

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito
de britagem da Samarco Mineração S/A

Autor: Lamartine da Silva Freitas
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

2014

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas

Lamartine da Silva Freitas

Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A

Dissertação de mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica e de Minas.

Área de concentração: Tecnologia Mineral

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia

2014

DEDICATÓRIA

À minha mãe Semira pelo exemplo.

À minha esposa Carla pelo apoio.

Aos meus filhos Matheus e Mariana pelo amor e esperança.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a Deus e a todos pelo apoio na realização deste trabalho e em especial:

À SAMARCO Mineração S/A pelo subsídio e constante incentivo ao estudo e desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao professor Antônio Eduardo Clark Peres pela orientação, suporte e aprendizado.

A Marcos Gomes pela co-orientação.

A Rafael Rodrigues e à equipe de geologia pela execução das amostragens.

A Leônidas Pinto pela orientação para a preparação das amostras.

À PCM, em especial a Jucelino Santos, pela execução dos ensaios e análises laboratoriais.

À METSO *Minerals* pelos ensaios de fragmentação e peneiramento.

A João Pedro, Ivan Santos, Álvaro Resende, João Batista, Sérgio Vasconcelos, Mauro Carvalho, Geraldo Batisteli, Eduardo Perdigão e Alexandre Camilo pelo incentivo ao longo desta jornada.

A Elaine Luiza, estagiária da SAMARCO, pela disponibilidade e apoio na montagem deste trabalho.

A Herynson Nunes, companheiro de jornada, pela solidariedade e incentivo.

A João Paulo Melo e Edmar Fonseca, pelo apoio por disponibilizar o simulador de britagem.

Às equipes de produção e processo pelas discussões enriquecedoras, em especial a Olavo Honório, Ataíde Dias, Duílio Carvalho, Vladimir Figueiredo, Vitor Hugo Teixeira, Ronaldo Mendes, Vanderson Eney, Elias Fonseca, Paulo Mapa, Paulo Sérgio, João Bosco Pimenta, Gilberto Daniel.

A Luciano Simplício, Marcos Geraldo, Carlos Richardson, José Pereira, Rogério Cirilo, Fabrício Nascimento e suas respectivas equipes, também pelo apoio e incentivo.

À Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG) e CAPES/PROEX pela oportunidade de engrandecimento científico.

A todos que direta ou indiretamente colaboraram para execução deste trabalho.

Sumário

CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO	1
CAPÍTULO 2 – OBJETIVOS	2
CAPÍTULO 3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	3
3.1 – Minério de Ferro	3
3.1.1 – Hematita e Martita (Fe_2O_3)	3
3.1.2 – Goethita (FeO.OH).....	4
3.1.3 – Magnetita (Fe_3O_4).....	4
3.2 – Quadrilátero Ferrífero.....	5
3.2.1 – Geologia do Quadrilátero Ferrífero.....	5
3.3 – Mina de Alegria.....	6
3.3.1 – Tipos de Itabiritos presentes nas áreas de Alegria	9
3.3.1.1 – Itabirito martítico (IM).....	10
3.3.1.2 – Itabirito martítico-especularítico (IME).....	10
3.3.1.3 – Itabirito especularítico-martítico (IEM).....	10
3.3.1.4 – Itabirito especularítico-goethítico (IEG).....	11
3.3.1.5 – Itabirito martítico-especularítico-goethítico (IMEG).....	11
3.3.1.6 – Itabirito especularítico (IE)	11
3.3.1.7 – Itabirito anfíbolítico (IA).....	11
3.4 – Processo Produtivo da Samarco	13
3.4.1 – Processo Produtivo da Britagem I.....	15
3.4.1.1 – Transportador de correia de longa distância (TCLD)	15
3.4.1.2 – Circuito I	16
3.4.1.3 – Circuito II.....	18
3.4.2 – Processo Produtivo do Concentrador I.....	20
3.4.3 – Processo Produtivo da Britagem II	24
3.4.4 – Processo Produtivo do Concentrador II	26
3.5 – Cominuição.....	28
3.5.1 – Tipos de britadores	32
3.5.1.1 – Britador de mandíbulas	33
3.5.1.2 – Britador giratório.....	34

3.5.1.3 – Britador de impacto.....	35
3.5.1.4 – Britador de impacto vertical (BARMAC).....	36
3.5.1.5 – Britador cônico.....	36
3.5.1.6 – Britador de rolos.....	37
3.5.1.7 – Britador de rolo dentado.....	38
3.5.2 – Leis de fragmentação	38
3.5.2.1 – Leis de Rittinger.....	39
3.5.2.2 – Leis de Kick	40
3.5.2.3 – Leis de Bond	40
CAPÍTULO 4 – MATERIAIS E MÉTODOS	45
4.1 – Recursos Laboratoriais	45
4.2 – Obtenção e Procedência das amostras	45
4.3 – Preparação das Amostras	46
4.4 – Caracterização das Amostras	47
4.4.1 – Análise química.....	47
4.4.2 – Determinação de grau de liberação	47
4.4.3 – Análise granulométrica do ROM	47
4.5 – Testes Realizados	49
4.5.1 – Testes de britabilidade	49
4.5.2 – Índice de abrasão (<i>AI-BOND</i>)	50
4.5.3 – Índice de abrasividade e britabilidade (<i>MACON</i>)	51
4.5.4 – Índice de trabalho (<i>WI-BOND</i>)	52
4.5.5 – Teste densidade aparente e real	53
4.5.6 – Índice de capacidade volumétrica	53
4.5.7 – Índice de resistência	54
4.7.8 – Lamerabilidade.....	55
4.7.9 – Granulometria	55
4.5.10 – Teste de capacidade de peneiramento em peneira circular	55
4.6 – Simulação de Britagem	56
CAPÍTULO 5 – RESULTADOS	58
5.1 – Características das Amostras	58
5.2 – Determinação do Grau de Liberação	59

5.3 – Análise Granulométrica do ROM	59
5.4 – Teste de Britabilidade	60
5.5 – Análise Granulométrica do Teste de Britabilidade.....	62
5.6 – Teste de Peneiramento.....	62
5.6.1 – Amostra padrão.....	63
5.6.2 – Semi-compacto especularítico.....	64
5.6.3 – Semi-compacto não especularítico	64
5.6.4 – Compacto especularítico	65
5.6.5 – Compacto não especularítico	65
5.7 – Simulação de Britagem.....	66
5.7.1 – Amostra padrão	66
5.7.2 – Semi-compacto especularítico	67
5.7.3 – Semi-compacto não especularítico.....	68
5.7.4 – Compacto especularítico	69
5.7.5 – Compacto não especularítico	70
CAPÍTULO 6 – DISCUSSÕES	71
CAPÍTULO 7 – CONCLUSÃO	74
CAPÍTULO 8 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS.....	75
CAPÍTULO 9 – SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	76
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77

LISTA DE FIGURAS

Fig. 3.1 – Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco	14
Fig. 3.2 – Fluxograma da britagem I	20
Fig. 3.3 – Fluxograma da Usina de concentração I	24
Fig. 3.4 – Fluxograma da britagem II.....	26
Fig. 3.5 – Fluxograma da Usina de concentração II.....	27
Fig. 3.6 – Cominuição por compressão	29
Fig. 3.7 – Cominuição por impacto	29
Fig. 3.8 – Cominuição por abrasão e cisalhamento	29
Fig. 3.9 – Desenho esquemático de um britador de mandíbulas e seus componentes	34
Fig. 3.10 – Desenho esquemático de um britador giratório.....	35
Fig. 3.11 – Desenho esquemático de um britador de impacto.....	35
Fig. 3.12 – Desenho esquemático de um britador de impacto vertical.....	36
Fig. 3.13 – Desenho esquemático de um britador cônico hidráulico	37
Fig. 3.14 – Desenho esquemático de um britador de rolos.....	37
Fig. 3.15 – Desenho esquemático de um britador de rolos dentados	38
Fig. 3.16 – Equipamento para o <i>Drop Weight Test</i>	44
Fig. 4.1 – Amostra de minérios Itabiríticos	45
Fig. 4.2 – Fluxograma para caracterização tecnológica	48
Fig. 4.3 – Aparelho para testes de britabilidade	50
Fig. 4.4 – Aparelho para testes de abrasão	50
Fig. 4.5 – Aparelho para testes de britabilidade e abrasividade <i>MACON</i>	51
Fig. 4.6 – Moinhos de barras e bolas usadas em testes de <i>WI</i>	52
Fig. 4.7 – Proveta para testes de densidade aparente	53
Fig. 4.8 – Peneiras circulares para testes de peneiramento	56
Fig. 5.1 – Comparação entre as curvas granulométricas das amostras	60
Fig. 5.2 – Comparação entre as curvas granulométricas das amostras	62
Fig. 5.3 – Eficiência do peneiramento – Amostra padrão	63
Fig. 5.4 – Eficiência do peneiramento – Semi-compacto especularítico.....	64
Fig. 5.5 – Eficiência do peneiramento – Semi-compacto não especularítico.....	64
Fig. 5.6 – Eficiência do peneiramento – Compacto especularítico	65

Fig. 5.7 – Eficiência do peneiramento – Compacto não especularítico	65
Fig. 5.8 – Balanço de massa – Amostra padrão	66
Fig. 5.9 – Balanço de massa – Semi-compacto especularítico	67
Fig. 5.10 – Balanço de massa – Semi-compacto não especularítico	68
Fig. 5.11 – Balanço de massa – Compacto Especularítico	69
Fig. 5.12 – Balanço de massa – Compacto não especularítico	70
Fig. 5.13 – Taxa específica do peneiramento primário	71
Fig. 5.14 – Taxa específica de alimentação dos britadores primários	72
Fig. 5.15 – Taxa específica de alimentação dos britadores secundários	72
Fig. 5.16 – Taxa específica do peneiramento secundário	73
Fig. 5.17 – Taxa específica do peneiramento terciário	73

LISTA DE TABELAS

Tabela III.1 – As tipologias de minério de ferro da Mina de Alegria	9
Tabela III.2 – Características do concentrado produzido	27
Tabela III.3 – Classificação dos estágios de britagem.....	33
Tabela IV.1 – Participação dos minérios na mina de Alegria	46
Tabela IV.2 – Procedimentos para o teste de britabilidade	49
Tabela IV.3 – Valores de referência para o teste de abrasão <i>BOND</i>	51
Tabela IV.4 – Valores de referência para o teste de abrasão Macon	51
Tabela IV.5 – Valores de referência para o teste de britabilidade Macon	52
Tabela IV.6 – Valores de referência para o teste de índice de trabalho (<i>WI</i>).....	52
Tabela V.1 – Valores de referência para o teste de índice lameralidade.....	55
Tabela V.2 – Características químicas e físicas das amostras estudadas	59
Tabela V.3 – Grau de liberação	59
Tabela V.4 – Resultado dos testes de britabilidade	60
Tabela V.5 – Tempo de peneiramento(s) x umidade.....	63

RESUMO

As atuais reservas das Minas de Alegria pertencentes à Samarco Mineração S.A são compostas por quatro tipos de itabiritos, sendo eles friável, compacto especularítico, semi-compacto especularítico e semi-compacto não especularítico. Os itabiritos semi-compactos especularíticos ou não especularíticos e o compacto especularítico representam 37% da reserva somando 1,04 bilhões de toneladas.

Este trabalho buscou primeiramente conhecer as características químicas, granulométricas e o grau de liberação e, posteriormente, avaliar, a partir de testes de britabilidade e peneiramento, simulações de circuitos de britagem.

Neste trabalho, também foram abordados os itabiritos compactos não especularíticos, que foram considerados estéril desde 2013.

O circuito proposto testado foi o convencional da britagem do concentrador I.

Para tal, foram disponibilizadas 5 amostras classificadas como: itabirito compacto especularítico (+9,5mm > 80%), itabirito compacto não especularítico (+9,5mm > 80%), itabirito semi-compacto especularítico (+9,5mm > 60% a 80%), itabirito compacto não especularítico (+9,5mm > 60% a 80%) e uma amostra de itabirito friável denominada amostra padrão (+9,5mm < 40%).

Os estudos mostraram que os teores de ferro e grau de liberação são inferiores aos da amostra padrão e que as análises granulométricas apresentam uma divergência em relação àquelas da amostra padrão. Os minérios semi-compactos especularíticos ou não especularíticos e o compacto especularítico são exageradamente mais grosseiros.

Quanto aos testes de britabilidade e de peneiramento, os resultados mostraram que é praticamente impossível tratar os itabiritos semi-compactos especularíticos ou não especularíticos e o compacto especularítico separadamente na planta de britagem do concentrador I.

Palavras-chave: britagem, itabiritos semi-compactos, itabiritos compactos, itabiritos
especularíticos

ABSTRACT

At Samarco Mineração S.A. the present reserves of Alegria mines consist of four types of itabirite: friable, compact specularitic, semi compact specularitic, and semi compact non specularitic. The semi compact specularitic and non specularitic itabirites and the compact specularitic itabirite represent 37% of the reserves totalizing 1.04 billion tonnes.

The first target of this study was the determination of chemical characteristics, size distribution, and liberation degree of the samples. The next step was the evaluation, from crushability and screening tests, of simulations of crushing circuits.

The present work also addresses the compact non specularitic itabirites that were considered waste since 2013.

The proposed circuit for the tests was based on the conventional crushing circuit at concentrador I. Five samples were prepared, classified as compact specularitic itabirite (+9,5mm > 80%), compact non specularitic itabirite (+9,5mm > 80%) semi compact specularitic itabirite (+9,5mm > 60% to 80%), and a friable itabirite sample called standard or reference sample (+9,5mm <40%).

The results indicated that the iron content and the liberation degree of the problem samples are lower than the figures for the reference sample. The semi compact and compact specularitic itabirites and the non specularitic itabirites present a much coarser size distribution in comparison with the reference sample.

Regarding the crushability and screening tests, the results indicated that it is almost impossible to process semi compact specularitic or non specularitic itabirites and compact specularitic itabirites individually in the crushing plant of concentrador 1.

Keywords: crushing, semi-compact itabirites, compact itabirites, specularitic itabirites

CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO

O aumento da produção de minério de ferro, demandada por um mercado siderúrgico mundial em franco crescimento, tem levado as mineradoras à busca constante por melhor aproveitamento de suas reservas minerais. A progressiva redução de teores de ferro aliada ao aumento da compacidade de suas jazidas, somada às exigências cada vez mais rígidas do mercado e a necessidade de se alcançar custos de produção mais competitivos, fomentam o estudo de novas rotas para o beneficiamento de minério.

Dentro desse contexto, nos últimos anos, a Samarco vem investindo fortemente em pesquisa e desenvolvimento visando suportar aumentos de produção previstos com a expansão da mineração. O minério de ferro é de grande importância por ser o principal insumo para a indústria siderúrgica, ocupando posição de destaque no panorama da mineração brasileira.

Em 2011, o minério de ferro e seus concentrados ocuparam o primeiro lugar entre os produtos da pauta de exportações brasileiras, com total de U\$ 41.817 milhões, representando 16,33% do total do ano, em 2012, mesmo com uma queda de 25% do valor, continua na mesma posição entre os produtos de destaque com um total de US\$ 30.987 milhões, representando 12,77% do total do ano, conforme dados do Ministério do Desenvolvimento, Indústria e Comércio Exterior.

A quantidade estimada de itabiritos compactos e semi-compactos equivale a 37% (1,04 bilhões de toneladas) das reservas atuais. Desta forma o presente trabalho pretende contribuir para garantir o aproveitamento desses recursos, buscando avaliar um circuito de britagem no processamento de minérios itabiritos compactos e semi-compactos para melhor aproveitamento desses materiais.

A realização deste trabalho tem como finalidade a observação da influência de itabiritos compactos e semi-compactos, especular e não especular, em laboratório frente à opção de um circuito de britagem e peneiramento, estudando a melhor adequação granulométrica desses materiais através de diferentes testes de britagem e peneiramento capaz de fornecer resultados relativamente precisos para definição de um circuito de britagem.

CAPÍTULO 2 – OBJETIVOS

Estudar a caracterização de 5 amostras de minérios das Minas de Alegria da Samarco Mineração S/A, divididos em semi-compactos especularítico e não especularítico, compactos especularítico e não especularítico (+9,5mm >60% a 80%) e amostra padrão (+9,5mm <40%)

Pretende-se avaliar o comportamento em laboratório desses 5 materiais isoladamente frente à opção de um circuito de britagem, estudando a melhor adequação granulométrica desses materiais na alimentação dos concentradores.

O circuito a ser avaliado será o circuito convencional da britagem do concentrador I.

Além de conhecer as características químicas, granulométricas, determinar o grau de liberação do retido em +100# e realizar testes de capacidade de peneiramento e britabilidade.

CAPÍTULO 3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão da literatura técnica, compreendendo aspectos sobre minérios de ferro, geologia do Quadrilátero Ferrífero e da Mina de Alegria. São abordados, aspectos relevantes da Samarco Mineração S/A, tais como, o beneficiamento com ênfase em britagem. São apresentados, também, métodos específicos de redução de tamanho de partículas através da compressão, impacto e abrasão, principais tipos de britadores e as leis de cominuição onde as equações de Kick, Rittinger e Bond fornecem estimativas preliminares para cálculo de energia necessária às etapas de britagem, moagem e moagem fina, respectivamente.

3.1 - Minério de Ferro

O termo minério de ferro é utilizado para uma infinidade de materiais, não sendo possível associá-lo a um tipo específico. Do ponto de vista econômico pode-se dizer apenas que se refere a materiais que são explorados comercialmente em função do seu conteúdo de Ferro.

O ferro é o metal de transição mais abundante da crosta terrestre, é o quarto de todos os elementos. Também é abundante no Universo, havendo sido encontrados meteoritos que contêm este elemento. O ferro é encontrado em numerosos minerais, destacando-se a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4), a goethita $\text{FeO}(\text{OH})$, a siderita (FeCO_3), a pirita (FeS_2) e a ilmenita (FeTiO_3).

Os principais minerais portadores de ferro são apresentados a seguir (Dana, 1974).

3.1.1 - Hematita e Martita (Fe_2O_3):

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

3.1.2 - Goethita FeO (OH):

A goethita é um mineral muito comum e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico, sendo amplamente disseminado, como depósito em pântanos e fontes. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa da seguinte forma: 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água.

O manganês está muitas vezes presente em quantidades acima de 5,0%. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, que vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo-ouro.

As cavidades dos minérios de ferro são frequentemente preenchidas com uma fina camada de goethita, que apresenta bandamento coliforme ou mamilar. Essas camadas sugerem deposição coloidal e essa estrutura é conhecida como goethita metacoloidal. A origem coloidal da maior parte da goethita presente nos minérios de ferro é responsável por importantes relacionamentos geoquímicos.

