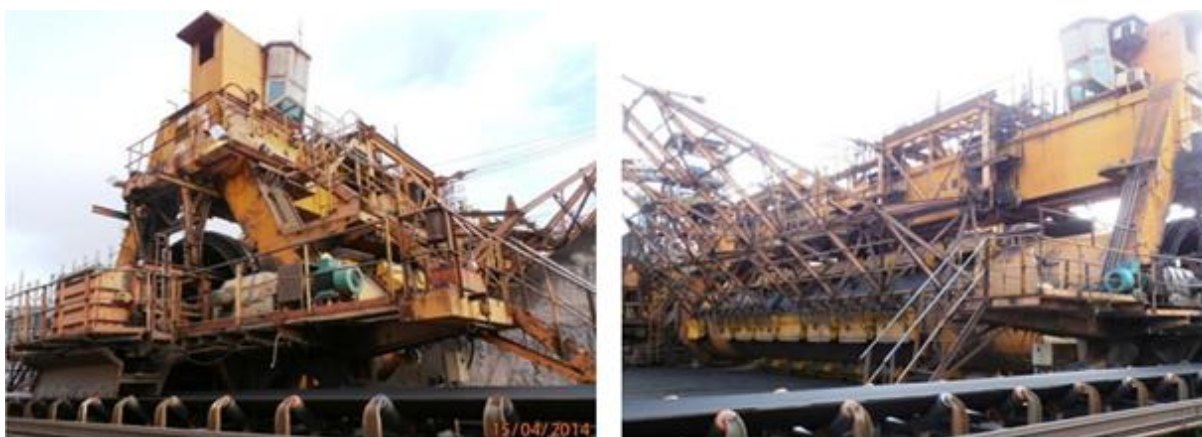


Figura 5.11 - Retomadora RT6001.

Fonte: autor.

Para realização das intervenções necessárias para adaptação da empilhadeira foram previstos 15 dias de parada da máquina. Nesse período, a usina existente seria alimentada de forma direta (*by pass*) pela empilhadeira através de correias que levavam o minério para os silos da usina existente.

Na terceira, foi realizada a interligação do circuito novo de britagem secundária e terciária de hematita com a planta antiga. A partir deste momento, o antigo Bloco 3, que operava de forma compartilhada, passou a operar de forma independente. Os itabiritos compactos e

semicompactos seriam processados no Bloco 3, enquanto as hematitas e itabiritos friáveis passariam ao novo circuito.

Para realização da interligação do circuito de britagem novo com a planta antiga foram necessários cinco dias de perda produtiva no Complexo Conceição 1.

Por ser uma parte nova, a construção dos novos prédios de peneiramento quaternário, moagem, deslamagem, flotação e espessamento dos itabiritos compactos e semi compactos não causou interferências na operação da usina antiga. Isto é ilustrado na Figura 5.12, onde os prédios na cor branca são prédios novos e na cor azul as instalações da usina antiga.



Figura 5.12- Construção dos circuitos de itabiritos compactos.
Fonte: Acervo interno (Vale S.A.)

Após a conclusão das obras destes prédios, iniciou-se a fase 4. Nesta fase, foram realizados testes com carga reduzida no circuito novo de itabiritos compactos. O objetivo destes testes foi verificar o comportamento do circuito: descobrir e tentar resolver problemas elétricos, mecânicos e operacionais que fossem observados antes da interligação definitiva das duas plantas. A fase 4, portanto, encarregou-se da instalação e verificação da eficiência de todos os processos da usina de itabiritos, incluindo os 6 moinhos.

Após a realização dos testes, com alimentação via *hopper* e pá carregadeira, no circuito de itabiritos e, finalizado o comissionamento dos equipamentos novos, iniciou-se a Fase 5. Nesta fase, continuou-se com uma alimentação parcial (abaixo da capacidade de projeto),

porém maior do que a fase 4. Nessa fase, houve seccionamento do transportador principal de alimentação de itabirito da usina nova.

Enquanto a usina antiga continuava a ser alimentada por itabirito friável de forma direta, as pilhas de homogeneização eram formadas para alimentar a usina nova. Isto foi feito com uma retomadora de tambor existente.

A fase 6 gerou 4 dias de perda total de produção. Nesta fase, foi cessada a alimentação de itabiritos da usina antiga. Assim, todo ROM de itabiritos compactos e semi compactos ofertado passaria pela usina nova.

Na fase 7, última do planejamento, foram feitas todas as modificações restantes necessárias para operação da usina existente (circuitos de hematita e itabiritos friáveis).

5.6 - Indicadores de controle de processo (*ramp-up*)

A produção obtida no período de outubro de 2015 à janeiro de 2017 está representada pelas curvas de *ramp-up* da Figura 5.13. Conforme pode ser observado nesta figura, a meta de produção acumulada para este período era de 18,7 Mt, tendo sido realizados cerca de 15 Mt, resultando numa perda de aproximadamente 3,7 Mt.

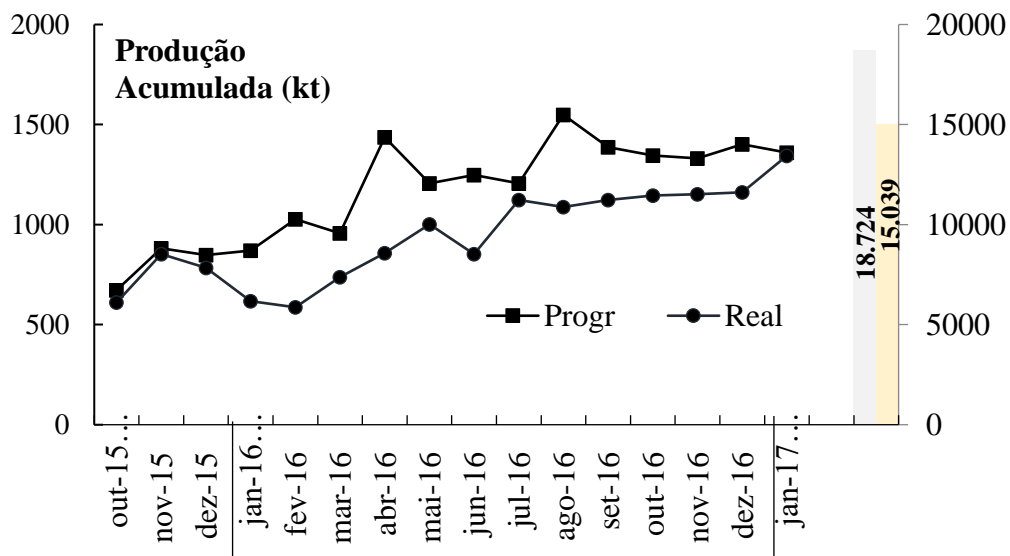


Figura 5.13 - Curva de *ramp-up* prevista versus realizada.
Fonte: Relatório GADMF.

O perfil detalhado das perdas durante o período de *ramp-up*, outubro de 2015 a julho de 2016, são apresentadas na Figura 5.14 e discutidas mais adiante. Este perfil mostra as fontes geradoras de perdas, conforme os indicadores de controle de processos analisados.

Foram constatadas perdas de 1,7Mt em função de uma baixa na utilização física da moagem (UF), o que caracteriza falta de minério proveniente de baixo rendimento operacional da britagem. Também, ocorreram perdas da ordem de 1,3Mt devido a redução de recuperação mássica (RM) nos circuitos, bem como de quase 1Mt devido a redução na produtividade dos circuitos de itabiritos. Ganhos pequenos foram observados devido à disponibilidade física (DF) e do aumento de produtividade do circuito novo de hematitas: ambos da ordem de 146.000 t.