Goethita-terrosa é o nome que se aplica aos hidróxidos de ferro hidratados, de baixa cristalinidade ou amorfos, representados pela fórmula $\text{FeO.OH.nH}_2\text{O}$. É formada em grãos altamente intemperizados, sendo produto da alteração de óxidos, sulfetos e silicatos de ferro. Pode ocorrer em formas maciças, como crostas, como preenchimento de cavidades estalactíticas e como capeamento de rochas.

3.1.3 - Magnetita (Fe₃O₄):

A magnetita é uma espinela (óxido duplo) e é componente essencial de muitas formações ferríferas. Em termos químicos, é usualmente considerada como Fe_3O_4 puro com 72,4% de ferro e 27,6% de oxigênio. No entanto, as magnetitas naturais, em virtude da extrema flexibilidade da estrutura atômica da espinela, contêm, usualmente, quantidades menores de elementos como Mg, Mn, Zn, Al, Ti e outros na sua estrutura. Quase que universalmente, a magnetita tende a apresentar granulação média, comumente muito mais grossa que quartzo,

hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alternam com camadas silicosas nas formações ferríferas. A oxidação a baixa temperatura, frequentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto, pseudomorfa da magnetita. A martitização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas, na produção dos minérios hematíticos.

3.2 – O Quadrilátero Ferrífero

3.2.1 - Geologia do Quadrilátero Ferrífero

A estrutura geológica regional do estado de Minas Gerais denominada Quadrilátero Ferrífero é considerada um dos mais importantes distritos de mineração de ferro do mundo (Fernandes 2003).

O Quadrilátero Ferrífero está localizado na borda sul do Cráton São Francisco e é constituído por rochas arqueanas do Supergrupo Rio das Velhas e paleoproterozóicas do Supergrupo Minas. O Supergrupo Minas (figura 3.1) por sua vez inclui quatro Grupos: Caraça, Itabira, Piracicaba e Sabará (Dorr, 1969).

Os minérios de ferro encontram-se hospedados em formações ferríferas bandadas (*Banded Iron Formations* - BIF), constituídas de itabiritos. O termo BIF é uma nomenclatura internacionalmente usada para designar sedimentos e metassedimentos químicos finamente bandados constituídos por alternância de chert ou quartzo e óxidos de ferro (James, 1954).

Dorr (1964) define o termo Itabirito como uma formação ferrífera de fácies óxidos, laminada e metamorfisada, na qual as bandas de chert ou jaspe, originais, foram recristalizadas como quartzo granular e o ferro está presente como hematita, magnetita ou martita.

O grupo Itabira, onde estão os Itabiritos se divide em uma unidade inferior, a Formação Cauê, onde predominam itabiritos, e uma superior, a Formação Gandarela, com rochas carbonáticas (dolomitos e mármore dolomíticos e calcíticos), filitos e formações ferríferas bandadas, não existindo uma nítida separação entre elas. As formações ferríferas bandadas com corpos de minério de alto teor, economicamente exploráveis, mais espessas, pertencem ao Supergrupo Minas, Formação Cauê. Nesta, ocorrem itabiritos, juntamente com hematita – filitos, filitos dolomíticos e mármore (Rosiere et al., 2001).

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

3.3 - Mina de Alegria

O complexo de Alegria compreende diversas minas que hoje são exploradas pela Samarco e VALE. A Samarco realizou sua lavra, no período de 1977 a 1992, em uma área conhecida como mina do Germano que era composta por um corpo de minério bastante homogêneo quanto à friabilidade e à composição mineralógica (essencialmente especularítica). Atualmente, a lavra da Samarco é realizada simultaneamente em 3 corpos de minério distintos, Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9. Essas áreas apresentam uma grande diversidade de minérios no que tange a teor de ferro, compacidade e principalmente a aspectos mineralógicos.

Dentro do pacote de rochas itabiríticas da jazida de Alegria, vários tipos de minério de acordo com o mineral-minério predominante foram identificados e classificados por Hasui et al (1993) para as minas do Complexo Alegria. Foram utilizados critérios para diferenciação dos diversos tipos, baseados na identificação do mineral predominante, como já citado, e também

nas características físicas dos minérios, tomando por base o tamanho da abertura de peneira de 9,52 mm.

Dessa forma, os itabiritos passaram a ser identificados como itabiritos martíticos, especularíticos, goethíticos ou magnetíticos, conforme o mineral predominante. Os itabiritos portadores de pseudomorfos de anfibólio foram identificados como anfibolíticos. Quanto à compactidade, os itabiritos foram adjetivados como friáveis semi compactos ou compactos, conforme a porcentagem retida na abertura de peneira de 9,52mm, (Itabirito compacto especularítico (+3/8" > 80%), itabirito compacto não especularítico (+3/8" > 80%), itabirito semi compacto especularítico (+3/8" > 60% a 80%), itabirito compacto não especularítico (+3/8" > 60% a 80%) e uma amostra padrão de itabirito (+3/8" <40%). Esses critérios refletem localizadamente, a natureza e intensidade dos processos geológicos geradores dos minérios e, portanto, essa classificação tem um caráter geológico estrutural.

Posteriormente, com base em informações de análises químicas, físicas e mineralógicas, obtidas através de novos furos de sondagem, foi observado que, embora exista a predominância de um mineral sobre os outros, é comum a presença de um segundo e, às vezes, um terceiro mineral com percentuais elevados. Essa associação confere ao minério características químicas e comportamento nos processos bastante diferentes daqueles relativos aos minérios com franco predomínio de um mineral.

(Rocha 2005) classificou os minérios de ferro das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 em diversos tipos de minérios itabiríticos. Em Alegria 3/4/5 ocorrem no topo da formação ferrífera: 1) itabiritos anfibolíticos e dolomíticos alterados; 2) itabiritos silicosos friáveis do tipo "chapinha", com composição mineralógica variando de especularítico martítico a martítico-especularítico e podendo apresentar quantidades consideráveis de goethita; 3) itabiritos especularíticos; 4) itabiritos martíticos-goethíticos; 5) itabiritos magnetíticos; 6) itabiríticos goethíticos; 7) itabiríticos especularíticos-goethíticos e 8) itabiríticos martítico-especularítico-goethíticos.

A área de Alegria 1/2/6 pode ser dividida, em termos de predominância de tipos de minério, em duas subáreas. Em Alegria 2, ocorrem itabiritos especularíticos, especularítico-goethíticos

e, em menor proporção, itabiritos martílicos-especularítico- goethíticos e martílicos-goethíticos. Nessa área, ocorre grande lente de hematita compacta, circundada por porções de hematita friável a pulverulenta (brechas), que aflora na topografia atual da mina e se estende, em profundidade, por mais de 100m.

Entre as áreas de Alegria 2 e Alegria 1/6, ocorre uma camada espessa de itabirito anfibolítico argiloso em contato direto (basal) com a lente de hematita descrita acima. Na área de Alegria 1/6, predominam os itabiritos martítico-especularítico-goethíticos, itabiritos martítico-goethíticos, itabiríticos anfibolíticos e itabiritos magnetíticos.

A área de Alegria 9, de forma geral, apresenta os itabiritos que podem ser agrupados em três domínios geológicos-tipológicos distintos: o primeiro localizado a oeste, onde se encontram os itabiritos menos hidratados e, portanto, mais specularíticos (martílicos-especularíticos e specularíticos-martílicos). O segundo, localizado na região mais central, é composto principalmente por itabiritos anfibolíticos, martílicos-goethíticos e martílicos, sendo então um domínio mais hidratado e onde a specularita está praticamente ausente. No terceiro domínio, localizado a leste, a specularita volta a estar presente em grandes proporções podendo chegar a ser o único mineral predominante.

A tabela I apresenta as tipologias de minério de ferro da Mina de Alegria com enfoque na mineralogia.

Tabela III.1 - As tipologias de minério de ferro da Mina de Alegria (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

COMPOSIÇÃO MINERALOGICA DOS MINÉRIOS DE FERRO DAS MINAS DE ALEGRIA				
1/2/3				
MINERALOGIA	TIPOLOGIA			
	M/G	M/E/G	G/M	A
PERCENTUAL DE HEMATITA POROSA	70,8	49,7	37,3	46
PERCENTUAL DE HEMATITA ESPECULAR	4,7	29,3	12,3	2,3
PERCENTUAL DE GOETHITA	22,1	17,8	23,9	44,7
PERCENTUAL DE MAGNETITA	2,3	3,2	26,4	7

COMPOSIÇÃO MINERALOGICA DOS MINÉRIOS DE FERRO DAS MINAS DE ALEGRIA						
4/5/6						
MINERALOGIA	TIPOLOGIA					
	M/G	M/E/G	G/M	E/M/G	E/G/M	E
PERCENTUAL DE HEMATITA POROSA	66,2	51,9	40,1	38,6	26	3,8
PERCENTUAL DE HEMATITA ESPECULAR	6,7	35,7	14,2	49,2	45,3	93,7
PERCENTUAL DE GOETHITA	26	11,2	42,2	11,3	27,9	2,5
PERCENTUAL DE MAGNETITA	1,1	1,2	3,5	0,9	0,8	0

COMPOSIÇÃO MINERALOGICA DOS MINÉRIOS DE FERRO DAS MINAS DE ALEGRIA 9						
MINERALOGIA	TIPOLOGIA					
	M/G	M	M/E	A	E/M1	E/M2
PERCENTUAL DE HEMATITA POROSA	60,3	86,4	56,5	56,6	33,9	36,1
PERCENTUAL DE HEMATITA ESPECULAR	9,4	4,1	37,2	0,6	56,4	56,2
PERCENTUAL DE GOETHITA	28,7	7,4	5,9	42	8,8	7
PERCENTUAL DE MAGNETITA	1,6	2,1	0,4	0,8	0,9	0,7

Onde:

A	ANFIBOLÍTICO
E	ESPECULARÍTICO
G	GOETHÍTICO
M	MARTÍTICO

3.3.1 - Tipos de itabirito presentes nas áreas de Alegria

De forma geral, a descrição dos tipos de itabirito presentes nas áreas das minas de Alegria é descrita a seguir:

3.3.1.1 - Itabirito martítico (IM)

Macroscopicamente, esse tipo normalmente apresenta coloração cinza escuro fosca, podendo apresentar intercalações de lâminas avermelhadas (hematita alterada). Caracteriza-se pela presença de martita como mineral-minério predominante, proveniente da alteração da magnetita. A goethita, a especularita e a magnetita estão presentes em porcentagens inferiores a 15%. O mineral da ganga é principalmente o quartzo. Apresenta densidade média de 2,34g/cm³ para Alegria 9 e 2,50g/cm³ para Alegria 3/4/5. Usualmente é friável podendo localmente estar pulverulento. Está presente em praticamente todas as áreas de Alegria.

3.3.1.2 - Itabirito martítico-especularítico (IME)

Apresenta coloração variando de cinza a cinza azulada brilhante. Caracteriza-se pela presença de martita e especularita sendo a primeira mais abundante que a segunda.

Normalmente a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral da ganga é principalmente o quartzo, podendo conter quantidades pequenas de caulinita. É um tipo muito expressivo na área de Alegria 9 estando normalmente friável e apresentando densidade média 2,59g/cm³.

3.3.1.3 - Itabirito especularítico-martítico (IEM)

Rocha de coloração cinza azulada brilhante. Que a olho nu, diferencia-se do IME, descrito anteriormente, pelo brilho um pouco mais intenso indicando a maior abundância da especularita relativamente à martita. É o inverso do itabirito martítico especularítico. Neste caso, caracteriza-se pela presença de especularita e martita, sendo a primeira mais abundante que a segunda. Normalmente a goethita está presente em porcentagens inferiores a 15% e a magnetita está sob a forma de traços. O mineral da ganga é principalmente o quartzo e, como os itabiritos IME, pode apresentar quantidades pequenas de caulinita. Está presente em praticamente todas as áreas excetuando-se Alegria 1/26. A sua densidade média varia de 2,59g/cm³ em

Alegria 9 e $2,50\text{g/cm}^3$ em Alegria 3/4/5 e apresenta-se principalmente friável.

3.3.1.4 - Itabirito especularítico-goethítico (IEG)

Apresenta coloração cinza amarronzada um pouco brilhante. É constituído de especularita e goethita. A martita apresenta-se em quantidade inferior a 15%. Em algumas amostras foi constatada a presença significativa de magnetita (entre 15% e 40%). Apresenta quartzo como principal mineral da ganga. A densidade média desse tipo é de $2,93\text{g/cm}^3$, normalmente está friável e está presente em Alegria 1/2/6.

3.3.1.5 - Itabirito martítico-especularítico-goethítico (IMEG)

Sua coloração é cinza um pouco amarronzada. Diferentemente dos outros tipos, este itabirito é constituído pelos três minerais: especularita, martita e goethita. Os três constituintes mineralógicos apresentam-se em quantidades semelhantes. O quartzo é o principal mineral da ganga. É um tipo presente em Alegria 3/4/5 e Alegria 1/2/6. Normalmente é friável podendo estar localmente compacto. Sua densidade média varia de $2,60\text{g/cm}^3$ em Alegria 1/2/6 a $2,79\text{g/cm}^3$ em Alegria 3/4/5. Quando a especularita está um pouco mais abundante que os demais constituintes, a densidade média passa a $2,93\text{g/cm}^3$ (Alegria 3/4/5).

3.3.1.6 - Itabirito especularítico (IE)

Trata-se de um tipo predominantemente especularítico de coloração azul brilhante. A especularita está presente em quantidades superiores a 75%. Os outros 25% restantes são constituídos por martita e goethita. O mineral da ganga é principalmente o quartzo, podendo conter quantidades variáveis de caulinita. Está presente em Alegria 3/4/5 não sendo muito abundante. É normalmente pulverulento e apresenta densidade média $3,44\text{g/cm}^3$.

3.3.1.7 - Itabirito anfibolítico (IA)

É um tipo abundante nas três áreas e é reconhecido pela presença de anfibólios alterados a goethita e, menos frequentemente, a quartzo, além da sua coloração típica castanha (ocre)

acinzentada. Além dos pseudomorfos de anfibólio, podem estar presentes ainda martita, goethita botrioidal, goethita terrosa, especularita e magnetita.

A goethita (pseudomorfa + botrioidal + terrosa) e a martita são os minerais essenciais desta rocha. Ora a goethita é o mineral predominante, ora a martita o é. Quanto à especularita e à magnetita, estas estão presentes em menor proporção.

O principal mineral da ganga é o quartzo, que segundo Souza Junior (1994), apresenta-se liberado em todas as faixas granulométricas inferiores a 0,149mm (100#).

Normalmente, os itabiritos anfibolíticos apresentam altos teores de P e Al (reportado como Al_2O_3). Por terem a goethita como um dos principais minerais apresenta também um alto grau de PPC (perda por calcinação). Uma vez que até o presente momento não foram identificados minerais portadores de fósforo, como é o caso dos fosfatos, a presença do P está associada principalmente aos minerais hidratados de ferro (goethita). Isso foi determinado por Rabelo (1994) que estudou a localização desse elemento nos minérios de ferro da Mina de Alegria 3/4/5 e posteriormente comprovado por Souza Junior (1994) em seus estudos nos itabiritos anfibolíticos de Alegria. Ambos utilizaram, principalmente, a microscopia óptica e a microscopia eletrônica de varredura com microanalisador EDS para auxiliar na localização desse fósforo. O mesmo pode ser dito do alumínio, quando não são observados minerais portadores deste elemento (i.e. caulinita e mica) (Rocha, 1997).

Essa rocha pode apresentar-se friável ou compacta e apresenta densidade média variando de 2,15g/cm³ em Alegria 3/4/5 e Alegria 9 e 2,24g/cm³ em Alegria 1/2/6.

Os silicatos de ferro da série cummingtonita-grunerita, pseudomorfizados para goethita, representam o mineral dominante dos itabiritos anfibolíticos. O hábito fibroso e acicular bem desenvolvido, assim como o alto conteúdo em ferro e baixo em alumínio, sugerem tratar-se do membro final rico em ferro (teores da ordem de 70 a 90%) – a grunerita.

3.4 - Processo Produtivo da Samarco

As atividades de lavra, beneficiamento, transporte, pelotização e embarque são realizadas de forma integrada entre a unidade de Germano, em Mariana, MG e a unidade de Ponta Ubu, em Anchieta, ES. Dessa forma o concentrado de minério de ferro produzido é transportado, em forma de polpa, por dois minerodutos de 396 km de extensão, ligando as duas unidades.

O controle acionário da Samarco é exercido igualmente pela VALE e pela BHP-Billiton Brasil, que faz parte do grupo anglo-australiano BHP Billiton.

A figura 3.1 mostra o fluxograma geral da Samarco desde a mina, passando pelo beneficiamento, onde encontram-se as instalações de britagem, pelas usinas de concentração, pelo mineroduto até chegar à usina de pelotização, compreendendo ainda o pátio de estocagem e o porto.