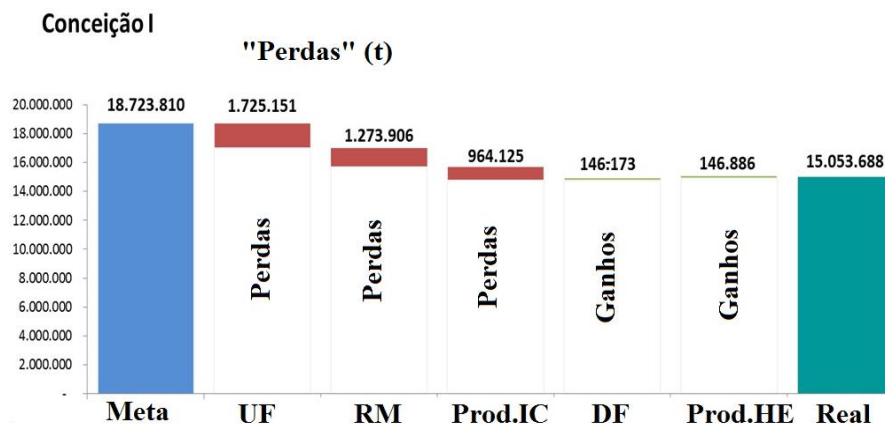


Figura 5.14 - Perfil de perdas durante o período de ramp-up.
Fonte: Relatório GADMF.

Os valores percentuais de compactos (IC) processados na usina mensalmente neste período são apresentados na Tabela 5.14. Este percentual é calculado com base na alimentação em toneladas da usina de itabiritos compactos (IC) dividido pelo total de itabiritos alimentados (IC+IF), ou seja, simplesmente: $\%IC = IC * 100 / (IF + IC)$.

Tabela 5.14 - Composição do ROM de Conceição: percentual de compactos.

Período	Compactos (t)	Friáveis (t)	Total (t)	% de IC/(IF+IC)
out/15	208.025	555.575	763.600	27
nov/15	205.058	103.1128	1.236.186	17
dez/15	411.525	836.897	1.248.422	33
jan/16	401.015	916.897	1.317.912	30
fev/16	363.865	619.557	983.422	37
mar/16	601.150	429.226	1.030.376	58
abr/16	637.416	615.079	1.252.495	51
mai/16	417.728	973.655	1.391.383	30
jun/16	297.573	1.108.024	1.405.597	21
jul/16	525.518	1.00.7831	1.533.349	34
ago/16	727.194	923.336	1.650.530	44
Total (Mt)	4.80	9.02	13.81	

Fonte: Relatório GADMF.

Para esta análise foram considerados itabiritos compactos mais semicompactos como “IC”. Ainda, estes itabiritos vieram principalmente do depósito (estoque) e apenas 5% de novas frentes de lavra.

A fração de IC alimentada na usina nova variou, portanto, de 17 a 58%, ficando na média em 35%, em acordo com o previsto para o período de *ramp-up*. Por outro lado, lembrando que a meta prevista para a usina de Conceição 1 é de 92% de IC, uma vez que é almejado processar 26Mt de itabiritos, sendo desta porção apenas 2Mt de friáveis, o valor médio para o período pode ser considerado baixo. Ainda, dado que a granulometria do ROM havia sido subestimada, isto pode ter sido a causa de algumas perdas identificadas, tal como a UF, oferta de minério por parte da mina: riscos que já haviam sido comentados anteriormente.

A Figura 5.15 mostra um gráfico com as informações anteriores, adicionando os meses a partir de agosto de 2016 até janeiro de 2017. Neste gráfico, observou-se o mesmo que já ocorria em Conceição 2, durante os primeiros anos de sua operação: uma dificuldade de alimentar a usina, que teria sido projetada para processar majoritariamente compactos, com quantidades superiores a 30%. Os meses de fevereiro, março, abril e agosto foram os que apresentaram quantidades superiores, conforme pode ser visto na Figura 5.15 e Tabela 5.13.

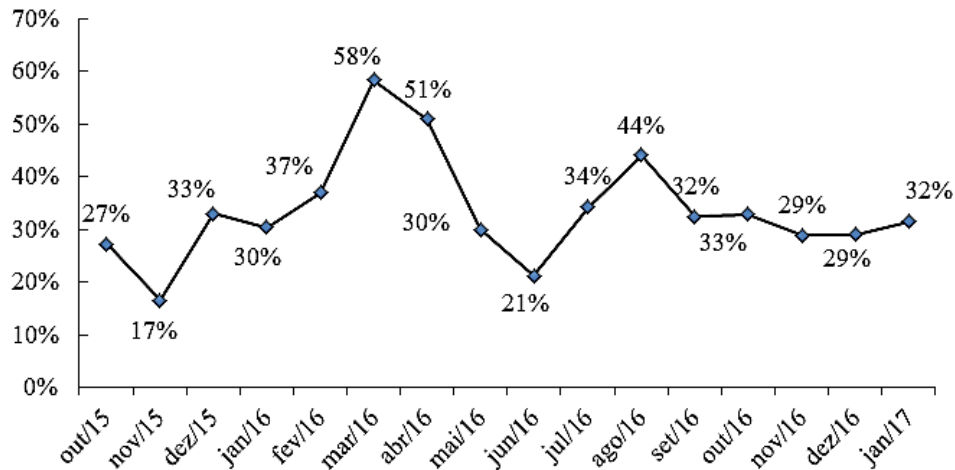


Figura 5.15 - Composição do ROM de Conceição 1 até janeiro de 2017.
Fonte: Relatório de Expedição da Mina.

Os principais problemas registrados no período em questão foram observados com cautela para identificar as possíveis fontes causadoras de perdas e propor soluções. Na Tabela 5.15, estes foram resumidos.

De acordo com o registrado, diversos fatores podem ter agido em conjunto na usina, provocando as perdas de mais de 2Mt. Dentre estes, os que mais chamaram atenção foram: (1) baixa eficiência da britagem quaternária (bastante frequente); (2) troca de revestimento do moinho em função de desgaste prematuro (algo que não foi previsto, que ocorreu em maio quando a usina era alimentada apenas com 21% de IC e estava atingindo cerca de 8Mt de produção acumulada); (3) baixo rendimento mássico em função do alto teor de Fe no rejeito do Jones de grossos e finos (algo também não previsto e que ocorreu com certa frequência) e (4) baixa eficiência do circuito de britagem de hematita e itabirito (registrados em outubro e novembro de 2016, quando a produção acumulada era de quase 14 Mt).

Tabela 5.15 - Principais impactos do período de *ramp-up*

Período	Registros
out/15	Baixa eficiência da britagem quaternária; defeito no sistema hidráulico dos moinhos e instabilidade da filtragem.
nov/15	Problemas elétricos; baixa eficiência da britagem quaternária; baixa eficiência de filtragem; sobrecarga nos espessadores de concentrado.
dez/15	Baixa eficiência da britagem quaternária; baixa eficiência de filtragem; elevada umidade do ROM em função de chuvas; baixa capacidade do sistema de captação de água.
jan/16	Baixa eficiência da britagem quaternária; sobrecarga nos espessadores de concentrado; baixo rendimento mássico em função de instabilidade na alimentação da usina.
fev/16	Baixo rendimento mássico em função de instabilidade na alimentação da usina; problemas elétricos.
mar/16	Problemas que causaram parada do britador primário de hematita; falha de comunicação na britagem; problemas com as bombas de rejeito.
abr/16	Alto teor de Fe no rejeito dos Jones de Grossos e Finos; Intervenções elétricas e mecânicas na britagem.
mai/16	Rasgos de correia de alimentação da usina; troca de revestimento do moinho em função de desgaste prematuro e falhas de comunicação gerando descargas de usina.
jun/16	Alto teor de Fe no rejeito dos Jones de Grossos e Finos; entupimento dos ciclones de moagem; desalinhamento de correias e defeitos de locomoção da retomadora.
jul/16	Utilização do BR 1211 (CE-1) para recebimento do ROM para usina de Conceição 2 (CE-2), corretivas no transportador e alimentadores de hematita; falha no controle de perdas físicas.
ago/16	Alto teor de Fe no rejeito da flotação de grossos e alto teor de Fe nos Jones de grossos e finos; falha no controle de perdas físicas; falta de minério em função de falhas no <i>tripper</i> da britagem quaternária e corretivas nas bombas de deslamagem.
set/16	Baixa eficiência do circuito de britagem de hematita e itabirito e baixo rendimento mássico em função do alto teor de Fe no rejeito do Jones de grossos e finos.
out/16	Baixa eficiência do circuito de britagem de hematita e itabirito.