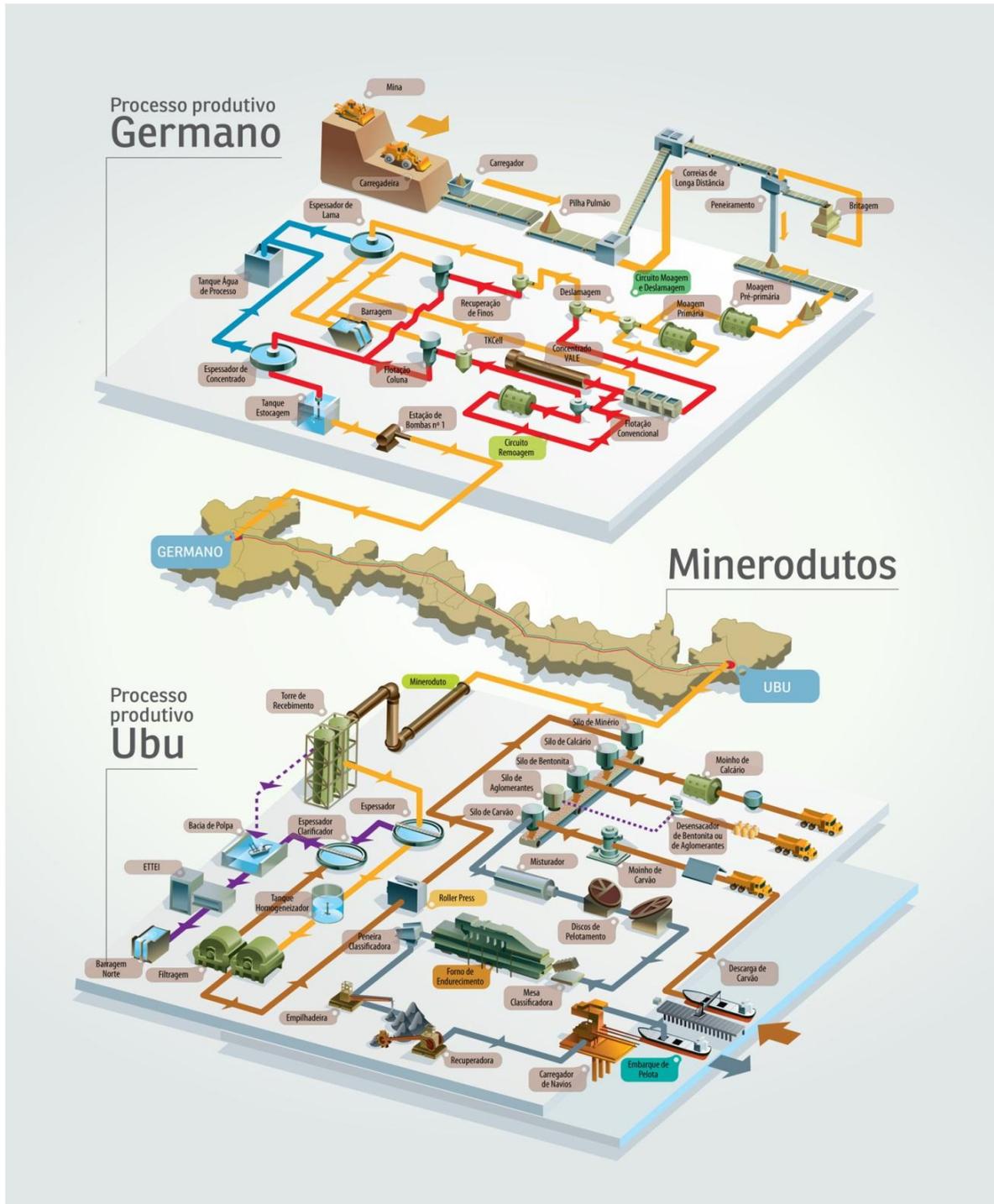


Figura 3.1: Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco. (Fonte: INTRANET SAMARCO)

3.4.1 - Processo Produtivo da Britagem I

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5, Alegria 9 e Fazendão é conduzido, através de dois sistemas de correias transportadoras (TCLD) com 5,4 km e 1,9 km cada, até as instalações de britagem. O sistema TCLD é dividido em Sistema Sul, Sistema Norte e Fazendão, enquanto a Britagem divide-se em Peneiramento Primário (Circuito I), Britagem Primária e Britagem Secundária (Circuito II).

3.4.1.1 – Transportador de Correia de Longa Distância (TCLD)

O sistema de TCLD tem a função de transportar o R.O.M. (minério com granulometria abaixo 150,0 mm) até as usinas de beneficiamento.

Estocado em pilhas cônicas, o minério é alimentado em uma correia por alimentadores de placa, ambos situados sob a pilha de R.O.M.

O Sistema Norte é responsável pelo transporte do minério proveniente das minas de Alegria 01 a 06 e também de Fazendão. É composto por três alimentadores de placa e quatro correias transportadoras e um desviador de fluxo.

Dois alimentadores de placas possuem capacidade instalada de 2.000tmn/h enquanto o terceiro alimentador de placa possui capacidade instalada de 2.500tmn/h.

Uma correia coletora que se situa no túnel sob a pilha de R.O.M. recebe o minério dos alimentadores de placa, com capacidade nominal de 3.625tmn/h, é responsável por alimentar as duas usinas de beneficiamento. O minério é transferido para a Britagem I e II. Uma outra correia coletora além de receber o R.O.M. recebe também o minério de Fazendão, possui capacidade de projeto de 3.810tmn/h.

O Sistema Sul, também chamado de Alegria Sul ou Alegria 09, é responsável por alimentar as usinas de beneficiamento I e II com o minério das minas de Alegria 08 e 09.

O sistema é composto por dois alimentadores de placa, três correias transportadoras e um desviador de fluxo. Os alimentadores de placas possuem, cada um, capacidade instalada de 2.500tmn/h.

Uma correia coletora que se situa no túnel sob a pilha de R.O.M. recebe o minério dos alimentadores de placa, com capacidade nominal de 3.480tmn/h e é responsável por alimentar as duas usinas de beneficiamento. Como no Sistema Norte, o minério é distribuído para duas correias que alimentarão a britagem I e II.

O Sistema de Fazendão é responsável por receber o minério comprado da VALE, da Mina de Fazendão, e transportá-lo para as usinas de beneficiamento, o minério, antes de ser transportado, é processado em um sistema de britagem móvel (*lokotrack*) e estocado em uma pilha cônica. Essa parte do processo é de responsabilidade da mina.

O sistema é composto por dois alimentadores de placa, duas correias transportadoras e um desviador de fluxo. É o único sistema que não alimenta diretamente as plantas. Um desviador alimenta as correias da Britagem I e II pertencente ao Sistema Norte

Os alimentadores de placa situam-se sob a pilha de minério de Fazendão, e possuem capacidade instalada de 2.500tmn/h e a correia transportadora capacidade instalada de 2.166tmn/h.

3.4.1.2 - Circuito I

O Circuito I é o sistema responsável pela primeira classificação do minério, que é dividido em três sub-circuitos. Alimentação da Britagem, Peneiramento Primário e Produção da Britagem.

A Alimentação da Britagem tem como objetivo finalizar o transporte do minério oriundo da mina para dentro do prédio da Britagem, descarregando o R.O.M. em um silo. O silo 01 é um silo retangular dividido em quatro células. Cada célula alimenta uma linha de peneiramento.

Composto por quatro linhas de peneiramento, o peneiramento primário é a primeira etapa de classificação do minério. Cada uma das quatro linhas é composta por um alimentador de

correia, duas peneiras vibratórias (em série) e correias transportadoras. Uma dessas correias transportadoras descarrega o material na pilha de *oversize* ou pilha de regularização.

Os alimentadores de correia recebem o minério do silo 01 através de *shut's* e descarregam na série de peneiras vibratórias da mesma forma. Com 6 m de comprimento e 60" de largura, possuem capacidade instalada de 1.112tmn/h.

Cada série de peneiras vibratórias é composta por uma peneira do tipo banana, dotada de movimento circular, com sete inclinações diferentes (35°, 30°, 25°, 20°, 15°, 10° e 5°, da cabeceira para a descarga) e com dimensões 2,40 x 6,10m, composta por dois *decks*. O primeiro *deck*, com a função de aliviar a carga de material incidente no segundo *deck* e melhorar a eficiência do peneiramento, é equipado com telas de borracha. As telas de borracha possuem aberturas diferentes, de acordo com a posição da tela no quadro. Essas aberturas são de 38,0 x 55,0mm, 38,0 x 38,0mm, 25,0 x 35,0mm e 25,0 x 25,0mm, da cabeceira para a descarga. O segundo *deck* é equipado com telas de aço, autolimpantes, com aberturas de 1/2". Sua função é peneirar todo o minério com granulometria abaixo de 12,7mm, melhorando a eficiência nos processos subsequentes.

A outra peneira da série é uma peneira do tipo convencional, também dotada de movimento circular, com 20° de inclinação e dimensões 2,40 x 6,10m, composta por dois *decks*. O segundo *deck* tem a função de eliminar finos do circuito de britagem (Circuito II). Outra semelhança é o material de composição das telas. O primeiro *deck* é dotado de telas de borracha, com malha quadrada de 25,0 x 25,0mm, enquanto o segundo *deck* é composto por telas de aço com aberturas idênticas as peneiras banana (1/2").

Dessa forma, o peneiramento primário gera dois produtos. O material retido nos dois *decks* das peneiras ($>1/2''$), denominado *oversize*, e o passante nos dois *decks* das peneiras ($<1/2''$), denominado *undersize*.

O *oversize* é descarregado em pilha de regularização. A pilha de regularização é uma pilha cônica que recebe o material classificado como *oversize* ($>1/2''$) no peneiramento primário. Posteriormente, esse material é alimentado no Circuito II por dois alimentadores de placa,

para que o minério seja britado até atingir a granulometria necessária para os processos subsequentes.

O *undersize* do peneiramento primário material (<1/2”) é descarregado em uma correia que também recebe todo o material (<1/2”) das britagens primária e secundária.

A produção da britagem é composta por três correias transportadoras e a pilha pulmão que alimenta a usina, também chamada de pilha do *tripper-car*.

A primeira correia recebe todo o produto final da Britagem I, ou seja, o material com granulometria abaixo de 1/2”, proveniente do Peneiramento Primário, a segunda correia recebe o material das britagem primária e secundária. Com capacidade de projeto de 4.500tmn/h.

A outra correia do sistema é uma correia única na britagem, já que ela faz parte do conjunto do *tripper-car*. Este sistema é responsável por alimentar as quatro linhas da pilha pulmão, compreende um “carro” sobre trilhos, composto, basicamente, por uma correia transportadora e um *shut*, e a pilha pulmão que alimenta o Concentrador I. O “carro” translada horizontalmente, e estoca o material na pilha.

A pilha pulmão, ou do *tripper-car*, é uma pilha longitudinal com capacidade para estocar 20.000tmn de minério. Sua área útil é de 50% (10.000tmn). A retomada do material é realizada por quatro alimentadores rotativos, situados sob a *pilha do tripper-car*. Os alimentadores rotativos transladam horizontalmente na direção de menor comprimento e podem retomar até 1.100tmn/h.

3.4.1.3 - Circuito II

O Circuito II tem a função de reduzir a granulometria do minério retido nos dois *decks* do peneiramento primário, para que este esteja na granulometria adequada para alimentar o concentrador. Ele será descrito em duas partes, Britagem Primária e Britagem Secundária.

O processo da britagem se inicia pela retomada da pilha de regularização por dois alimentadores de placas, que descarrega em um silo. O silo 02 é um silo retangular, dividido em duas células.

Abaixo do silo 02, existem dois alimentadores de correia que fazem a retomada de material do silo e alimentam duas peneiras vibratórias do tipo modular. Os alimentadores de correia possuem capacidade instalada de 1.524tmn/h.

As peneiras são inclinadas de 20°, com dimensões 2,40 x 6,10m e dotadas de movimento linear. Elas são compostas por dois *decks*. O primeiro possui telas de borracha com abertura de 30,0 mm, enquanto o segundo possui telas de aço, autolimpantes, com abertura de 9,5mm.

As peneiras geram três produtos: o retido no primeiro *deck* (>30,0 mm), o retido no segundo *deck* (< 30,0mm e > 9,5 mm) e o passante nos dois *decks* (< 9,5mm). O *oversize* do primeiro *deck* alimenta os britadores primários, o *oversize* do segundo *deck* alimenta o silo 03 e o *undersize* compõe a produção da Britagem.

O *oversize* do primeiro *deck* da peneira alimenta o britador primário. Os britadores primários são britadores cônicos, da série *Nordberg*, com capacidade de produção 350 tmn/h, cada. Eles operam com abertura entre 22,0 e 25,0mm e o minério britado, principalmente por compressão, fechando circuito no silo 02.

A britagem secundária recebe o *oversize* do segundo *deck* é descarregado no silo 03. O silo 03, assim como os silos 01 e 02, é um silo retangular, porém dividido em três células.

O material estocado no silo 03 é retomado por três alimentadores de correia. Os alimentadores de correia com capacidade de 510tmn/h. Cada alimentador de correia alimenta um britador de impacto vertical (VSI), da série *Barmac*, com a principal forma de cominuição o impacto e capacidade de produção de 350 tmn/h, cada. O impacto se dá do material com a parede do britador e também material com material, caso o sistema de cascata seja utilizado. O produto dos *Barmac's* é descarregado em três peneiras vibratórias do tipo convencional, com dimensões de 1,80 x 4,90m, inclinação de 12° e composta por dois *decks*. O primeiro com

telas de borracha na cabeceira (dois lances) e telas de aço, autolimpantes, no restante, de 16,0mm, com a função de alívio; e o segundo, com telas de aço, autolimpantes, de 9,5mm, com o corte desejado para as operações subsequentes. O retido nos dois *decks* (> 9,5mm), ou *oversize*, é descarregado em uma correia e recirculado no sistema, fechando o circuito. Enquanto o passante nos dois *decks*, ou *undersize*, é lançado em uma correia que compõe a produção da britagem tem capacidade instalada de 1.512tmn/h. Ela é a correia responsável por receber o produto do Circuito II (material com granulometria abaixo de 9,5mm).

O produto final da britagem constitui a alimentação do circuito da moagem pré-primária, etapa na qual se inicia o processo da usina de concentração. Esse minério é estocado em uma pilha com capacidade de até 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos, sendo que cada par de alimentadores alimenta um moinho pré-primário.

Todo o processo da britagem está mostrado no fluxograma da figura 3.2.

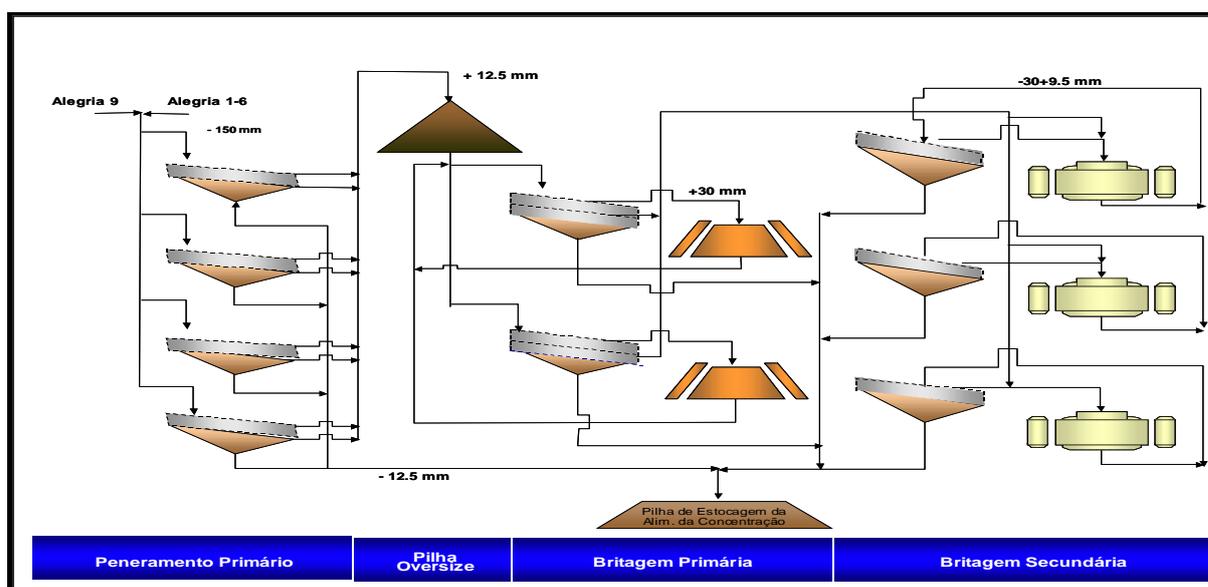


Figura 3.2: Fluxograma da britagem I. (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

3.4.2 - Processo Produtivo do Concentrador I

Os moinhos pré-primários possuem as seguintes dimensões: 5,18m de diâmetro e 8,53m de comprimento (17' x 28'). A potência de cada moinho é 3730 kW.

O produto dos pré-moinhos, que trabalham em circuito aberto, tem aproximadamente 30% retido em 150 μ m, e alimenta uma segunda etapa de moagem da usina de concentração, a moagem primária. Cada moinho pré-primário alimenta dois moinhos primários (um moinho por linha), que são moinhos de 4,27m de diâmetro por 5,18m de comprimento (14' x 17') e potência de 1430kW.

Os moinhos primários operam em circuito fechado reverso e para tanto é utilizada uma bateria com 6 ciclones de 660,4mm (26") de diâmetro para cada moinho desses, o produto das duas primeiras etapas de moagem tem entre 8 e 15% do material retido em 150 μ m.

O produto dessas etapas de moagem (*overflow* dos ciclones primários) alimenta a deslamagem, que é efetuada em três estágios de ciclonagem. O objetivo dessa etapa é retirar o material ultrafino, ou seja, menor que 10 μ m, que é prejudicial ao processo de flotação. Para maior eficiência desse processo é feito um ajuste no pH da polpa (para aproximadamente 9,2) através da adição de hidróxido de sódio o que leva a uma maior dispersão das partículas facilitando assim a classificação por tamanhos.

Na primeira etapa de deslamagem é utilizada uma bateria com onze ciclones de 381mm (15") de diâmetro por linha. O *underflow* desses ciclones alimenta o segundo estágio e o *overflow* alimenta o terceiro estágio.

Na segunda etapa de deslamagem é utilizado uma bateria com treze ciclones de 54mm (10") de diâmetro por linha e na terceira etapa de deslamagem são utilizadas quatro baterias com dezoito ciclones de 101,6mm (4") de diâmetro por linha.

O *underflow* da segunda etapa de deslamagem alimenta a etapa de flotação convencional, denominado circuito de grossos e o *underflow* da terceira etapa alimenta uma etapa de flotação em colunas denominado circuito de finos, o *overflow* da segunda etapa de deslamagem juntamente com o *overflow* da terceira etapa é lama que vai alimentar dois espessadores de lamas, um com 59m de diâmetro e um segundo com 79m de diâmetro.

O processo de flotação realizado na usina de concentração é catiônico reverso sendo realizado em dois diferentes circuitos: um para partículas finas e o outro para as partículas grossas.

As máquinas utilizadas nestes dois circuitos são células mecânicas da *WEMCO* (56 células de 14,16m³ distribuídas em 4 linhas) internamente denominadas células convencionais; células mecânicas da *Outokumpu* (3 tanques de 160m³), denominadas “*Tank Cells*”, e colunas de flotação (3 colunas de 140m³).

No circuito de grossos o material processado é o *underflow* do segundo estágio de deslamagem. Este material, que é direcionado inicialmente para os tanques de condicionamento da flotação convencional, recebe a adição do amido gelatinizado. Por transbordo este material alimenta um banco células *rougher*. Neste ponto é adicionada amina. O concentrado da etapa *rougher* alimenta um banco de células *cleaner* e o concentrado desta outra alimenta uma etapa *re-cleaner*. O rejeito das etapas *rougher* e *cleaner* alimenta a etapa *scavenger*. O concentrado da etapa *scavenger* se junta com o rejeito da etapa *re-cleaner* e retornam para a alimentação como carga circulante. O rejeito *scavenger* é o rejeito final da etapa de flotação convencional e o concentrado da etapa *re-cleaner* o concentrado final desta etapa.

O concentrado da flotação convencional é remoído em um circuito composto por três moinhos de 5,18m de diâmetro por 10,36m de comprimento (17' x 34') que operam em circuito aberto. O produto desta etapa de moagem alimenta um segundo estágio de flotação que é denominado internamente de “*Tank Cell*”.

Nesse estágio a flotação é realizada em três células tanque de 160m³ cada. Essas células operam em um circuito composto por uma etapa *rougher*, uma etapa *cleaner* e uma etapa *re-cleaner*. O concentrado *rougher* alimenta a etapa *cleaner* e o concentrado da etapa *re-cleaner* é o concentrado final deste estágio de flotação. O rejeito *rougher*, *cleaner* e *re-cleaner* alimenta uma coluna circular de 3,7m de diâmetro e 13,6m de altura, o concentrado desta etapa constitui a carga circulante do circuito e o rejeito é o rejeito final da flotação em “*Tank Cells*”.

No circuito de finos o material processado é o *underflow* do terceiro estágio de deslamagem que, assim como nas outras etapas de flotação, recebe a adição de amido e de amina.

A flotação desse material é realizada em uma etapa *rougher*, uma etapa *cleaner*, uma etapa *recleaner* e uma etapa *scavenger*. A etapa *rougher* é realizada em três colunas retangulares com dimensões de 3,0m x 6,0m e 13,6m de altura. O rejeito dessas colunas juntamente com o rejeito da planta de finos é rejeito final da etapa do circuito de finos. O concentrado da etapa *rougher* alimenta a etapa *cleaner*, essa etapa é composta por outras duas colunas retangulares de 3m x 4m e 13,6m de altura. O rejeito dessa etapa alimenta a planta de recuperação de finos em duas colunas retangulares, uma *rougher* de 4m x 3m e 12m e uma *cleaner* de 3m x 2m e 12m de altura respectivamente. O concentrado da etapa *cleaner* alimenta a etapa *recleaner* que é realizada em um tanque de 160m³. O concentrado da etapa *scavenger* juntamente com o rejeito da etapa *recleaner* constitui a carga circulante do circuito de finos. O concentrado produzido se junta com o concentrado do circuito de grossos (concentrado *Tank Cell*) e alimenta o último estágio de flotação que é realizado em três colunas circulares de 3,7m de diâmetro e 13,6 m de altura.

O concentrado destas colunas é o concentrado Samarco que, após se juntar com o concentrado comprado pela Samarco junto à VALE, é remoído novamente em um circuito composto por três moinhos de 5,18m de diâmetro por 10,36m de comprimento (17' x 34') que operam em circuito fechado. Para fechar o circuito de cada um destes moinhos é utilizada uma bateria com dez ciclones de 254mm (10") de diâmetro.

O concentrado final (13.940.000 toneladas por ano, sendo 13.340.000 toneladas de concentrado Samarco e 600.000 de toneladas de concentrado adquiridas da VALE) é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. Nesses espessadores é adicionado cal como coagulante e floculante sintético na alimentação para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A polpa que alimenta os espessadores de concentrado está com uma concentração em peso de aproximadamente 45%, que é elevada para aproximadamente 70% no *underflow* e transferida para os tanques de estocagem do mineroduto.

A água recuperada no overflow dos espessadores de concentrado é também recolhida, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, e bombeada para o tanque de água de processo.

O fluxograma descrito acima está representado na figura 3.3

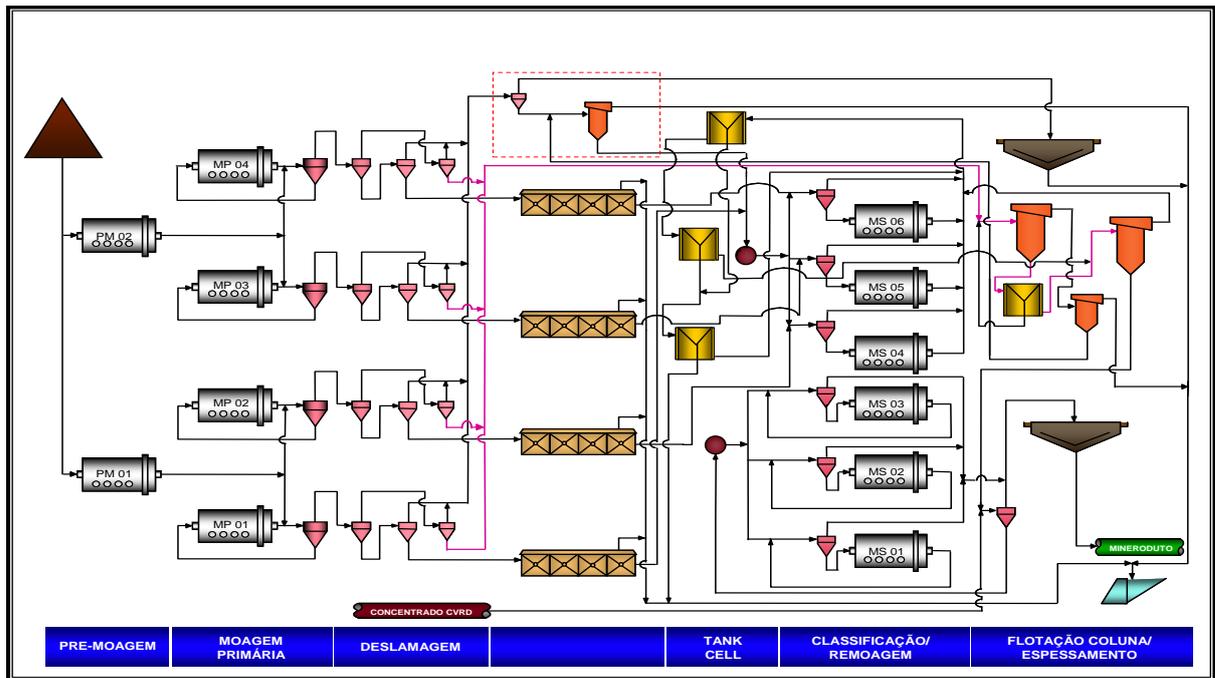


Figura 3.3: Fluxograma da usina de concentração I. (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

3.4.3 - Processo produtivo da britagem II

A instalação de britagem do concentrador II recebe também, o minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5, Alegria 9 e Fazendão, é conduzido, através de dois sistemas de correias transportadoras até as instalações de britagem. O sistema também é dividido em Sistema Sul, Sistema Norte e Fazendão, enquanto a Britagem divide-se em peneiramento primário, britagem primária e britagem secundária.

O circuito de britagem foi concebido sem os peneiramentos secundários e terciários. O peneiramento primário é composto por oito peneiras banana, dotada de movimento circular, com sete inclinações diferentes (35°, 30°, 25°, 20°, 15°, 10° e 5°, da cabeceira para a

descarga) e com dimensões 2,4 x 6,1m, composta por dois *decks*. com capacidade de produção (1600t/h cada peneira). O material passante *undersize* do segundo *deck* é produto final 100% < 12,5mm; o retido *oversize* do primeiro *deck* (material > 20mm e < 150mm) alimenta a britagem primária. A britagem primária consiste em dois britadores *CONICOS HP400* da Metso que recebe o *oversize* do primeiro *deck* do peneiramento, após passar pelo britador primário o material é conduzido à alimentação do silo do peneiramento.

O material do segundo *deck* (*material < 20mm e >12,5mm*) alimenta os britadores secundários. A britagem secundária consiste em três britadores *Barmac* (Britador de impacto) que recebe o *oversize* do segundo *deck* do peneiramento, após passar pela britagem secundária o material é conduzido juntamente com o material da britagem primária e a alimentação do silo do peneiramento.

O *undersize* alimenta uma pilha cônica (pulmão) que alimentação a usina, possui capacidade para 165 mil toneladas total, 33 mil toneladas úteis.

Suficientes para 10 horas de operação, alimenta a usina por três alimentadores de placas. O peneiramento trabalha com até 3800 toneladas/hora e carga circulante entre 25 a 45 %, sua eficiência depende da taxa de alimentação, da umidade, da velocidade de vibração das peneiras e da granulometria alimentada. A capacidade total da pilha permitirá maior autonomies para manutenções.

O fluxograma descrito acima está representado na figura 3.4.

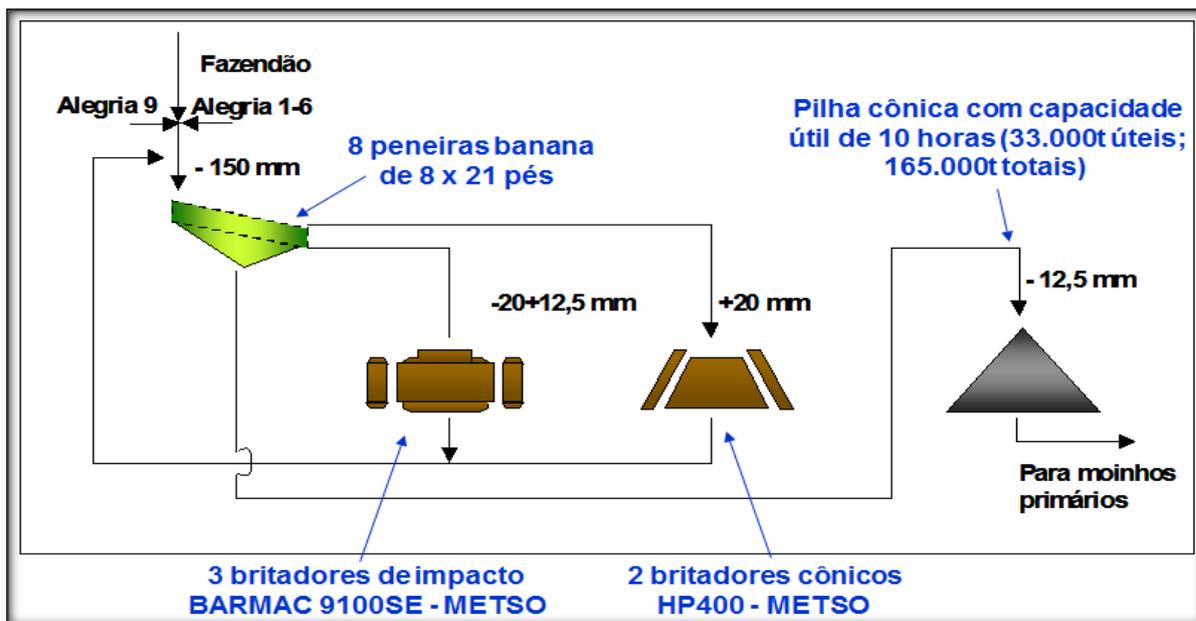


Figura 3.4: Fluxograma da Britagem II. (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

3.4.4 - Processo produtivo do concentrador II

O concentrador II tem capacidade para 8,5 milhões de toneladas anuais de concentrado e apresenta as seguintes características:

Simple e seguro, com minimização de etapas de processamento, de modo a tornar fácil de operar e de se efetuar manutenção.

Compacto: somente uma linha de deslamagem e flotação, poucas tubulações, redundância apenas em bombas (resultado de 30 anos de experiência e aprendizado).

Pequena quantidade de equipamentos: unidades capazes de processar altas taxas de alimentação em função de equipamentos de grande porte. Busca-se maximização de recuperações e baixo consumo de reagentes. Utilização intensiva de instrumentos tais como analisador de partículas automático e análise por raios X em linha (PSI, RX on line). Buscou-se máximo cuidado com meio ambiente, com recirculação de material de piso e maior recirculação de água, em relação à planta anterior.

Possui dois moinhos primários de 5,5m por 10,0m, dois moinhos secundários de 5,5m por 12,2m, treze células mecânicas de 70m³, espessamento de rejeitos e utilização de espessadores tipo *Hi-rate*, cinco seções: britagem, moagem, ciclonagem, flotação espessamento.

O fluxograma descrito acima está representado na figura 3.5

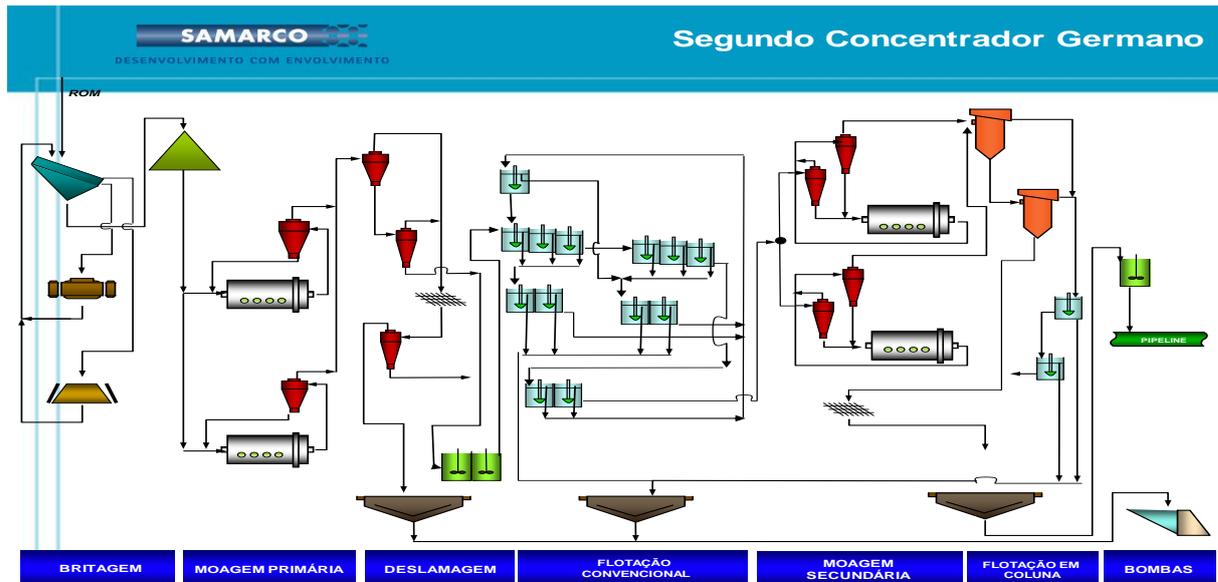


Figura 3.5: Fluxograma da usina de concentração II. (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

As usinas de concentração da Samarco trabalham em duas campanhas distintas, uma para a geração de pellet feed utilizado na produção de pelotas para os processos de redução direta (CLS) e a outra para a geração de pellet feed utilizado na produção de pelotas para os processos de alto forno (CNS). A tabela II mostra a característica do pellet feed produzido em cada uma dessas campanhas.

Tabela III.2 – Características do concentrado produzido (Fonte: Relatório interno SAMARCO)

Campanha	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PPC	SE	+200#	-325#
CLS	67,00	1,13	0,38	0,05	2,80%	1750	3,5	87,2
CNS	66,50	1,65	0,42	0,043	2,90%	1750	3,5	87,2

3.5 – Cominuição

Cominuição é o conjunto de operações de redução de tamanhos de partículas minerais, executado de maneira controlada e de modo a cumprir um objetivo predeterminado. Isso inclui as exigências de controlar o tamanho máximo dos produtos e de evitar a geração de quantidades excessivas de fino (Chaves & Peres, 2012).

As operações de cominuição são necessárias na realidade industrial por diversas razões:

- 1) Para permitir o manuseio do material de mineração. Este precisa, portanto, ter o seu volume reduzido para poder ser movimentado.
- 2) Para permitir o transporte contínuo, para qualquer transporte em transportadores de correia, o minério precisa ser britado.
- 3) Para permitir a utilização do minério, estes devem ter os tamanhos bem definidos.
- 4) Para liberar as partículas dos minerais úteis e dos minerais de ganga e permitir a sua separação, por meio dos processos de concentração, em concentrados, rejeitos e produtos intermediários. As operações de cominuição são britagem e moagem. Nos processos de britagem, as partículas grosseiras sofrem a ação de forças de compressão ou de impacto.

A britagem, dependendo de forças de compressão, impacto ou cisalhamento, exige um volume de partícula em que possa se desenvolver segundo as tensões principais de cisalhamento, com inclinação constante em relação à direção das tensões de compressão. Em consequência, as partículas tendem a apresentar certa cubicidade e faces relativamente planas.

A britagem tem, necessariamente, uma relação de redução (RR) pequena: as forças aplicadas são elevadas e a geometria do equipamento tem importância fundamental (Chaves & Peres, 2012).

A cominuição consiste de métodos específicos para redução de tamanho de partículas através da aplicação de pressão (compressão), criação de impacto cinético entre minério e corpo moedor (impacto), ou através de atrito da superfície de partículas do minério com a superfície dos corpos moedores (abrasão) (Outokumpu I, 2002).

“A compressão ocorre quando a força é aplicada de forma lenta e permite que, com o aparecimento da fratura, o esforço seja aliviado. Assim a força é pouco superior à resistência da partícula” (Beraldo, 1987). Esse tipo de fratura é o que ocorre em britadores e produz poucos fragmentos de grande diâmetro.

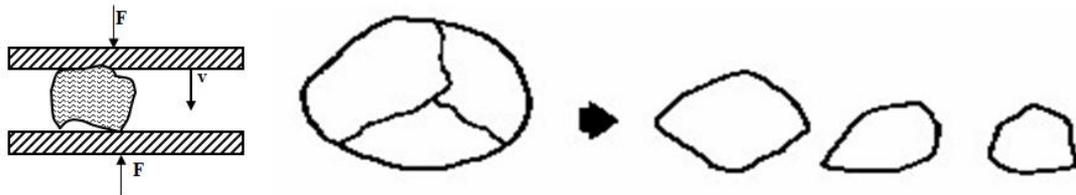


Figura 3.6: Cominuição por compressão. (Fonte: GOMES, 2010)

Beraldo (1987) continua, “impacto acontece quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula”. É o tipo de fratura que acontece nos moinhos, na zona de queda das bolas, e gera distribuição granulométrica fina.



Figura 3.7: Cominuição por impacto. (Fonte: GOMES, 2010)

A abrasão é o resultado do atrito entre as partículas do minério e entre corpos moedores e partículas; provoca o aparecimento de pequenas fraturas e provoca o surgimento de partículas de distribuição granulométrica fina ao redor da partícula original. É um processo com alto consumo de energia, (Pereira, 1989).



Figura 3.8: Cominuição por abrasão ou cisalhamento. (Fonte: GOMES, 2010)

Segundo Pereira (1989), o processo de cominuição visa, no tratamento de minérios, gerar uma granulometria adequada para processos subsequentes, sejam eles processos de classificação ou moagem posterior, produzir uma liberação física adequada ou produtos finais acabados.