As perdas de recuperação em massa citadas ocorreram principalmente devido à má performance operacional do circuito de separação magnética (Jones). Como não houve intervenção de projeto neste circuito, ele permaneceu parado. Nesse intervalo de implantação do projeto não foi realizada nenhuma manutenção no circuito o que causou vários distúrbios e descontroles operacionais durante o início de operação.

A Figura 5.16 mostra os seis moinhos da usina de Conceição 1. A Figura 5.17 mostra que a potência média consumida (praticada) pelos moinhos foi menor do que a potência máxima. Não foi permitido utilizar uma potência maior, pois o consumo com corpo moedores ultrapassaria a prevista (custos seriam acima do previsto). Assim, isto acabou por prejudicar o processo de liberação e, por conseguinte, a qualidade do *pellet feed*.



Figura 5.16 - Principais impactos do período de ramp-up.
Fonte: autor.

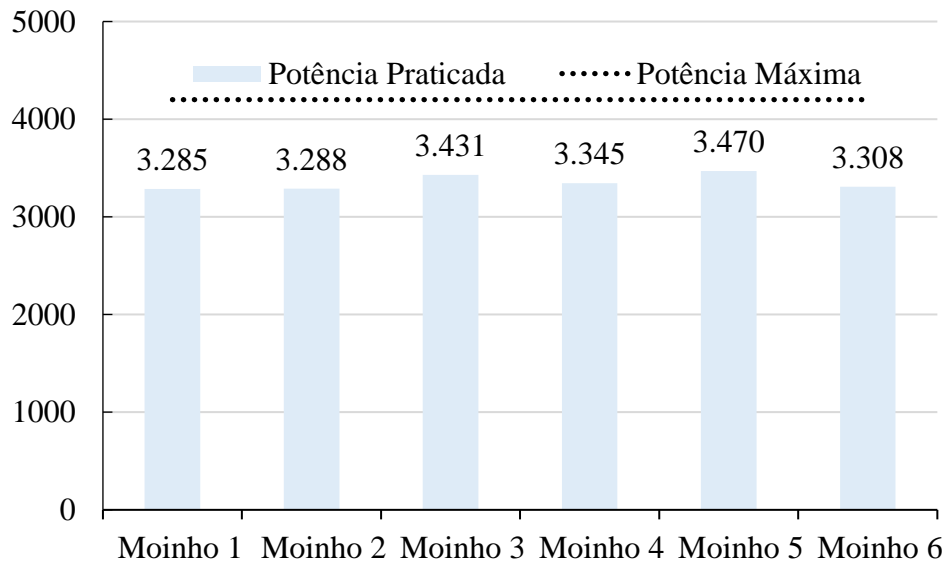


Figura 5.17 - Potência média (kW) da moagem primária.
Fonte: autor

A Figura 5.18 mostra a produção de *sinter feed* e *pellet feed* e que, talvez, o principal impacto produtivo tenha sido proveniente do circuito de *sinter feed*.

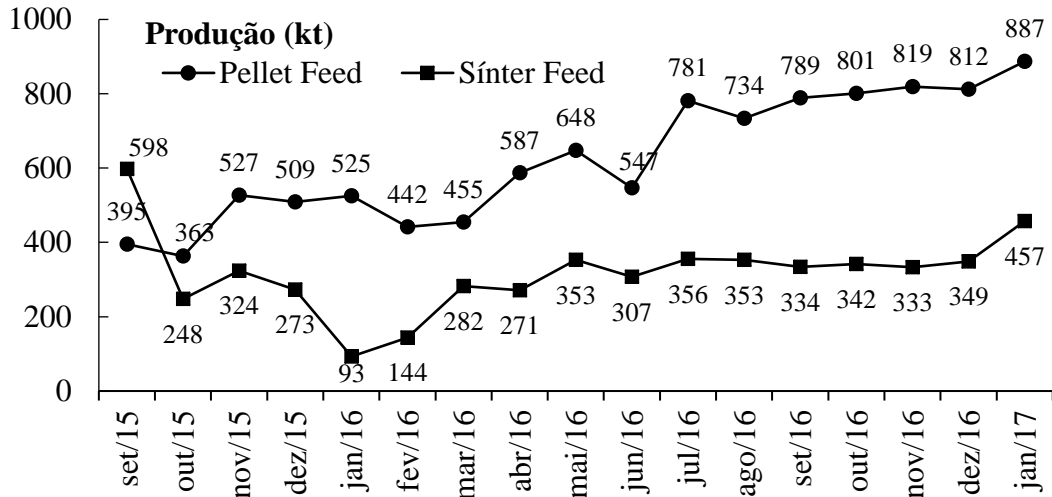


Figura 5.18 - Produção de *sínter feed* e *pellet feed* durante *ramp-up*.
Fonte: autor.

A Tabela A.3 (em anexo) apresenta os teores de Fe (%) da alimentação e dos concentrados dos circuitos de hematitas/friáveis e itabiritos compactos respectivamente. Estes resultados foram coletados durante o intervalo de um ano de *ramp-up* para que se pudesse analisar a correlação entre a curva de produção e a qualidade dos produtos obtidos (Figuras 5.19 e 5.20).

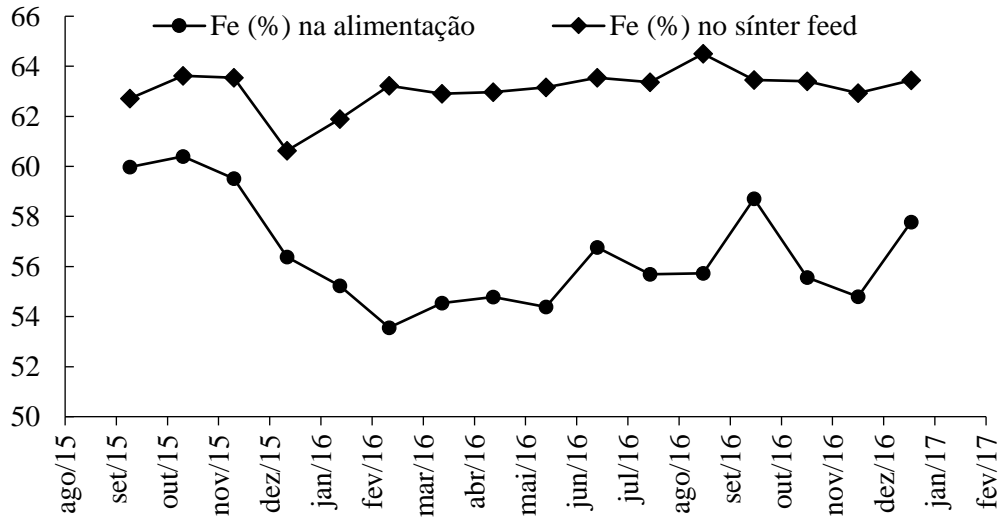


Figura 5.19 - Teores de Fe (%) na alimentação e *sínter feed*.
(circuito de hematita/friáveis)
Fonte: autor.

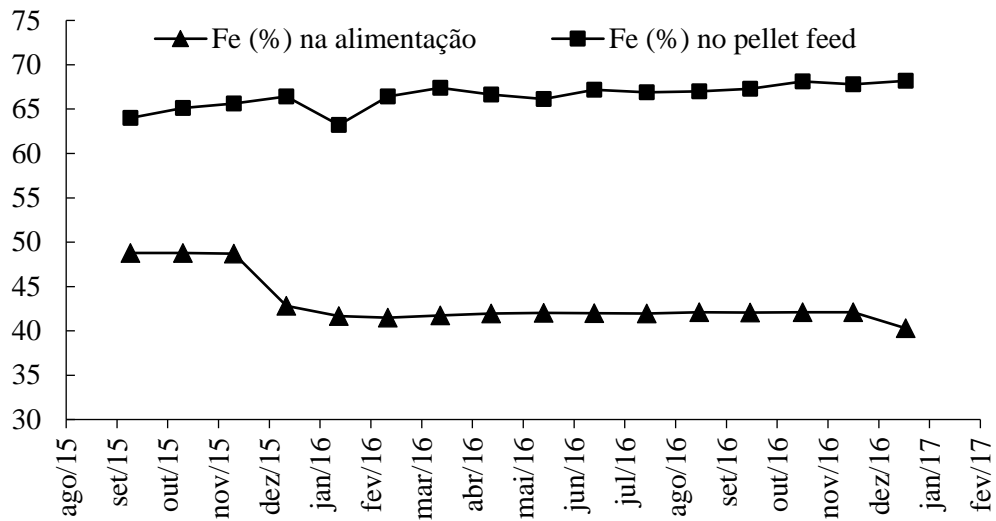


Figura 5.20 - Teores de Fe (%) na alimentação e *pellet feed*.
(circuito de itabiritos compactos)
Fonte: autor.

Outros dois indicadores importantes a serem discutidos são o rendimento mássico (RM) e a recuperação metalúrgica (RE) da planta apresentados na Figura 5.21 para o período de outubro 2015 à novembro de 2016.

O projeto previa um RM inicial de 56,88%, ou seja: para 34Mt de ROM, uma produção de *sínter* e *pellet feed* por volta de 19,34Mt.

A recuperação metalúrgica da planta ficou com média em 70%, sendo que o principal impacto foi a priorização do concentrado (principalmente do *pellet feed*).

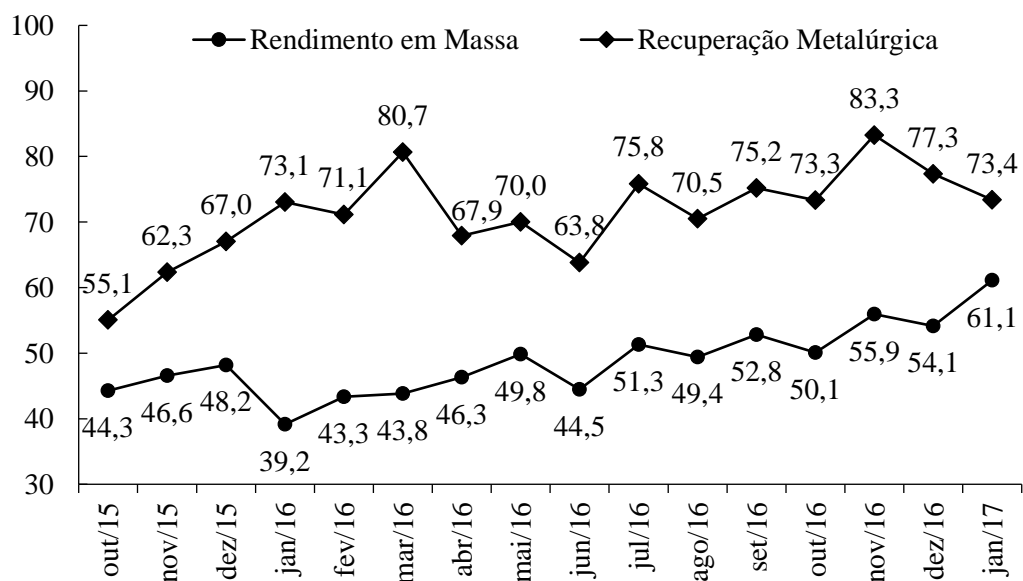


Figura 5.21- Rendimento mássico e a recuperação metalúrgica (%) da planta.
Fonte: autor.

5.6.1 Testes FRAGCOM (Britagem)

Um dos principais objetivos destes testes foi analisar os impactos do aumento da razão de carga no desmonte sobre a cominuição. Foram analisados os parâmetros de eficiência de britagem com base na granulometria de alimentação e produto, visando à manutenção da produtividade. Ainda, foram analisados os impactos na moagem.

Para acompanhar a resistência (dureza) dos minérios processados e melhor rastrear o material processado (IC), decidiu-se, também, registrar a taxa de perfuração praticada nos diferentes itabiritos da Mina de Conceição e Minas do Meio. Os dados da Figura 5.22 mostram a maior dificuldade de perfuração no banco-teste (10CECPA0880A), cujos resultados foram analisados.

No dia 01/11/2016, foram realizadas amostragens para medir a eficiência da britagem terciária e também conhecer a qualidade das pilhas formadas no pátio de homogeneização.

No dia 02/11/2016, houve a retomada destas pilhas e os minérios alimentaram as etapas de britagem quaternária e moagem. Neste dia, então, foram amostrados os fluxos de alimentação e produto dos britadores e da moagem. Tais amostras seguiram para o CPT (Centro de Pesquisas Tecnológicas de Alegria) para as devidas análises.

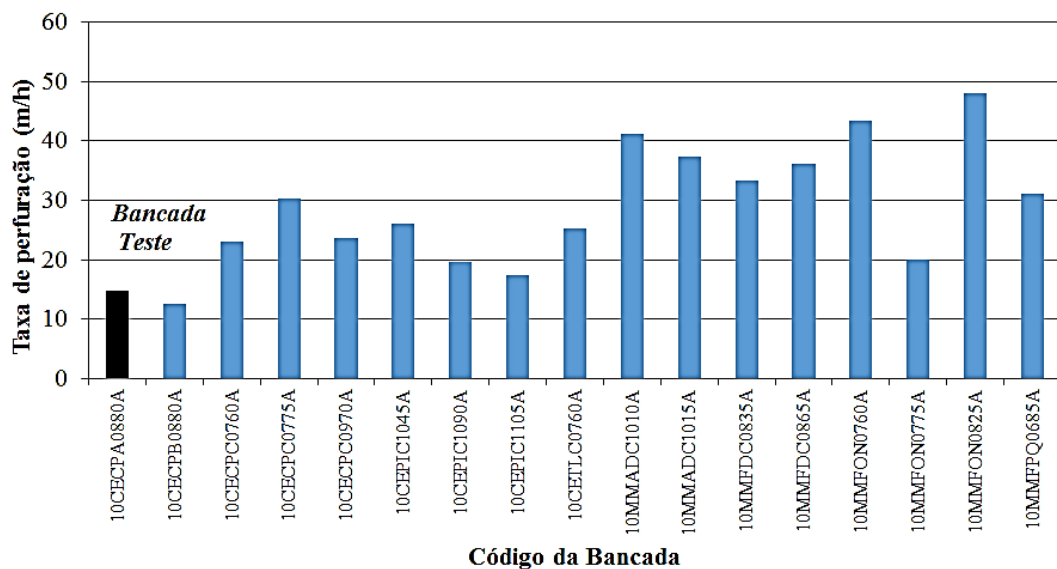


Figura 5.22 - Taxa de perfuração em itabiritos.
Fonte: Relatório interno GADMF (Vale. S.A.)

A Figura 5.23 mostra a alimentação dos britadores terciários, evidenciando a presença de fragmentos maiores do que 15 cm. O diâmetro dos roletes tem este tamanho e o APF

(abertura na posição fechada) dos britadores secundários é de 50mm. Assim, constata-se que, como o material é lamelar, por vezes, ainda passam fragmentos maiores do que o APF.



Figura 5.23 - Alimentação de um dos britadores terciários.
Fonte: autor.

Com relação à corrente do motor do britador primário BR 1210CC-01, foram observados vários pontos de corrente acima de 100% em relação à corrente nominal. Este fato acontece em quase todos os basculamentos, onde é atingido valores de até 190%. É importante que esta anomalia seja tratada, pois há risco de paradas do britador com câmara cheia, resultando em grandes paradas para desobstrução. Foi observado, por outro lado, que este fato não ocorreu somente no momento dos testes, e sim, nos dias que antecederam aos mesmos.

Assim como na britagem primária, a análise da britagem secundária também é feita de forma visual, não sendo possível fazer amostragens representativas devido aos riscos de segurança envolvidos e à baixa representatividade da amostra. Foi observado que a eficiência dos britadores secundários estava dentro das expectativas, pois não foram vistos fragmentos maiores do que o previsto na alimentação dos britadores terciários. Isto sinalizou que os britadores secundários estavam desempenhando sua função: adequar o tamanho do minério para alimentar os britadores terciários.

Os resultados da amostragem da britagem terciária (Figura 5.24) mostraram que a curva de distribuição granulométrica da alimentação estava mais “grosseira” do que previsto pelo projeto e isto refletiu na curva granulométrica do produto.