Os processos de cominuição podem ser feitos a seco ou via úmida dependendo de alguns fatores técnicos e econômicos. Por exemplo, um minério com umidade alta deve ser moído a úmido, pois o custo para secagem seria proibitivo. Já um minério extraído de uma região desértica ou muito seca, moído a seco, poderá apresentar vantagens econômicas substanciais. Porém, geralmente, a moagem via úmida apresenta menor custo de investimento e menor custo operacional do que a moagem a seco.

O desafio para desenvolver um circuito de cominuição é selecionar condições para aumentar a probabilidade de quebra de partículas de determinado tamanho para gerar produtos no tamanho desejado, com o menor consumo energético possível.

Os circuitos de cominuição existem pela necessidade do processo ser estagiado, devido às limitações geométricas e mecânicas das máquinas e devido ao fato de que quanto maior a relação de redução (relação entre o diâmetro das partículas na entrada e na saída do processo) menor será a eficiência energética da máquina.

A seleção de um circuito de cominuição correto depende da distribuição granulométrica da alimentação e do produto e de outras propriedades físicas que definem a dureza, competência e abrasividade do minério. Estas propriedades variam muito de minério para minério e podem ter variações dentro de diferentes partes da mesma reserva mineral.

Os custos também são um fator importante. Custos de investimento e custos operacionais, junto com a disponibilidade esperada de produção e a vida, definem o custo específico da redução de tamanho. 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).

Os métodos de cominuição são classificados de acordo com a granulometria do minério em britagem e moagem. Segundo Beraldo (1987), os britadores devem ser estruturalmente reforçados, de forma a serem aptos à aplicação de elevados esforços localizados enquanto os moinhos devem ser capazes de distribuir uma grande energia sobre um grande volume de partículas.

Delboni Júnior (2007) afirma que nos anos 1970 surgiram os primeiros moinhos semi-autógenos (SAG). Com a adição de bolas em até 12% do volume da câmara de moagem, a capacidade dos equipamentos era substancialmente elevada, bem como tornavam-se menos suscetíveis a variações de características do minério processado. Como a variabilidade das jazidas de minérios de cobre e outros sulfetos era, em geral, muito maior do que as de minério de ferro, circuitos SAG tornaram-se mais populares. Nessa mesma década, muitas minas de cobre foram expandidas ou entraram em operação.

Para Pereira (2004) os métodos fundamentais para cominuição de minérios neste tipo de moinho são, além da abrasão, forças de impacto agindo entre partículas de minério, bolas e revestimentos dos moinhos e uma compressão de pequenas partículas intersticiais entre grande partículas de minério e bolas que comprimem a carga.

A moagem semi-autógena ainda é um tipo de moagem a ser desenvolvida e estudada no Brasil já que, não sendo aqui utilizada, ainda, para moagem de minério de ferro, não tem grande importância no atual contexto mineral brasileiro. Porém, o cenário vem mudando. Com os novos projetos de cobre e de outros sulfetos a serem iniciados e a comprovada eficiência da moagem semi-autógena para cominuição desses minérios, esta torna-se um campo importante estudos atuais e futuros.

Gomes (2010) discutiu a utilização da prensa de rolos de alta pressão na cominuição. Ela também é conhecida em inglês como *Roller Press* ou *High Pressure Grinding Rolls* (HPGR). O princípio de funcionamento do equipamento nasceu da realização da ideia de que se pressão suficiente fosse aplicada a um leito de partículas, vantagens poderiam ser atingidas em termos de eficiência operacional e energética. A lenta aplicação de carga sobre as partículas causa colapso estrutural dos grãos, de modo que a energia perdida em calor e ruído é minimizada.

As prensas de rolos de alta pressão são hoje, do ponto de vista energético, os mais eficientes equipamentos de cominuição.

A atual tecnologia da prensa de rolos de alta pressão foi introduzida inicialmente na briquetagem de carvão, no começo do século XX. Nos meados da década de 80 ela passou a ser utilizada nas aplicações de cominuição, quando foi aplicada na indústria de cimento, tratando materiais relativamente fáceis de serem cominuídos. Em 1987 começou a ser utilizada na moagem de kimberlito, rocha matriz do diamante. Em 1994 a prensa de rolos começou a traçar o seu caminho na indústria de minério de ferro, tornando-se difundida em seu processamento, especialmente na preparação do *pellet feed*. Desde então, a prensa de rolos tem sido progressivamente aplicada a materiais considerados duros e abrasivos.

As aplicações para a prensa de rolos nas atividades de mineração que mais se destacam são substituição de etapas de britagem/pré-moagem, substituição da moagem AG/SAG e na etapa complementar para gerar superfície na pelletização.

Os mecanismos de cominuição envolvidos dentro da prensa de rolos podem se comportar de duas maneiras distintas:

- 1- Partículas menores que a abertura entre os rolos, estas se acomodam no leito de material e sofrem cominuição interparticular de alta pressão;
- 2- Partículas maiores que a abertura entre os rolos, estas sofrem ruptura por compressão em mecanismo de quebra semelhante ao de um britador de rolos.

3.5.1 - Tipos de britadores

Apresentação e classificação de britadores de acordo com Figueira & Almeida, 2004.

Destacam-se nesse grupo os principais tipos de britadores:

- Britadores de mandíbula
- Britadores giratórios

- Britadores de impacto
- Britadores de rolos.

Normalmente, para haver uma liberação satisfatória do mineral valioso, é necessário que o minério seja reduzido a uma granulometria fina. Nestas condições, a fragmentação desenvolve-se por meio de três estágios, isto é, grossa, intermediária e fina ou moagem. Nos dois primeiros estágios a fragmentação é realizada em britadores, e no último estágio, em moinhos. Não há rigidez quanto aos estágios de britagem, porém, normalmente se usa a classificação mostrada na Tabela III.3 abaixo:

Tabela III.3 – Classificação dos estágios de britagem (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

Estágio de Britagem	Alimentação (mm)	Produto (mm)
Britagem Primária	1000	100
Britagem Secundária	100	10
Britagem Terciária	10	1
Britagem Quaternária	5	0,8

3.5.1.1 - Britador de mandíbulas

É o equipamento utilizado para fazer a britagem primária em blocos de elevadas dimensões/dureza e com grandes variações de tamanho na alimentação.

Compõe-se basicamente de uma mandíbula fixa, e outra móvel ligada ao excêntrico (esta ligação pode ser feita direta ou indireta), que fornece o movimento de aproximação e afastamento entre elas. Desta maneira o bloco alimentado na boca do britador vai descendo entre as mandíbulas enquanto recebe o impacto responsável pela fragmentação.

Os britadores de mandíbulas são classificados em dois tipos, baseando-se no mecanismo de acionamento da mandíbula móvel. Assim, têm-se britadores de um eixo e dois eixos - tipo Blake. Nos britadores de dois eixos, a mandíbula móvel tem movimento pendular, enquanto que os de um eixo tem movimento elíptico. Em termos de custos de capital, britadores de dois eixos são cerca de 50% mais caros que os de um eixo, sendo indicados para materiais mais abrasivos e de difícil fragmentação. A especificação dos britadores de mandíbulas é dada

pelas dimensões de abertura da alimentação. Por exemplo, um britador com 1000 x 1200mm apresenta boca retangular com dimensões de 1.000 x 1.200mm.

A granulometria do produto é estabelecida pelo ajuste da descarga, sendo então definida pela razão de redução que deve ser em torno de 5:1.

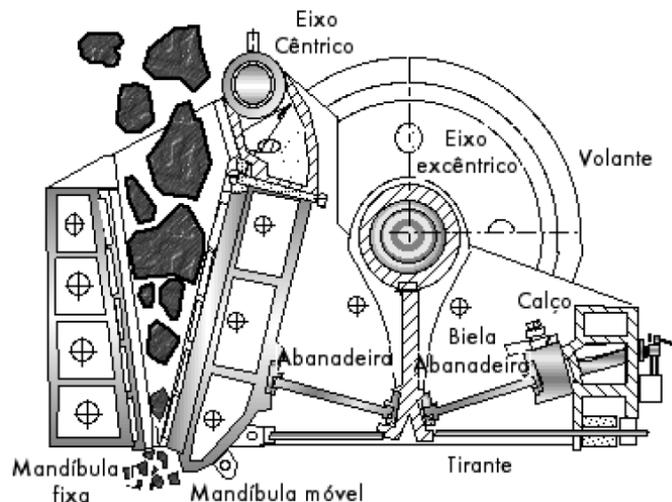


Figura 3.9: Desenho esquemático de um britador de mandíbulas e seus componentes. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.1.2 Britador giratório

É o equipamento de britagem primária utilizado quando existe uma grande quantidade de material a ser fragmentado, sendo mais operacional do que o britador de mandíbulas, pois pode ser alimentado por qualquer lado, indistintamente, além de permitir uma pequena armazenagem no seu topo.

O princípio de funcionamento do britador giratório consta do movimento de aproximação e distanciamento do cone central em relação à carcaça invertida. Este movimento circular (85 a 150rpm) faz com que toda a área da carcaça seja utilizada na britagem, o que fornece ao britador uma grande capacidade de operação.

Esse britador tem baixo custo operacional e grande seção de alimentação.

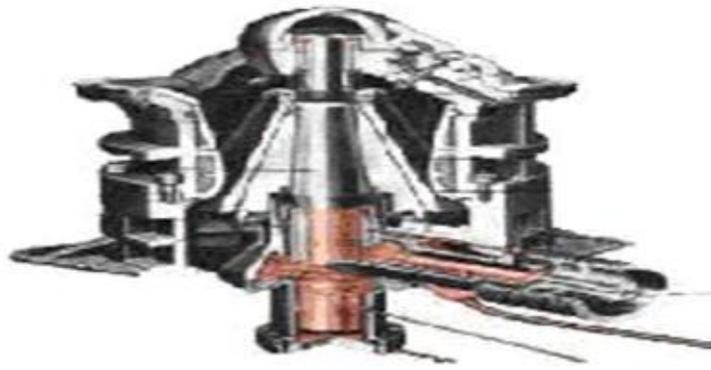


Figura 3.10: Desenho esquemático de um britador giratório. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.1.3- Britador de impacto

Neste tipo de britador, a fragmentação é feita por impacto ao invés de compressão. Por meio do movimento das barras (500 até 3.000rpm), parte da energia cinética é transferida para o material, projetando-o sobre as placas fixas de impacto onde ocorre a fragmentação.

A desvantagem do uso desse equipamento é que apresenta elevado custo de manutenção e grande desgaste, não sendo aconselhável seu uso no caso de rochas abrasivas e de materiais com valor da sílica equivalente maior que 15%. Estes equipamentos são escolhidos para britagem primária, onde se deseja uma alta razão de redução e alta percentagem de finos.

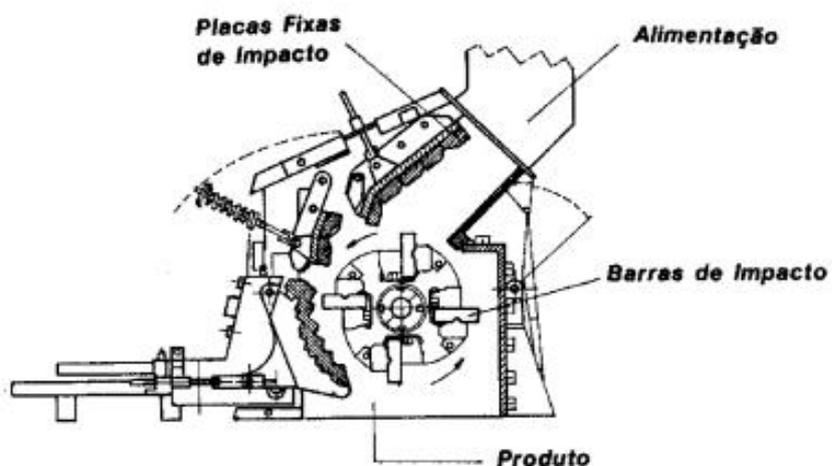


Fig. 3.11: Desenho esquemático de um britador de impacto. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.1.4- Britadores de impacto vertical (BARMAC)

O britador de impacto vertical (Vertical Shaft Impact-VSI) é conhecido como o equipamento capaz de produzir modificações nas partículas, dando-lhes formato cúbico ou arredondado. Essa forma das partículas é atribuída aos mecanismos que ocorrem no rotor e na câmara de britagem do britador: impacto, abrasão e atrição. Parte do material alimentado no britador vai para o interior de um rotor, que projeta esse material a altas velocidades contra as paredes da câmara revestida com o próprio material onde as partículas colidem entre si e são moídas. Parte do material passa por fora do rotor, na forma de cascata e colide contra as partículas que passaram pelo interior do rotor, caracterizando-se como um processo autógeno de cominuição. O cascadeamento das partículas traz os seguintes benefícios: redução do consumo de energia no processo; redução do consumo de peças de desgaste; aumento da capacidade de processamento do britador e controle na distribuição granulométrica.

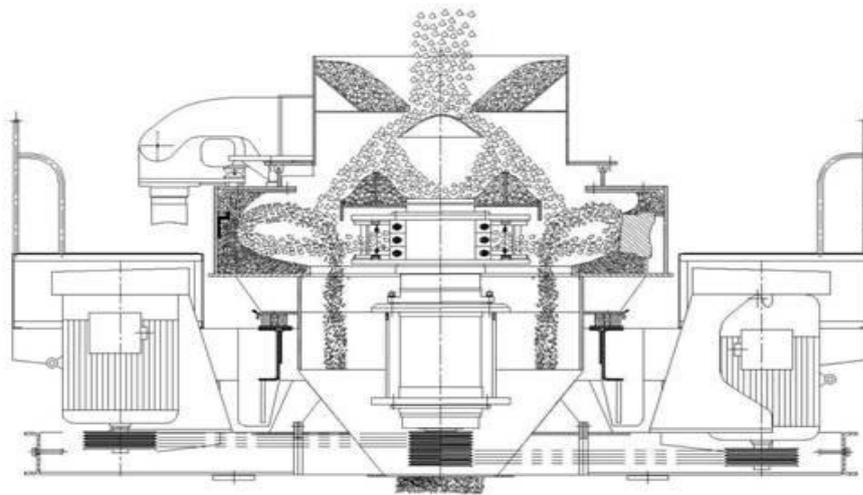


Figura 3.12: Desenho esquemático de um britador de impacto vertical. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004).

3.5.1.5 - Britador cônico

O britador cônico possui o mesmo princípio de operação do britador giratório. Contrariamente ao que ocorre no britador giratório, no cônico, o manto e o cone apresentam longas superfícies paralelas, para garantir um tempo longo de retenção das partículas nessa região. No britador giratório a descarga se dá pela ação da gravidade, enquanto no cônico a descarga é

condicionada ao movimento do cone. O movimento vertical do cone, para cima e para baixo, controla a abertura de saída, para tal, utilizam-se dispositivos hidráulicos.

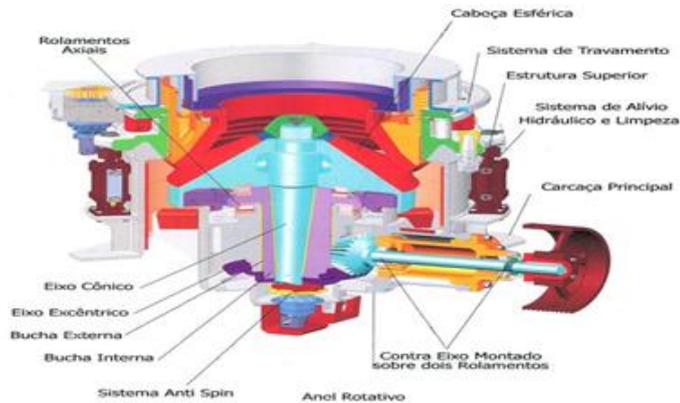


Figura 3.13: Desenho esquemático de um britador cônico hidráulico. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.1.6 - Britador de Rolos

Este equipamento consta de dois rolos de aço girando à mesma velocidade, em sentidos contrários, guardando entre si uma distância definida. São destinados a materiais friáveis ou de fácil fragmentação.

A alimentação é feita lançando-se os blocos de minério entre os rolos cujo movimento faz com que os mesmos sejam forçados a passar pela distância fixada previamente por parafusos de ajuste. Esta ação promove a fragmentação dos blocos.

Este tipo de britador possui uma forte limitação quanto à granulometria da alimentação, pois a mesma é limitada pela distância fixada entre os rolos e os diâmetros dos mesmos.

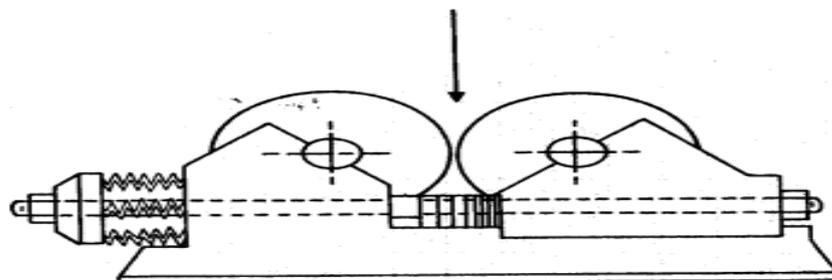


Figura 3.14: Desenho esquemático de um britador de rolos. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.1.7 - Britador de rolo dentado

Consiste basicamente de um rolo dentado móvel e uma carcaça fixa. O movimento giratório do rolo provoca a compressão e cisalhamento do material entre os dentes e a placa fixada à câmara.

Tem emprego limitado devido ao grande desgaste dos dentes, por ser sensível à abrasão. É aconselhável sua aplicação para rochas de fácil fragmentação e também para britagens móveis, dada às pequenas dimensões do equipamento. Possui alta tolerância à umidade da alimentação, sendo, na britagem primária, o equipamento que produz menos finos.

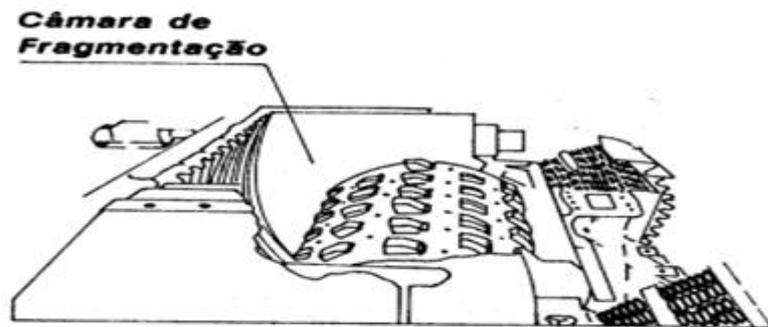


Figura 3.15: Desenho esquemático de um britador de rolo dentado. (Fonte: Figueira & Almeida, 2004)

3.5.2 - Leis da fragmentação

Os estudos relativos aos mecanismos de fragmentação de rochas, por mais úteis que sejam, considerando a complexidade do problema de fragmentação, ainda não formularam uma teoria geral satisfatória, com aplicação prática.