O sistema automático de regulagem dos mostrou que as condições de abertura, potência consumida e pressão de trabalho, no momento do teste estavam próximas às convencionalmente utilizadas.

Este fato remete à necessidade de ajustes nos britadores, tais como: tipo de revestimento, excentricidade e abertura. Por outro lado, a taxa de alimentação foi aproximadamente 22% acima da prevista no projeto, sendo 750t/h previstas e 916t/h praticadas.

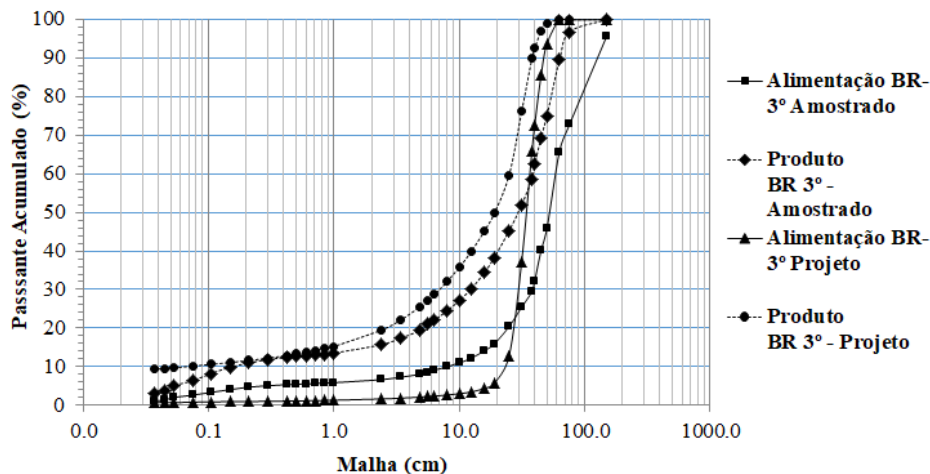


Figura 5.24 - Distribuição granulométrica da britagem terciária (projetada versus amostrada).
Fonte: autor.

A Figura 5.25 mostra os resultados da amostragem da britagem quaternária: uma curva de alimentação bem mais “grosseira” que a de projeto e, no entanto, uma curva de produto muito similar. Uma situação como essa resulta em maiores eficiências para tamanhos inclusive abaixo do APF e, por isso, pode aumentar a produtividade.

A britagem quaternária mostrou, portanto, curva de eficiência maior do que à prevista no projeto, superando a taxa de alimentação: 309t/h era a taxa prevista e 493t/h a praticada. Pode isto ser considerado um resultado positivo e significativo dos ajustes (melhorias) realizadas nas peneiras do circuito de secundário/terciário (Bloco 3).

Ainda, esta etapa do trabalho foi importante, pois um dos principais problemas registrados durante o período de *ramp-up* foi justamente problemas com a britagem quaternária.

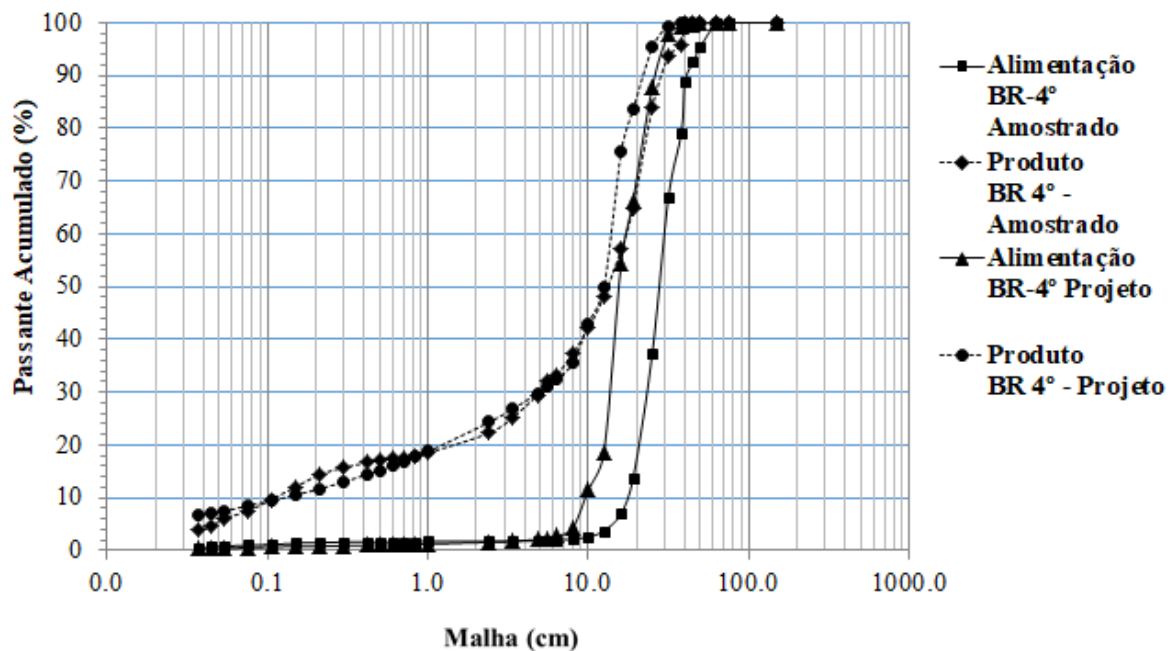


Figura 5.25 - Distribuição granulométrica da britagem quaternária (projeto x amostrado).

Fonte: autor.

5.6.2 Circuito de moagem

Com respeito ao processamento de itabiritos compactos e semi compactos na usina antes da adequação (testes realizados para projeto com base em amostragens de 2005 a 2009), a média do retido em 0,15 mm da alimentação (nova) da moagem ficava em torno de 52%. Os pontos de coleta de rotina das amostras estão representados pelas estrelas laranja (Figura 5.26). O produto da moagem (alimentação da flotação) previsto pelo projeto deveria ser de 90% no máximo retido em 0,15mm.

Nos circuitos de moagem e flotação, foram realizadas, então, novas amostragens na alimentação. Estas amostragens de rotina, buscando-se avaliar (no mês de Setembro/2016) o percentual retido em 0,15mm na alimentação da moagem, da flotação de grossos e de finos. As amostragens foram realizadas durante 29 dias, resultando em 29 dados para cada um dos quatro pontos de coleta: alimentação da moagem e três linhas de flotação de grossos (L1, L2 e L3).

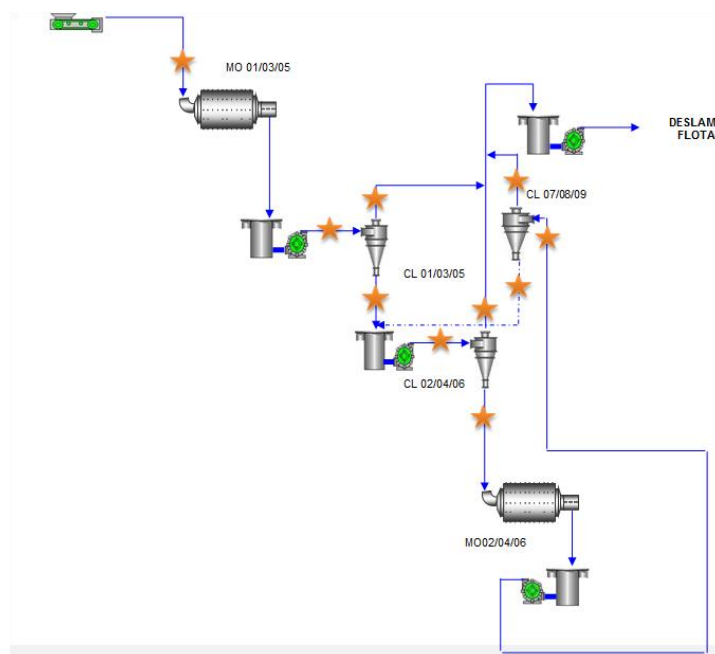


Figura 5.26 - Pontos de amostragem do circuito de moagem.
Fonte: Autor.