Uma relação que permita calcular a energia necessária à fragmentação de um material até certo tamanho é uma aspiração antiga de cientistas e técnicos, pois, sendo o gasto de energia na fragmentação o que mais onera uma instalação industrial, é de grande valia a sua determinação.

Segundo Delboni Júnior (2007), em função do impacto em aspectos econômicos e ambientais, o desempenho de processos de fragmentação é objeto de estudos sistemáticos há cerca de 150 anos. O estabelecimento das assim chamadas “leis de cominuição” é praticamente contemporâneo às primeiras patentes de equipamentos de britagem. Os debates acalorados entre Rittinger e Kick demonstravam, sobretudo, as dificuldades de se parametrizar, de maneira abrangente e relativamente simples, a energia associada a eventos de fragmentação. Seguindo essa mesma linha de abordagem, Bond propõe uma equação paramétrica no início dos anos 1950 (Bond, 1952) que atingiria uma sobrevida espetacular. Além de parâmetro usado no dimensionamento dos moinhos, o Work Index de Bond transformou-se em um índice amplamente empregado para caracterizar minérios quanto à cominuição.

Ainda hoje, as leis de Kick, Rittinger e Bond fornecem boas estimativas preliminares para cálculo de energia necessária às etapas de britagem, moagem e moagem fina, respectivamente.

Os três pesquisadores criaram assim modelos empíricos, no melhor sentido do termo, ou seja, resultam de criterioso aprendizado tendo por base a extensiva observação de eventos individuais e coletivos de fragmentação de minérios.

3.5.2.1 - Lei de Rittinger

A mais antiga dessas relações é a estabelecida por P. Ritter Von Rittinger segundo a qual "a área da nova superfície produzida por fragmentação é diretamente proporcional ao trabalho útil consumido". Tem-se a expressão da lei:

$$E = K (S_1 - S_0)$$

Sendo:

E = energia específica;

K = fator de proporcionalidade;

S₁ = área do produto;

S₀ = área inicial.

Esta lei se aplica à fragmentação muito fina como, por exemplo, à remoagem de minério de ferro.

3.5.2.2- Lei de Kick

A segunda lei formulada por F. Kick "o trabalho requerido é proporcional à redução em volume das partículas envolvidas". A expressão da lei é:

$$E = C \log \frac{D_0}{D_1}$$

Sendo:

C = constante;

D0 = diâmetro inicial;

D1 = diâmetro final.

Durante muito tempo, o estudo da relação entre a energia consumida e a redução de tamanhos resultou em controvérsias entre os dois cientistas e seus diversos seguidores. Os pesquisadores colocavam-se ao lado de um ou outro, de acordo com os resultados obtidos nos seus próprios trabalhos experimentais. Esta controvérsia estava associada ao seguinte paradoxo: teoricamente os materiais deveriam ser mais duros do que são na prática, entretanto, na prática se utiliza muito mais energia para a fragmentação do que a calculada teoricamente. Na realidade, os diversos pesquisadores interpretaram os postulados de Rittinger e de Kick de formas diferentes.

3.5.2.3 - Lei de Bond

Como os postulados de Rittinger e Kick não satisfaziam a todos os casos encontrados na prática e como se necessitava, na indústria, de algumas regras para classificar os materiais segundo as respostas à fragmentação, F.C. Bond postulou uma lei empírica muitas vezes chamada de "3a Lei de Fragmentação". "A energia consumida para reduzir o tamanho de um

material é inversamente proporcional à raiz quadrada do tamanho”. Ele definiu como tamanho, a abertura da peneira pela qual passam 80% do material.

A expressão da Lei de Bond é a seguinte:

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

Sendo:

P = tamanho do produto;

F = tamanho da alimentação;

E₀ = constante.

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

$$Wi = E_0 \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{\infty}} \right]$$

$$Wi = \frac{E_0}{\sqrt{P}}$$

$$E_0 = 10 Wi$$

Substituindo na expressão da lei o valor de E₀, teremos:

$$E = 10Wi \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right]$$

A aplicação da equação de Bond no cálculo da energia consumida numa instalação de moagem se difundiu, e a determinação experimental do Wi é hoje uma prática normal em muitos laboratórios.

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

$$Wi = \frac{44,5}{Am^{0,23} Mob^{0,82} \left[\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right]} \times 1,1$$

Sendo:

Wi = índice de trabalho em kWh/t;

Am = abertura da malha teste de classificação em μm ;

P = abertura da peneira onde passam 80% da massa do produto, em μm ;

F = abertura da peneira onde passam 80% da massa da alimentação, em μm ;

Mob = índice de moabilidade.

Neste ponto é importante discutir o conceito de WI de britagem. Bond propôs ensaios padrão para determinação do *Work Index* (WI) tanto para a britagem quanto para moagem.

O ensaio de laboratório proposto por Bond, em 1946, para a determinação do WI de britagem, conhecido como ensaio de britabilidade, é bastante simples: pedaços de rocha fragmentada, passantes em 3" e retidos em 2" (malhas quadradas), são montados entre dois pesos de 30lb iguais e opostos, pendurados em rodas (volantes). Quando as rodas são liberadas, os pesos atingem simultaneamente lados opostos da menor dimensão medida do fragmento. A altura de queda é sucessivamente aumentada até a fratura da rocha. A força (resistência) à britagem por impacto, em ft x lb por polegada de espessura de rocha, é designada por C, e Sg é a amassa específica (*specific gravity*). O WI é tomado a média de dez rupturas

$$WI=2,59C/Sg$$

Esse ensaio fornece valores pouco realísticos, podendo superestimar a energia em mais de 100%. Por isso, a tendência atual é o emprego de ensaios baseados em princípios de Mecânica de Rochas, considerados melhores.

Ensaio específicos foram desenvolvidos na Universidade de Utah (Hopkinson Pressure Bar, que é uma adaptação do ensaio Charpy da conformação mecânica) e no Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (*drop weight/twin pendulum*).

O *drop weight test* consiste em deixar cair peso, de uma altura de 1m ou menos, sobre uma partícula do minério a ser testado. Existe uma relação entre a energia líquida aplicada e a área de superfície gerada. Esse teste fornece, ainda, informações para gerar a função de quebra. A figura 3.16 mostra o esquema do equipamento para esse ensaio.

Um guincho eleva o cilindro metálico que, em seguida, é solto e cai sobre o fragmento de rocha, colocado sobre uma base de aço chumbada a um bloco de concreto.

Ao se variar a altura da queda e a massa do cilindro, varia-se a energia aplicada à partícula. Segundo Chieragati (2001), o dispositivo é adequado para estimar os parâmetros de quebra por impacto nos moinhos autógenos e semiautógenos e nos britadores. Ele também pode ser usado para analisar os efeitos que o tamanho da partícula e a história prévia (segundo Bond) da amostra exercem sobre a cominuição (Chaves & Peres, 2012).

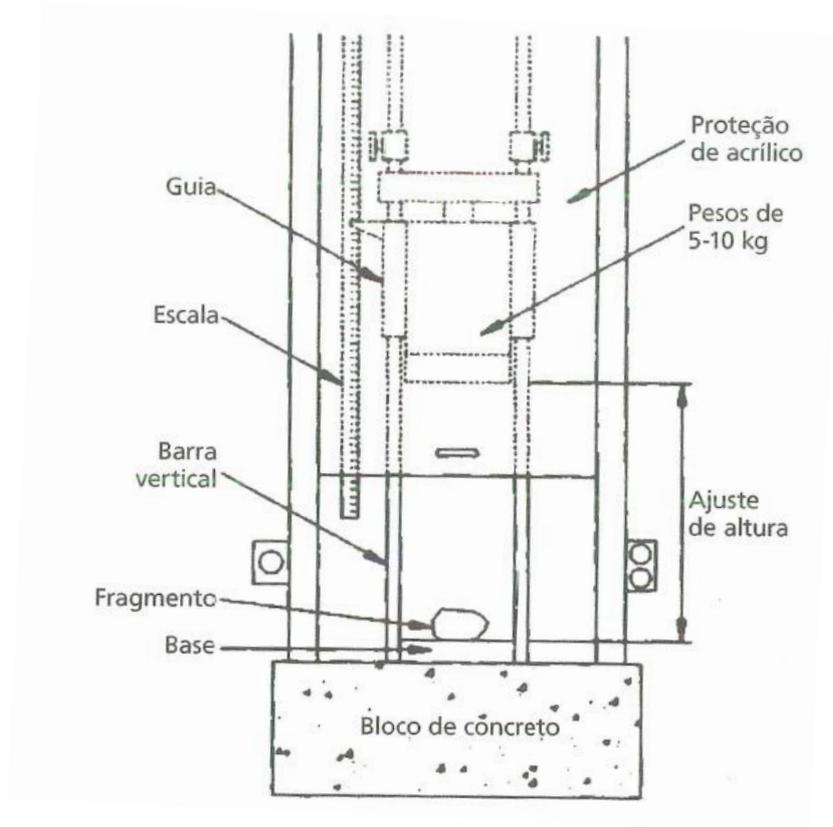


Figura 3.16: Equipamento para o *drop weight test* (Fonte: Chaves & Peres, 2012)

CAPÍTULO 4 – MATERIAIS E MÉTODOS

4.1 - Recursos laboratoriais

Para desenvolvimento dos trabalhos, foram utilizados os recursos laboratoriais das empresas Samarco Mineração, PCM (Processamento e Caracterização Mineral) e METSO.

4.2 - Obtenção e procedência das amostras

As amostras utilizadas foram provenientes das Minas de Alegria Sul e Norte abrangendo materiais denominados itabirito compacto especularítico, itabirito compacto não especularítico, itabirito semi-compacto especularítico, itabirito compacto não especularítico e uma amostra padrão de itabirito.



Figura 4.1: Amostras de minérios itabiríticos. (A) Amostra Padrão, (B) Compacto Especularítico, (C) Compacto não Especularítico, (D) Semi-compacto Especularítico e (E) Semi-compacto não Especularítico. (Fonte: Laboratório PCM, 2013)

A composição da amostra padrão foi feita pela área de desenvolvimento geológico e representa as litologias que efetivamente fariam parte do “*Run of Mine*” (ROM) que seria alimentado na planta de beneficiamento. Para compor essas amostras, foi utilizada uma carregadeira 993 e uma retro escavadeira. Em um primeiro momento a carregadeira 993

retirou material da frente de lavra, formando uma grande pilha, em seguida, a retro escavadeira, de menor porte, retirou material desta pilha compondo a amostra final.

Conforme discutido na seção 3.3, a lavra da Samarco é realizada simultaneamente em 3 corpos de minério distintos, Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 e essas áreas apresentam uma grande diversidade de minérios no que se refere ao teor de ferro, compacidade e principalmente a aspectos mineralógicos.

A quantidade estimada de itabiritos na reserva atual da Samarco está apresentada na tabela IV.1 abaixo:

Tabela IV.1 – Participação dos minérios da mina de Alegria (Fonte: Relatório interno SAMARCO, 2013)

Minério		%
Friável		63%
Semi Compacto	Especularítico	13%
	Não Especularítico	19%
Compacto	Especularítico	5%
	Não Especularítico	Estéril

4.3 – Preparação das amostras

As amostras foram preparadas visando à adequação aos métodos de determinação dos parâmetros de qualidade, conforme recomendado pela norma ISO/ ABNT 3082.

As amostras foram submetidas a britagem, homogeneização, quarteamento, caracterização química e física do ROM de 50 toneladas de materiais, sendo 10 toneladas de cada.

As amostras, com granulometria variando de microns a matacos de 20” a 40” foram submetidas a britagem para obtenção de top size 100% < 3”. Em seguida as amostras foram homogeneizadas em pilhas cônicas alongadas e quarteadas de forma a obter alíquotas de 300kg para ensaios físicos e químicos e 200kg para homogeneização e quarteamento em sub-amostras de 50kg, destinando-as para a Metso, para realização dos testes de britabilidade e peneiramento.

A alíquota de 300kg destinada para ensaios granuloquímicos foi peneirada em 34 malhas (6” até 400#) segundo procedimento padrão Samarco Mineração, séries grossa, média e fina. As frações retida ou passante nas malhas foram pesadas, britadas, homogeneizadas, quarteadas, pulverizadas e enviadas para análises química completa seguindo padrão de análise química Samarco Mineração.

4.4 - Caracterização da amostra

4.4.1 - Análise química

As análises químicas foram feitas utilizando a técnica de dicromatometria para análise do ferro e espectrometria de emissão de plasma para análise dos contaminantes (silício, alumínio, fósforo e manganês). A análise de ferro foi realizada por titulação por colorimetria, método padrão. O espectrômetro de plasma utilizado é da marca Spectro, modelo Siros CCD.

4.4.2 - Determinação de grau de liberação

A determinação do grau de liberação foi pelo método de GAUDIN, que utiliza microscopia ótica de luz refletida e transmitida. Consiste na observação de amostras minerais em várias faixas granulométricas, obtendo-se o grau de liberação para cada uma delas (Valadão e Araujo, 2007). O equipamento utilizado é da marca Leica.

4.4.3 - Análise granulometria do ROM

O peneiramento foi realizado a seco, em peneiras séries Tyler de dimensões 500 mm x 500mm nas malhas de 3” até < 400#, totalizando 30 frações.

A figura 4.2 apresenta o fluxograma da caracterização tecnológica para análise granulométrica.

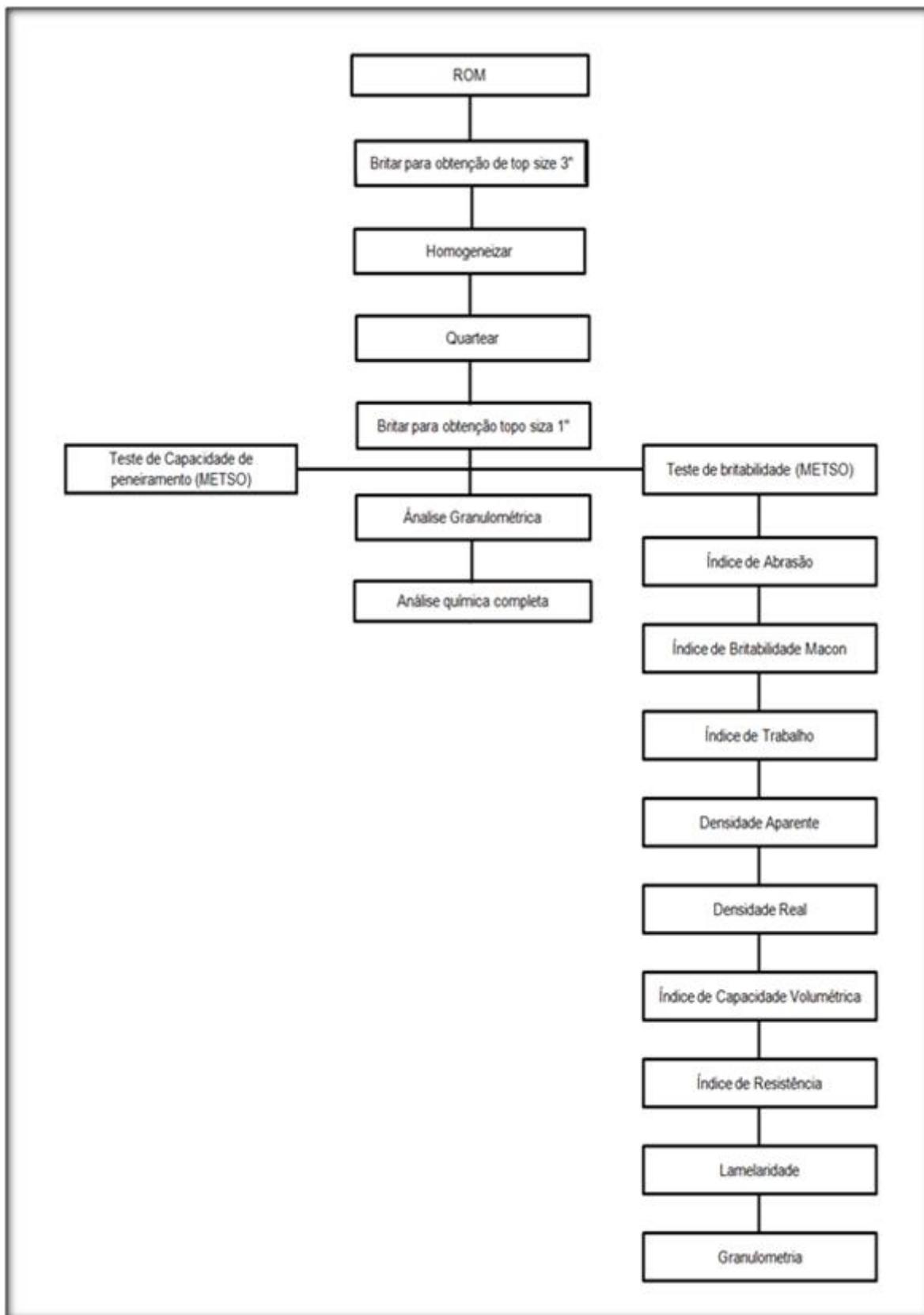


Figura 4.2: Fluxograma para caracterização tecnológica.

4.5 - Testes Realizados

4.5.1 - Teste de Britabilidade

O teste de britabilidade foi feito no laboratório da METSO em condições rigorosamente controladas, onde foram fixadas a abertura de saída do britador, para todos os testes, as mandíbulas sempre do tipo liso para eliminar a influência da forma, tamanho e desgaste dos dentes, com pesos e granulometrias das amostras sempre iguais.

O teste é realizado com um granito da pedreira Holcim, Sorocaba, S.P, Brasil, como padrão, 50kg de amostra com granulometria (12-25mm), onde a precisão da previsão está diretamente ligada com a representatividade da amostra testada. Com estas informações faz-se uma previsão de comportamento de uma instalação de britagem real, reduzindo-se os riscos de dimensionamento inadequado como desempenho e custos operacionais.

O teste tem como objetivo uma determinação de propriedades de mineral possivelmente mais ampla a fim de permitir estabelecer-se as semelhanças com os casos conhecidos.

O procedimento determina as características descritas na tabela IV.2

Tabela IV.2 – Procedimentos para o teste de britabilidade (Fonte: Manual britagem FAÇO, 5ª edição)

Índice	Equipamento	Interpretação
Abrasão BOND	Tambor com palheta Bond	Abrasividade relativa
Abrasão MACON	Cilindro Abrasimetre	Perda do peso das palhetas
Britabilidade MACON	Cilindro Abrasimetre	Verificar grau de dificuldade de britagem
Work Index	Moinhos de barras Bond	Consumo energético provável
Densidade real	Balança	t/m ³ sólido
Densidade aparente	Balança	t/m ³ a granel
Índice de capacidade	Britador de mandíbulas	É medida a capacidade do material testado e comparado com padrão
Índice de Resistência	Britador com medidor de esforços	Comparativo com outros materiais testados
Lameralidade	Britador e peneiras	% de partículas oblongas

As figuras de 4.3 a 4.8 a seguir apresentam os aparelhos onde são realizados os testes de britabilidade no laboratório da METSO.