A Tabela A.4 (em anexo) apresenta todos os resultados obtidos para os retidos em 0,15mm da alimentação da moagem e flotação (produto classificado da moagem). A Tabela 5.16 abaixo apresenta um resumo estatístico dos dados obtidos: média (M); desvio-padrão (D.P.); mínimo (Mín.); 1º Quartil (Q.1); 3º Quartil (Q.3); máximo (Máx.); coeficiente de variação (C.V.) e amplitude (A).

Tabela 5.16 -Resumo estatístico do +0,15mm (%): alimentação da moagem e da flotação

	Moagem	Grossos - L1	Grossos – L2	Grossos – L3	Finos
M	63,3	15,1	16,2	17,3	2,8
D.P	3,1	2,2	2,2	2,6	0,8
Mín.	57,4	9,7	11,5	10,8	1,5
Q.1	60,8	13,3	14,6	14,9	2,2
Q.3	66,2	16,2	18,4	19,4	3,4
Máx.	68,1	20,0	19,7	22,0	4,5
C.V.	4,9	14,7	13,8	14,9	27,5
A	10,8	10,2	8,2	11,2	3,0

Estes dados (Tabela 5.16) mostram que em setembro de 2016 o retido em 0,15mm estava por volta de 63% (um pouco maior do que o previsto em projeto). Em agosto de 2016 (Tabela 5.14), o percentual de compactos no ROM foi de 44%. Ainda, com respeito às amostragens de 2005 a 2009, o retido em +0,15mm da alimentação nova da moagem tinha, portanto, aumentado

significativamente (+11%). Isto sugere um impacto do desmonte inadequado dos compactos sobre o desempenho dos circuitos de comunicação com aumento da quantidade processada de 30 para 44%.

6 - CONCLUSÕES

O processo de adequação da usina de Conceição 1 de forma faseada reduziu a parada prevista de 45 para 9 dias, permitindo um ganho de produção de 297 mil toneladas no programa de produção em relação ao orçado para o ano de 2015.

A curva de *ramp-up* prevista não foi atingida. O principal impacto observado, com base no perfil de perdas, foi o de utilização física da planta, cuja redução indica que houve maior falta de minério do circuito de britagem.

O conjunto de estratégias adotadas durante a adequação propriamente dita contribuiu para que a produção praticada ficasse ainda mais aquém da prevista.

No período analisado, a planta recebeu em média 34% de itabiritos compactos, sendo que, deste percentual, 95% foi proveniente do depósito (estoque). Estes, até então (antes da adequação), eram considerados estéreis.

A existência de estoques foi importante também nos períodos chuvosos: quando a mina encontra maior dificuldade de lavra, devido aos acessos (sobretudo no fundo de mina). Por outro lado, o estoque foi, neste caso, também, um fator de risco, pois foi criado a partir de muitas frentes de lavra distintas: a sua granulometria era desconhecida e não se podia melhorar significativamente sua fragmentação, uma vez que o desmonte já havia sido realizado.

Quanto à definição das rotas de processo, as estratégias adotadas no projeto de adequação foram as responsáveis por atingir a qualidade dos produtos prevista de forma satisfatória: os teores de ferro nos concentrados foram de 63 e 68% do *sínter* e *pellet feed* (redução direta) respectivamente.

Os resultados das amostragens da alimentação da moagem, realizadas em setembro de 2016, mostraram que o retido em 0,15mm estava por volta de 63% (maior do que o previsto em projeto).

Com o aumento gradual do percentual de compactos neste ano, o retido em +0,15mm da alimentação nova da moagem tinha, portanto, aumentado também significativamente (+11%), mostrando, talvez, o impacto do desmonte inadequado sobre o desempenho dos circuitos de cominuição.

Os testes na britagem, em novembro de 2016 (FRAGCOM: maior razão de carga), mostraram um aumento da granulometria da alimentação da britagem terciária e quaternária. Por outro lado, as eficiências de britagem (os produtos) não foram significativamente muito diferentes do previsto.

Considerando que as taxas de alimentação foram maiores, os resultados indicam que o aumento da razão de carga no desmonte teve um impacto positivo sobre a produção durante este teste e isso reforça também a hipótese de que esta metodologia ajudou a melhorar a performance da mina e da usina no período, através do aumento no processamento dos materiais compactos.

Além disso, a metodologia de desmonte proposta pelo projeto FRAGCOM contribuiu para uma maior aderência à matriz de degradação prevista pelo projeto. As amostras utilizadas para dimensionamento dos circuitos foram coletadas em 2006 e o *start-up* do mesmo só ocorreu em 2014. Nesse intervalo a mina permaneceu em operação normal, lavrando o ROM e enviando para a usina.

Na moagem, as mudanças realizadas no desmonte foram mais difíceis de serem percebidas, ou, pelo menos, não puderam ser observadas com a mesma facilidade que na britagem (gargalo inicial de toda usina). Embora, no período analisado os 6 moinhos trabalharam com potência menor que o previsto pelo projeto, permitindo assim uma redução no consumo de corpos moedores.

O fato de a qualidade ter sido abaixo da prevista no início do *ramp up* pode ser indicio que o tamanho de liberação não foi atingido. Isto se pôde deduzir, também, com base no observado durante amostragens na moagem em setembro de 2016. Nesta e em outras ocasiões, em que a planta processou maior quantidade de compactos, ocorreu aumento do retido em 0.15mm na alimentação nova da moagem.

Os resultados, de qualquer forma, alertam para os impactos negativos do aumento da quantidade de compactos, ainda que a planta tenha sofrido uma enorme modificação como um todo (em termos de desenho e dimensionamento dos circuitos).

7- BIBLIOGRAFIA

- AMARANTE, S. (Novembro de 2001). Filtragem na indústria mineral. *Metalurgia & Materiais*, 57, 647-648.
- AMARANTE, S. (2002). Filtragem de minérios de ferro - Comparação entre métodos de filtragem de laboratório: Testes de Folha e de Funil de Bü. Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- ANDERY, P. (1980). Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia in *Memorian Professor Paulo Abib Andery*. Recife.
- BALL, P. D., ROBERTS, S., NATALICCHIO, A. & SCORZAFAVE, C., 2011. Modelling production ramp-up of engineering products. *Journal of Engineering manufacture*, 225(6), pp. 959-971.
- BERALDO, J. L. Moagem de minérios em Moinhos Tubulares. 1ª Edição. São Paulo: Edgar Blücher, 1987. p.1-47
- CABRAL, A. S. (2014) Projeto de Adequação ao ROM 2014 - Usina de Conceição. Apresentação interna realizada na VALE S/A pela empresa ECM e de autoria do Sr. Aloísio Sá Cabral.
- CBT (2014) Manual interno da VALE S/A. Elaborado em consultoria da empresa Andritz em solicitação à Vale.
- COUTO, M.L.F. (2009). Caracterização de alumínio e fósforo em minério de ferro. Dissertação de mestrado da UFOP, Ouro Preto.
- IBRAM (2014) [online]. Disponível em <http://www.dnpm.gov.br/dnpm/sumarios/sumario-mineral-2014> acessado em 16 de maio de 2017
- CARRISSO, R., & CORREIA, J. (2002). Classificação. In: e. a. LUZ, Tratamento de Minérios (3ª ed.). Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.
- CHAVES, A. (2009). Teoria e prática do tratamento de minérios - Flotação: O estado da arte no Brasil (2ª ed., Vol. IV). São Paulo: Signus Editora.
- CHAVES, A., & PERES, A. (1999). Teoria e prática de Tratamento de Minérios/Britagem, Peneiramento e Moagem (1ª ed., Vol. III). São Paulo: Signus Editora.
- CHAVES, A., & PERES, A. (1999). Teoria e prática de Tratamento de Minérios/Britagem, Peneiramento e Moagem (3ª ed., Vol. III). São Paulo: Editora.Oficina de Textos
- CORREIA, J. (2010). Classificação e Peneiramento. In: A. LUZ, J. SAMPAIO, & S. FRANÇA, Tratamento de Minérios (5ª ed., pp. 257-298). Rio de Janeiro.