Figura 4.3: Aparelhos para testes de britabilidade. (Fonte: Laboratório METSO)

4.5.2 – Índice de abrasão (AI Bond)

Este teste permite determinar o índice de abrasão de *Bond*, que fornece uma estimativa de como a rocha ou mineral ataca as peças de desgaste, tais como mandíbulas de britadores, revestimentos e corpos moedores etc.

Através do parâmetro AI pode-se estimar a vida útil destes elementos e, assim, a periodicidade de troca, custos, etc.

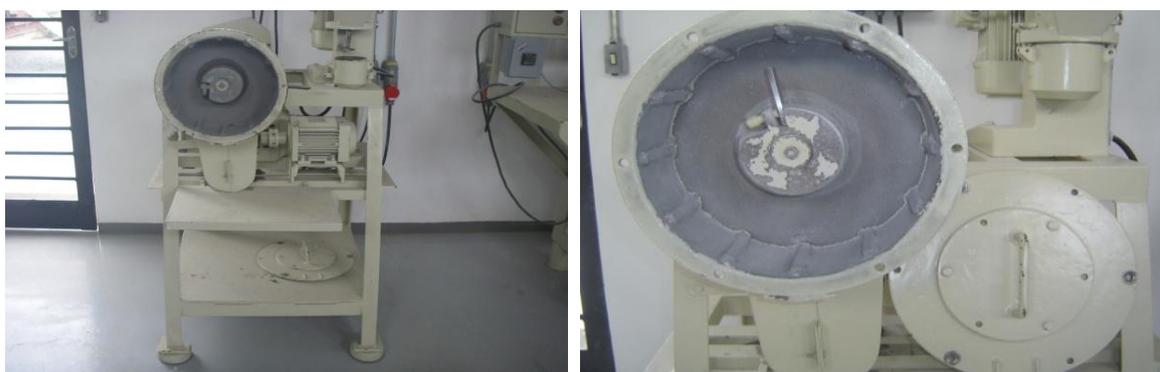


Figura 4.4: Aparelho para testes de abrasão. (Fonte: Laboratório METSO)

A tabela IV.3 e IV.4 da página 51 apresentam os valores de referência para o teste de abrasão (*BOND*) e abrasão Macon.

Tabela IV.3 – Valores de referência para o teste de abrasão (BOND)

Valores de referência para o teste de índice de Abrasão (Ai-Bond)		
Baixo	Médio	Alto
Calcário 0,001 - 0,03	Basalto 0,20 - 0,30	Granito 0,40 - 0,65
Dolomita 0,03 - 0,10	Hematita 0,20 - 0,35	Quartzito 0,65 - 0,90
Não Abrasivo < 0,05		Médio Abrasivo 0,15 a 0,35
Ligeiramente Abrasivo 0,05 a 0,15		Abrasivo 0,35 a 0,55
Muito Abrasivo > 0,55		

4.5.3 – Índice de abrasão e britabilidade (AI Macon)

O objetivo do ensaio é estabelecer o índice de abrasividade e britabilidade.

A abrasividade dá uma indicação da abrasividade da rocha ao material de revestimento contra desgaste.

O índice de britabilidade é um valor que pode ser utilizado para se estimar o grau de dificuldade de britagem do material testado.



Figura 4.5: Aparelho para testes de abrasividade e britabilidade (MACON). (Fonte: Laboratório METSO)

Tabela IV.4 – Valores de referência para o teste de abrasão Macon

Valores de referência para o teste de índice de Abrasão (Ai-Macon)	
Não Abrasivo 0 - 100	Média Abrasão 600 a 1200
Ligeiramente Abrasivo 100 a 600	Abrasivo 1200 a 1700
Muito Abrasivo > 1700	

A figuras IV.5 e IV.6 abaixo apresentam os valores de referência para o teste de Britabilidade Macon e índice de trabalho (*WI*),

Tabela IV.5 – Valores de referência para o teste de Britabilidade Macon

Valores de referência para o teste de índice de Britabilidade Macon (Cr)	
Muito Fácil > 50	Médio 30 a 40
Fácil 40 a 50	Difícil 20 a 30
Muito Difícil 0 a 20	

4.5.4 – Índice de trabalho (Wi-Bond)

Work Index (WI), como definido por Fred Bond, é o parâmetro de cominuição que expressa à resistência da rocha ou mineral à britagem e à moagem.

Numericamente, o WI é a potência em KWh/st requerida para reduzir a rocha ou mineral de um tamanho de alimentação teoricamente infinito a 80% passante em 100µm.

Este parâmetro (WI) deve ser admitido como um parâmetro de processo, pois varia com a granulometria desejada e com o material testado. Através desta determinação é possível o cálculo da potência necessária de moagem (WI) e, em síntese, também é possível dimensionar o moinho. São realizados testes em moinhos de Barras ou Bolas.



Figura 4.6: Moinhos de barras e bolas usados em testes de WI. (Fonte: Laboratório METSO)

Tabela IV.6 – Valores de referência para o teste de índice de trabalho (WI)

Valores de referência para o teste de índice de trabalho (WI Bond)	
Calcário 8 - 11	Hematita 9 - 14
Dolomita 0 - 13	Granito 14 - 20
Muito Fácil <6	Médio 10 a 14
Fácil 6 a 10	Difícil 14 a 18
Muito Difícil >18	

4.5.5 – Teste densidade aparente e real

O teste de britabilidade revela um parâmetro denominado densidade aparente. Apesar de mesma unidade (massa por volume = t/m^3), densidade aparente é diferente do peso específico. O peso específico é massa de uma única partícula dividida pelo volume dessa mesma partícula. Já o que se denomina por densidade aparente é a massa de várias partículas pelo volume delas. Como entre as partículas há espaços vazios, a densidade aparente é bem menor que o peso específico. Para cálculo de capacidade de produção de britadores utiliza-se densidade aparente. Fabricantes indicam em seus catálogos capacidades com densidade aparente de $1,6 t/m^3$. Para britagem de minério de ferro, que possui densidade aparente maior, esses valores devem ser corrigidos.



Figura 4.7: Proveta para teste de densidade aparente. (Fonte: Laboratório METSO)

4.5.6 – Índice de capacidade volumétrica

É o índice que indica se o britador irá ter capacidade menor, igual ou maior que as capacidades de catálogos, que são elaborados considerando as capacidades médias, alguns minérios são favoráveis e passam bem na câmara de britagem, enquanto outros tipos se comportam de maneira inversa.

O teste determina a escolha do britador em relação ao material utilizado como padrão.

Para britagem de dois minérios distintos, a variação percentual da capacidade volumétrica é constante para todos os tipos e tamanhos de britadores.

$$C = 100 \left(\frac{T_o}{T} * \frac{Y_o}{Y} \right)$$

Onde:

C = Índice de capacidade volumétrica

T0 = Tempo para britar material padrão

T = Tempo para britar amostra de material testado

Y0 = Densidade aparente do material padrão

Y = Densidade aparente amostra material testado.

4.5.7 – Índice de resistência

Indica o quanto de esforço o britador tem que fazer para quebrar a partícula de minério. Um minério friável necessita de pouco esforço, ou pouca pressão de britagem para ser cominuído, um minério mais compacto demanda maior esforço ou maior pressão para ser britado, isso influencia na razão de redução do britador, minérios mais friáveis aceitam maiores razões de redução em um único estágio de britagem enquanto minérios mais compactos tendem a alcançar a pressão máxima de britagem com menor razão de redução. O teste compara com os valores do granito padrão com a amostra analisada.

$$R = 100 \frac{P_1}{P_0} \%$$

Onde:

R = Índice de resistência

P1= Força da abanadeira quando a amostra padrão é processada

P0= Força da abanadeira da amostra do minério testado é processada.

4.5.8 – Lamelaridade

É um parâmetro que determina se as partículas são alongadas ou não, as partículas alongadas não são desejáveis no peneiramento. Desta forma partículas de agregados alongadas ou chatas podem interferir na escolha da peneira.

$$L = 100 \frac{Q_1}{Q_0} \%$$

Onde:

L = Índice de lamelaridade

Q1 = 300g de amostra de material britado com granulometria 13 a 10mm, separam-se as partículas com comprimentos 3 vezes iguais ou maiores que a mesma dimensão

Q0 = 300g de amostra.

A tabela V.1 abaixo apresenta os valores de referência para o teste de índice de lamelaridade.

Tabela V.1 – Valores de referência para o teste de índice de lamelaridade. (Fonte: Laboratório METSO)

Valores de referência para o teste de lamelaridade
L = 0 - 20% Material cúbico
L = 20 - 40% Tendência lamelar
L = > 40% Altamente lamelar

4.5.9 – Granulometria

Compara a curva do granito padrão com a amostra analisada indicando fatores corretivos para a determinação de curvas de produtos.

4.5.10 – Teste de capacidade de peneiramento em peneira circular

O teste consiste na determinação de desempenhos de processos de separação com uma peneira circular, onde é possível modelar qualquer tipo de movimento linear que poderia ser usado em peneiras em escala industrial.

Este teste permite também estudar a eficiência de desaguamento de material variando a espessura de camada e os parâmetros de movimento vibratório e a determinação de valor da camada de material maximizando a capacidade por metro quadrado.

Para peneiras vibratórias o teste de britabilidade revela a capacidade específica, a capacidade por área de peneira (t/m^2). Sabendo a capacidade específica de peneiramento para um minério, a peneira pode ser definida em função da taxa de produção requerida. Nesse teste também foi simulado o tempo de peneiramento em função da umidade.



Figura 4.8: Peneiras circulares para testes de peneiramento. (Fonte: Laboratório METSO)

4.6 – Simulação de Britagem

As simulações foram feitas no simulador Bruno que é um simulador de processo de britagem disponibilizado pela METSO.

Esse simulador tem como resultados curvas dos produtos dos britadores, onde as amostras são representativas e os resultados possuem boa confiabilidade.

Pode simular desde equipamentos isolados, circuitos simples, até sistemas complexos. Não é um programa automático em que através do input dos dados tem-se a definição da planta e sim um programa interativo. De acordo com a resposta a uma determinada configuração, alteram-se os parâmetros operacionais ou o tipo de equipamento para se chegar ao resultado desejado.

Como o próprio nome indica, o Bruno é um simulador, ou seja, tenta prever o que vai acontecer na operação real.

Sempre haverá algum desvio em relação aos resultados obtidos na simulação, mas o grau de desvio será proporcional à qualidade das informações usadas na simulação. As informações relativas às características do minério são das mais importantes para se obter resultados mais precisos.

CAPÍTULO 5 – RESULTADOS

5.1 – Características das Amostras

Foram realizadas duas amostragens em Alegria 9, os materiais incorporam os tipos martítico-especularítico, especularítico-martítico, anfíbolíticos, martítico-goethítico e martíticos.

Mais duas amostragem foram realizadas em Alegria 1,2 e 6, os materiais incorporam os tipos especularítico, especularítico-goethíticos, martítico-especularítico-goethítico, martítico-goethítico, anfíbolíticos e magnetíticos.

Foram geradas 40 toneladas sendo 10 toneladas de semi-compacto especularítico, 10 toneladas de semi-compacto não especularítico, 10 toneladas de compacto especularítico e 10 toneladas de compacto não especularítico. As amostras foram blendadas na mina e caracterizadas na PCM.

Todos os resultados da caracterização foram comparados com a caracterização do minério friável denominado amostra padrão, que foram compostas pelas frentes 10, 11, 13 e 18 em Alegria Norte, frentes 25 e 29 em Alegria Sul mais Fazendão.

São utilizados as seguintes siglas:

- 1- AP (minério friável)
- 2- SCE (semi-compacto especularítico)
- 3- SCNE (semi-compacto nãoespecularítico)
- 4- CE (compacto especularítico)
- 5- CNE (compacto não especularítico)

Os minérios CNE que passaram a ser tratados como estéril, também serão tratados neste trabalho.

A tabela V.2 da pagina 59 apresenta características químicas e físicas das amostras estudadas.

Tabela V.2 – Características químicas e físicas das amostras estudadas

Comparação + 3/8", + 100# e química do ROM								
Amostra	+3/8"	+100#	Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO
AP	25,58	31,16	45,21	32,75	0,53	0,037	1,82	0,026
SCE	68,32	25,45	42,27	38,69	0,13	0,011	0,68	0,007
SCNE	74,03	29,77	40,47	39,01	0,24	0,039	3,70	0,041
CNE	77,94	38,49	38,71	39,6	0,13	0,031	3,95	0,032
CE	69,83	33,34	43,73	35,65	0,26	0,015	1,22	0,010

Os percentuais +3/8" no minério semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico, compacto especularítico e compacto não especularítico estão acima de 68%, enquanto a amostra padrão tem 25% retido, os percentuais +100# médio das amostras padrão, semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico e compacto especularítico estão em média em 29% retido, os teores de Fe das amostras estão abaixo do teor praticado na alimentação da planta, os percentuais +3/8" e +100# do compacto não especularítico são bem superiores aos das outras amostras.

5.2 – Determinação do Grau de Liberação

O grau de liberação do quartzo retido em 100# Tyler pode ser visualizado na tabela V.3. Para as amostras dos minérios semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico e compacto especularítico e compacto não especularítico os valores são inferiores a 85%. Esses resultados ocasionarão uma maior dificuldade para obtenção de teor de sílica dentro da especificação nas etapas subsequentes à britagem.

Tabela V.3 – Grau de liberação

Amostra	AP	SCE	SCNE	CE	CNE
Grau de liberação >100 #	95,3	82,0	84,8	78,8	81,9

5.3 – Análise Granulométrica do ROM

A figura 5.1 mostra a comparação das análises granulométricas do ROM abaixo de 3" das quatro amostras de minérios semi-compacto especularítico, semi-compacto não

especularítico, compacto specularítico, compacto não specularítico. A amostra padrão foi colocada como referência e observa-se que as amostras são bem mais grosseiras do que a amostra padrão.

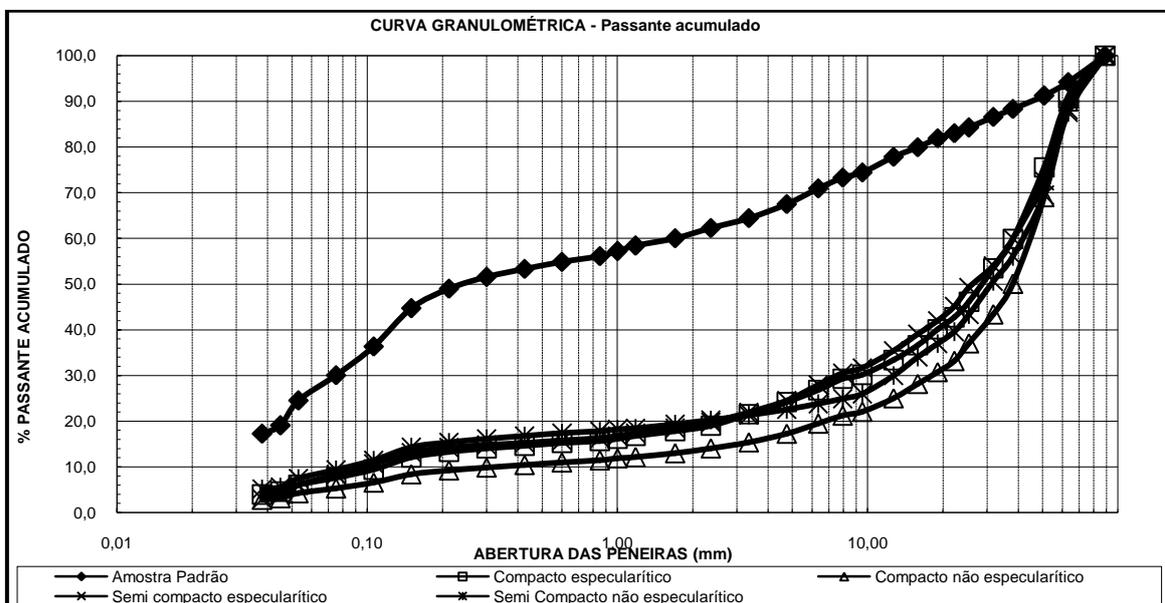


Figura 5.1: Comparação entre as curvas granulométricas das amostras.

5.4 – Testes de Britabilidade

A tabela V.4 apresenta os resultados do teste de britabilidade incluindo parâmetros como índice de britabilidade (MACON), densidade, capacidade volumétrica. Estes índices são alimentados no simulador para serem verificados o comportamento de uma instalação de britagem real, além de revelar parâmetros como índice de abrasão (BOND e MACON), WI, peso específico, resistência e lameridade.

Tabela V.4 – Resultado dos testes de britabilidade

Amostra	Índice de Abrasão (BOND)	Índice de Abrasão (MACON)	Britabilidade (MACON)	WI (BOND)	Densidade Aparente	Peso Específico	Capacidade Volumétrica	Índice de Resistência	Lameridade
AP	0,278 g	764 g/t	72%	11,20KWh/st	2,37 t/m ³	3,66 t/m ³	65,65%	174,47%	7,35%
SCE	0,185 g	848 g/t	69%	8,9KWh/st	2,25 t/m ³	3,70 t/m ³	103,08%	104,31%	8,61%
SCNE	0,260 g	1.004 g/t	53%	12,90KWh/st	1,94 t/m ³	3,48 t/m ³	91,67%	130,87%	9,21%
CE	0,139 g	566 g/t	71%	9,40KWh/st	1,95 t/m ³	3,42 t/m ³	105,76%	99,46%	11,51%
CNE	0,377 g	1.374 g/t	45%	15,80KWh/st	1,95 t/m ³	3,42 t/m ³	88,25%	143,65%	14,79%

O índice de abrasão (BOND) corresponde à perda de peso em gramas de uma palheta de aço de dimensões padronizadas (500HB). Para os minérios testados, as amostras padrão, semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico são de média abrasão, enquanto as amostras os compacto especularítico e compacto não especularítico indicaram serem mais abrasivas.

O índice de abrasão (MACON) corresponde à perda de peso em gramas de uma palheta de aço de dimensões padronizadas (25x50x5 110-112HB). Todas as tipologias testadas indicaram serem de média abrasão, com exceção para o compacto não especularítico que mostrou ser abrasivo.