- DNPM (Departamento Nacional de Pesquisa Mineral). Balanço mineral brasileiro. Disponível em: <www.dnpm.gov.br>. Acesso em: 01/06/2017.
- DU, S., XI, L., NI, J., LIU, C., & ERSUN, P. (2008). Product lifecycle-oriented quality and productivity improvement based on stream of variation methodology. *Computers in industry*, pp. 180-192.
- FERREIRA, R.F., & LIMA, R.M.F. (2016). *Tecnol. Metal. Mater. Miner.*, São Paulo, v. 13, n. 4, p. 302-309, out./dez. 2016
- FJALLSTRÖM, S., SAFSTEN, K., HARLIN, U., & SATHRE, J. (2009). Information enabling production ramp-up. *Journal of manufacturing technology management*, pp. 178-196.
- FOGGIATTO, B. (2009). Previsão de desempenho no circuito de moagem de Carajás. Dissertação de mestrado. São Paulo, São Paulo, Brasil.
- FREITAS, L. (2014). Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A. Dissertação de Mestrado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- GALERY, R. (2011). *Fragmentação de Minérios: Primeira Parte*. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- GN Solids Control. Mud Solids Control Equipment. Disponível em: <<http://oilfield.gnsolidscontrol.com/hydrocyclones-in-desander-and-desilter/>>. Acesso em: 02/10/2017.
- GUIMARÃES, N. (2011). Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas. Dissertação de mestrado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- JESUS, W. G. M.; OLIVEIRA, E. M.; DOMINGUES, G. M.; SOUZA, V. C. G.; KOPPE, J. C. Methods for crushing operational control. In: XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2015, Poço de Caldas. XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. São Paulo: Associação Brasileira de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, 2015. v. 2. p. 108-116.
- KING, R.P. (2001). *Modeling and simulation of mineral processing systems*. Editora Butterworth Heinemann. Woburn, MA, Estados Unidos
- KLOHN, S., STEPHENSON, D., & GRANADOS, H. (Janeiro de 2016). Constancia project process plant design and start up. Ottawa (Canadá): 48th Annual Conference of the Canadian Mineral Processors.
- KOPPE, J. C - FRAGCOM – Estudo sobre a fragmentação de rochas no desmonte e suas repercussões nas operações sequenciais até a planta de cominuição (2015).

- LANE, G., DAKIN, P., STEPHENSON, D., JOHNSON, A., & GRANADOS, H. (2015). The comminution circuit design for the Constancia Project. Setembro: SAG Conference.
- LENFLE, S., & MIDLER, C. (2009). The launch of innovative product-related services: Lessons from automotive telematics, *Research Policy*, 38(1), 156-169.
- LIMA, N., & VALADÃO, G. (2008). Avaliação do efeito de granulometria no processo de flotação. *Revista Escola de Minas*, 61.
- LUZ, A., SAMPAIO, J., & ALMEIDA, S. (2004). Tratamento de Minérios (4ª ed.). Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.
- LUZ, A., SAMPAIO, J., & FRANÇA, S. (2010). Tratamento de Minérios (5ª ed.). Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.
- MARQUES, M. (2010) – Apresentação interna Treinamento Flotação Inversa de Minério de Ferro - Vale S/A,
- MELO, C. (2010). Modelagem da classificação de minério de ferro em hidrociclones. Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.
- METSO MINERALS. (2005) Manual de Britagem. Sorocaba, SP: 6ª Edição, 2005.
- MONTENEGRO, L., SAVASSI, O., & PERES, A. (2011). Efeito das condições operacionais sobre a relação teor-recuperação na flotação de minérios de ferro. III, 178-182. Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.
- OUTOKUMPU, I. (2002). Grinding Technology [online]. Finlândia. Disponível na internet em: <<http://www.outokumpu.com/mineralprocessing/grind-1b.htm>>.
- OUTOKUMPU, II. (2002). Grinding Technology [online]. Finlândia. Disponível na internet em: <<https://www.outokumpu.com/mineralprocessing/grind-5a.htm>>
- PEREIRA, C. (1989). Moagem. In: A. PERES, C. PEREIRA, J. DA SILVA, & A. DE ARAUJO, Curso de Beneficiamento de Minérios (pp. 60-65). Belo Horizonte.
- PEREIRA, P. (2004). Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulferados de cobre. Dissertação de Mestrado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- RIBEIRO, E. (2011). Caracterização tecnológica de itabirito pobre compacto - "IPC" da mina casa de pedra. Dissertação de mestrado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- ROSE, D., MEADOWS, D. G., & WESTENDORF, M. (2016). Increasing SAG mill capacity at the Copper Mountain Mine through the addition of a pre-crushing circuit. Ottawa (Canadá): 48th Annual Conference of the Canadian Mineral Processors.
- SAMPAIO, J., OLIVEIRA, G., & SILVA, A. (2007). Ensaios de classificação em hidrociclone. Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, Brasil.

- SANTANA, D., & CHARBEL, P. (2009). Notas de aula do curso técnico de mineração. Tratamentod e minérios III, parte I. Goiás, Brasil.
- SANTOS, W. (2009). Rotas de processo para concentração de minérios itabiríticos e hematíticos da Mina de Fábrica. Dissertação de mestrado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- SATYRO, J. C. S. (2008) – Apostila do Curso Técnico de Mineração. Módulo Beneficiamento. Cidade Itabira – MG.
- STURM, R., DORNER, J., REDDIG, K., & SEIDELMANN, J. (2003). Simulation-based evaluation of the ramp-up behavior of waferfabs. *Advanced Semiconductor Manufacturing Conference and Workshop*, 1(1), 111-117.
- TAKEHARA, L., (2004). Caracterização geometalúrgica dos principais minérios de ferro brasileiros – fração sinter feed. Programa de pós-graduação em geociências, UFRGS, Porto Alegre.
- TERWIESCH, C., & BOHN, R. E. (2001). Learning and Process Improvement during Production Ramp-Up. *International Journal of Production Economics*, 70(1), 1-19.
- TURRER, H. (2007). Polímeros depressores na flotação de minério de ferro. Tese de doutorado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.
- VALADÃO, G., & ARAÚJO, A. (2007). Introdução do Tratamento de Minérios (1ª ed.). Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil: Editora UFMG.
- VASCONCELOS, J.A.; Brandão, P.R.G. e Lemos L.N. (2012). Estudos de Caracterização e Concentração de Itabirito Compacto do Complexo e Serra Azul, MG, *Tecnologia em Metalurgia, Materiais e Mineração*, v.9, n2, p.89-94, São Paulo
- VIEIRA, A. (2005). Efeito da granulometria na flotação de quartzo. Tese de doutorado. Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil.

ANEXOS

Tabela A.1– Dimensionamento do circuito de hematita/itabiritos friáveis

ID	Taxa		% sólido	Densidade	Teores (%)				Granulometria (%)			
	(t/h)	(%)	peso	real (t/m ³)	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	+ 8mm	+ 1mm	-0,15 mm	
1	Alimentação do peneiramento	991,33	100,00	92,00	4,63	63,57	6,97	0,71	0,047	36,27	53,50	33,88
2	Alimentação da britagem 4ª (préio britagem 5ª)	391,15	39,46	92,00	4,63	67,01	2,80	0,46	0,020	85,35	92,91	5,15
3	SF natural ou alim. da jigagem (fluxo < 8mm > 1mm)	201,34	20,31	90,00	4,63	66,69	2,85	0,55	0,030	12,77	81,90	4,95
4	US do peneiramento (fluxo < 1mm)	398,83	40,23	40,00	4,34	58,63	13,15	1,04	0,082	0,00	0,52	76,65
5	Descarga do brit. 4ª ou alim. do pen. da brita 4ª	845,29	85,27	92,00	4,34	67,01	2,80	0,46	0,020	50,84	74,38	14,93
6	Carga circulante na brit. 4ª	454,14	45,81	92,00	4,34	67,01	2,80	0,46	0,020	87,82	96,17	2,22
7	SF natural ou alim. da jigagem (pen. brit. 4ª)	221,23	22,32	92,00	4,34	66,87	3,00	0,43	0,020	13,98	85,76	4,28
8	US do peneiramento (fluxo < 1mm do pen. brit. 4ª)	169,93	17,14	40,00	4,87	67,19	2,54	0,49	0,020	0,00	1,33	62,76
9	SF Natural (-8+1mm)	422,57	42,63	92,00	4,85	66,78	2,93	0,49	0,025	13,41	83,92	4,60
10	-1.0mm Global (para circuito de moagem)	568,76	57,37	35,00	4,49	61,19	9,98	0,87	0,064	0,00	0,76	72,50
11	Alimentação da ciclonação (-1.0mm natural)	398,83	40,23	40,00	4,34	58,63	13,15	1,04	0,082	0,00	0,52	76,65
12	-0.150mm Natural (OF da ciclonação)	226,67	22,87	34,17	4,25	56,85	14,54	1,06	0,084	0,00	0,00	95,05
13	+0.150mm Natural (UF da ciclonação)	172,16	17,37	51,59	4,48	60,98	11,32	1,01	0,080	0,00	1,21	52,42
14	Alimentação do classificador espiral	169,93	17,14	40,00	4,87	67,19	2,54	0,49	0,020	0,00	1,33	62,76
15	-0.150mm Rebitado (OF do classificador espiral)	65,25	6,58	28,00	4,82	66,46	2,95	0,53	0,020	0,00	0,00	95,19
16	+0.150mm Rebitado (UF do classificador espiral)	104,67	10,56	54,58	4,91	67,65	2,29	0,46	0,020	0,00	2,15	42,54
17	Alimentação das peneiras de proteção Jones	276,84	27,93	45,00	4,63	63,50	7,90	0,80	0,057	0,00	1,57	48,68
18	OS das peneiras de proteção dos Jones	19,38	1,95	88,00	4,48	60,96	11,34	0,78	0,056	0,00	22,00	12,00
19	Alimentação HC de adensamento dos Jones	257,46	25,97	43,40	4,64	63,69	7,64	0,80	0,057	0,00	0,03	51,44
20	Concentrado do Jones	211,62	21,35	40,00	4,84	66,66	3,20	0,72	0,051	0,00	0,03	51,44
21	Rejeito do Jones	45,83	4,62	25,00	3,91	50,00	27,02	0,84	0,060	0,00	0,03	51,44
22	OF dos HC's de adensamento	9,38	0,95	0,90	-	-	-	-	-	0,00	0,03	51,44
23	Descarga do filtro de mesa horizontal ou SF3	211,62	21,35	90,00	4,84	66,66	3,20	0,72	0,051	0,00	0,03	51,44
24	Alimentação da deslamagem de hematita	291,93	29,45	25,00	4,36	59,00	11,95	0,94	0,070	0,00	0,00	95,08
25	OF da deslamagem (lama)	35,03	3,53	3,50	3,84	48,39	14,62	2,12	0,251	0,00	0,00	100,00
26	UF da deslamagem (alimentação dos jones de finos)	256,89	25,91	65,00	4,45	60,45	11,58	0,78	0,045	0,00	0,00	94,41
					66,74	3,02	0,57	0,034	8,93	55,93	20,23	

Tabela A.2– Resultado das simulações

Ciclones 26"				Ciclones 20"			
Malha (mm)	Alim.	OF	UF	Malha (mm)	Alim.	OF	UF
1.000	7.9	0.0	13.7	1.000	0.0	0.0	0.0
0.500	6.1	0.0	10.6	0.500	0.0	0.0	0.0
0.250	7.0	0.0	12.0	0.250	0.0	0.0	0.0
0.150	7.0	0.6	11.6	0.150	0.6	0.0	0.0
0.106	10.3	3.4	14.9	0.106	3.8	0.1	1.4
0.075	7.5	6.4	8.3	0.075	6.4	0.9	8.8
0.045	15.9	22.6	11.0	0.045	22.6	14.7	32.5
0.037	14.1	21.8	8.4	0.037	21.8	19.1	25.1
0.025	7.5	12.8	3.6	0.025	12.8	15.6	9.4
0.010	9.4	17.6	3.5	0.010	17.6	29.9	6.0
0.006	3.0	5.8	1.0	0.006	5.7	9.1	1.5
-0.006	4.3	8.4	1.4	-0.006	8.4	13.6	1.8
t/h	672.0	283.4	388.6	t/h	283.4	157.4	126.1
%	100.0	42.2	57.8	%	42.2	23.4	18.8
Ciclones 15"				Ciclones 6"			
Malha (mm)	Alim.	OF	UF	Malha (mm)	Alim.	OF	UF
1.000	0.0	0.0	0.0	1.000	0.0	0.0	0.0
0.500	0.0	0.0	0.0	0.500	0.0	0.0	0.0
0.250	0.0	0.0	0.0	0.250	0.0	0.0	0.0
0.150	0.0	0.0	0.0	0.150	0.0	0.0	0.0
0.106	0.1	0.0	0.2	0.106	0.0	0.0	0.0
0.075	0.9	0.0	1.9	0.075	0.0	0.0	0.0
0.045	14.7	2.3	29.3	0.045	2.3	0.0	6,1
0.037	19.1	6.3	34.2	0.037	6.3	0.1	16.6
0.025	15.6	12.7	19.0	0.025	12.7	2.0	30.5
0.010	26.9	40.5	11.0	0.010	40.5	43.1	36.3
0.006	9.1	14.8	2.4	0.006	14.8	19.6	6.7
-0.006	13.4	23.4	2.1	-0.006	23.4	35.2	3.8
t/h	157.4	85.0	72.4	t/h	85.0	53.2	31.8
%	23.4	12.6	10.8	%	13.7	7.9	4.7

Tabela A.3 - Teores de Fe (%) da alimentação e dos concentrados: *sínter e pellet feed*

	Circuito de hematita/itabiritos friáveis		Circuito de itabiritos compactos	
	Alimentação	<i>Sínter feed</i>	Alimentação	<i>Pellet feed</i>
out/15	59,97	62,71	48,78	64,00
nov/15	60,40	63,62	48,78	65,12
dez/15	59,51	63,54	48,69	65,63
jan/16	56,38	60,63	42,81	66,43
fev/16	55,23	61,90	41,68	63,21
mar/16	53,56	63,23	41,48	66,42
abr/16	54,54	62,91	41,73	67,41
mai/16	54,78	62,97	41,95	66,65
jun/16	54,38	63,16	42,03	66,12
jul/16	56,77	63,54	41,97	67,19
ago/16	55,69	63,37	41,94	66,88
set/16	55,73	64,50	42,11	67,02
out/16	58,71	63,45	42,06	67,28
nov/16	55,56	63,40	42,10	68,11
dez/16	54,80	62,93	42,11	67,81
jan/17	57,78	63,44	40,28	68,19

Tabela A.4 – Retido em 0,15mm (%) da alimentação da moagem e da flotação

Moagem	Grossos - L1	Grossos – L2	Grossos – L3	Finos
63,73	19,20	19,2	18,0	1,51
63,62	15,99	18,4	17,4	1,82
65,43	16,02	17,8	18,7	3,16
62,41	13,65	14,4	17,0	2,61
59,52	15,00	14,3	14,3	3,37
65,09	15,82	16,5	14,6	2,43
68,12	16,07	13,9	20,4	2,28
67,54	12,89	11,5	16,9	1,71
67,26	15,98	16,2	20,2	2,05
66,93	19,97	19,4	22,0	2,64
62,04	16,41	15,6	17,7	2,88
60,77	17,62	17,9	17,3	2,53
59,52	17,90	19,7	20,3	2,56
60,32	15,77	14,7	20,9	3,10
59,91	14,84	16,1	20,1	3,17
57,35	13,33	18,6	17,6	2,83
61,21	12,16	18,3	16,8	3,58
61,92	16,25	19,0	21,0	2,75
63,93	12,62	13,9	17,9	1,49
62,62	18,18	18,5	17,5	2,49
66,00	13,10	15,6	14,0	4,47
67,77	15,25	16,9	16,7	2,04
60,99	15,20	15,6	14,9	3,40
66,39	13,44	14,9	18,4	3,41
66,69	13,35	12,9	14,2	4,12
62,87	14,12	16,3	16,7	3,81
65,68	14,08	16,0	14,8	3,09
57,79	12,97	15,1	13,7	1,67
60,91	9,73	11,6	10,8	3,59