No teste de britabilidade, onde o material é triturado durante 5 minutos e peneirado em tela de 1,6mm, o passante corresponde ao índice de britabilidade, todas as tipologias testadas mostraram serem de muito fácil britabilidade com exceção para o compacto não especularítico, que indicou ser de fácil britabilidade.

Para o WI, a tabela de capacidade fornecida pelo fabricante refere-se a 14,15 kWh/st como padrão. A medição feita após moagem em moinho de barras 1'x 2' e medida em uma malha de 1,19mm indicaram que as tipologias testadas apresentam ser de médio consumo energético, com exceção para o itabirito compacto não especularítico que apresenta ser de alto consumo energético.

A densidade aparente apresentou ser mais alta para a amostra padrão por ser o minério mais friável, pois as outras tipologias são materiais mais granulados que ocupam mais espaços em um mesmo volume. Quanto ao peso específico não houve dispersão em função dos teores de ferro estarem próximos.

O índice de resistência serve para indicar se a abertura mínima de catálogo do britador pode ser utilizada ou não. As tipologias semi-compacto especularítico e compacto especularítico mostraram no teste índice de resistência entre 90% a 110%. Pode ser usada a abertura mínima do britador indicada em catálogo. As tipologias amostra padrão, semi-compacto não

especularítico e compacto não specularítico mostraram índice de resistência acima de 110% e as aberturas mínimas indicadas em catálogos deverão ser aumentadas em 20%.

O teste de índice de lameralidade apresentou resultados onde as tipologias analisadas são cúbicas menores que 20% e não dificultam o peneiramento.

5.5 – Análise Granulométrica do Teste de Britabilidade

As análises granulométricas do teste de britabilidade não apresentaram dispersão. É de se esperar que, em outros equipamentos de britagem, ocorra um desvio proporcional apresentado neste teste, portanto, sugere-se, para que cálculos de instalações de plantas sejam corrigidas as curvas granulométricas de tais equipamentos na mesma proporção.

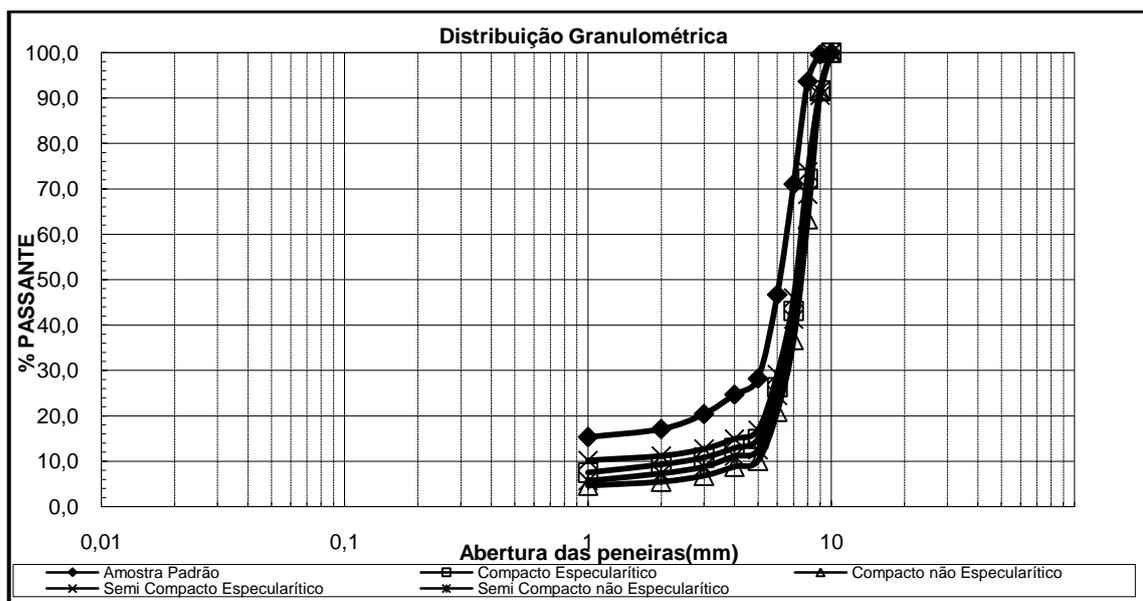


Figura 5.2: Comparação entre as curvas granulométricas das amostras do teste de britabilidade

5.6 – Teste de Peneiramento

Para peneiras vibratórias o que o teste de britabilidade revela é a capacidade específica, ou seja, capacidade por área de peneira (t/m^2). É muito mais preciso que usar modelos matemáticos disponíveis no mercado. Sabendo a capacidade específica de peneiramento para um dado minério, a peneira pode ser definida imediatamente em função da taxa de produção. O gráfico da figura 5.3 apresenta a capacidade específica de peneiramento.

No teste de peneiramento também é realizado o teste de umidade crítica em peneiras com telas de aço de 9,5 X 9,5mm. É medido o tempo para se chegar a 90% de eficiência do peneiramento, variando as umidades entre 0%, 5%, 6%, 7%, 8% e 9%. A tabela abaixo apresenta o tempo de peneiramento para umidade de 5% e 8%, respectivamente, ilustrando os casos reais de peneiramento com tempo seco e chuvoso na Samarco. O tempo de peneiramento aumentaria para uma umidade de 5% de 9s até 33s e para uma umidade de 8% de 16s para 391s por t/h/m².

Tabela V.5 – Tempo de peneiramento(s) x umidade

Amostra	umidade 5%	umidade 8%
AP	9s	16s
SCE	33s	159s
SCNE	20s	168s
CE	16s	391s
CNE	28s	84s

5.6.1 - Amostra padrão

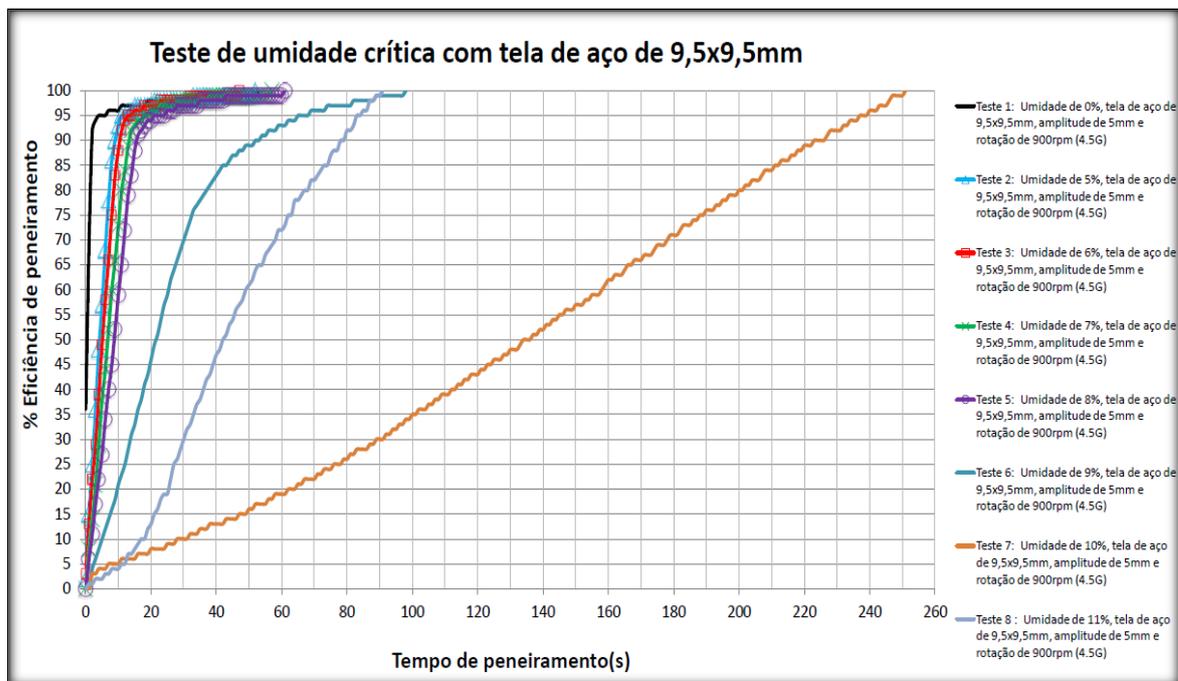


Figura 5.3: Eficiência do peneiramento - Amostra padrão.

5.6.2 – Semi-compacto especularítico

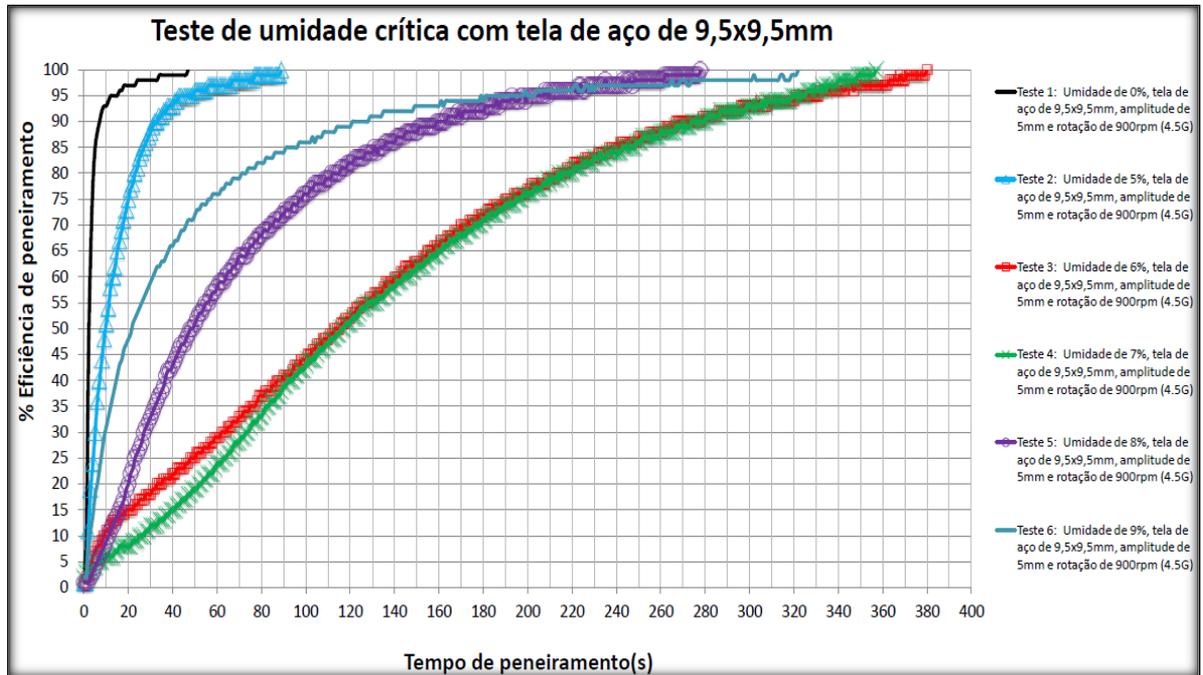


Figura 5.4: Eficiência do peneiramento- Semi-compacto especularítico.

5.6.3 – Semi-compacto não especularítico

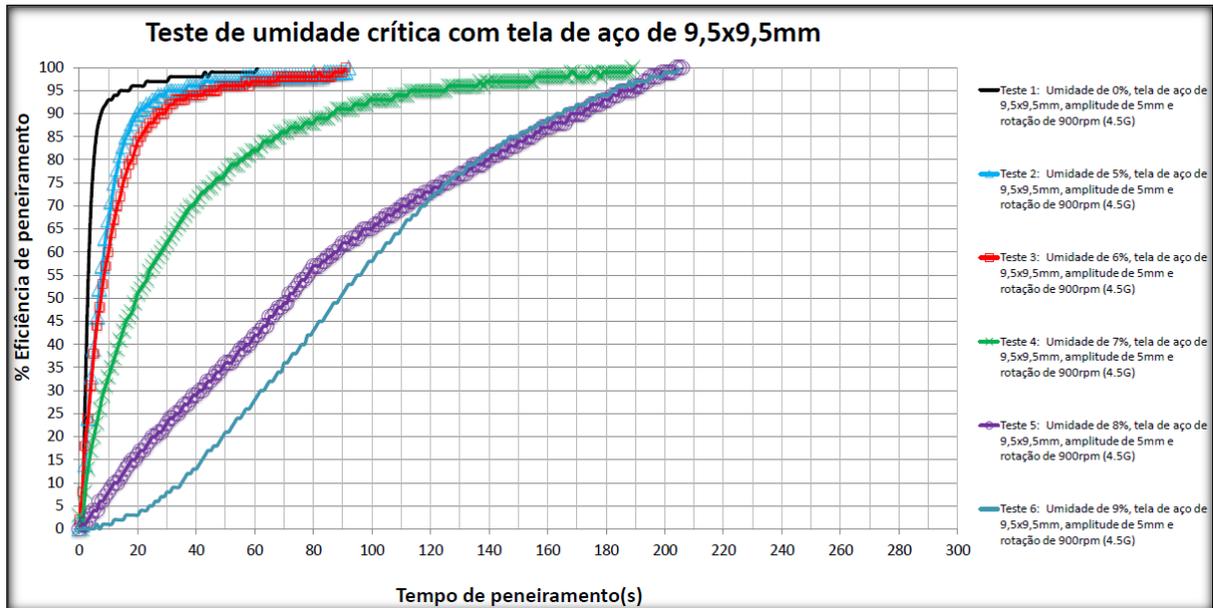


Figura 5.5: Eficiência do peneiramento- Semi-compacto não especularítico.

5.6.4 – Compacto especularítico

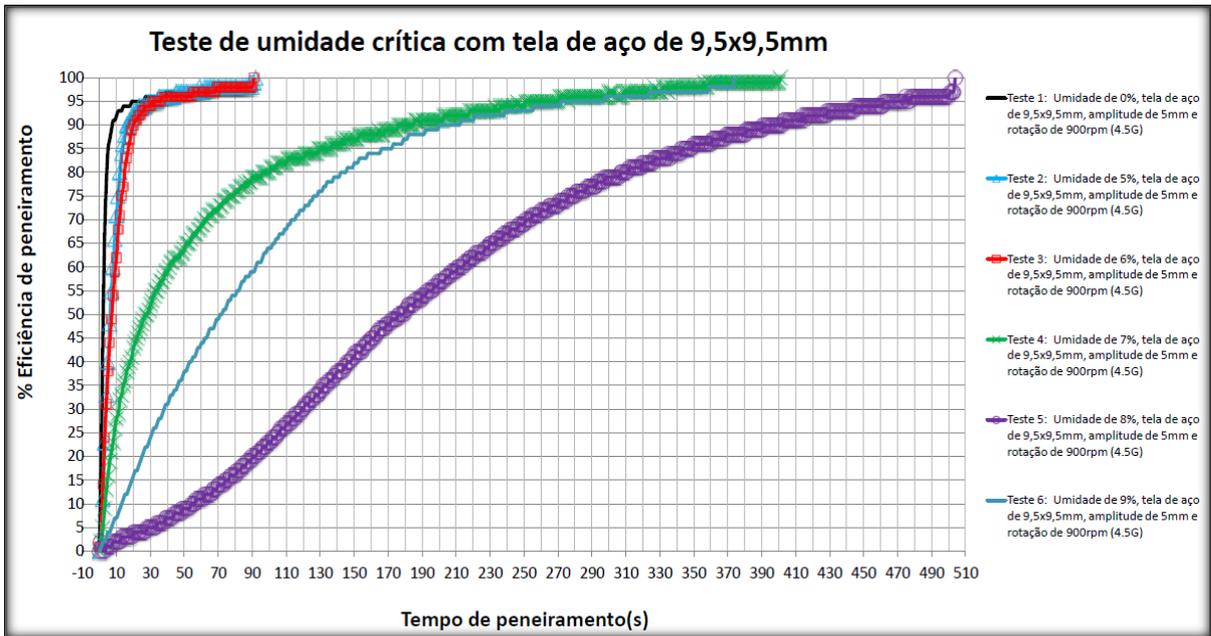


Figura 5.6: Eficiência do peneiramento - Compacto especularítico.

5.6.5 – Compacto não especularítico

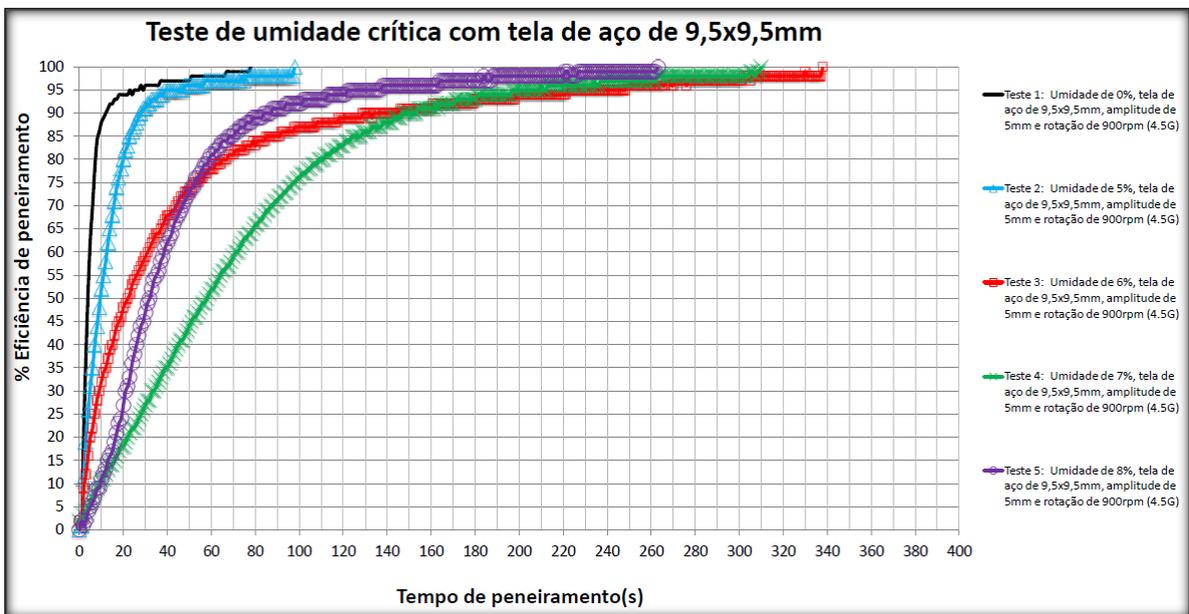


Figura 5.7: Eficiência do peneiramento - Compacto não especularítico.

5.7 – Simulação de Britagem

5.7.1 – Amostra padrão

O circuito atual da britagem I processa o minério padrão de forma que não sobrecarrega os britadores. Na figura 5.8 está o balanço de massa desse material, onde a utilização dos britadores (cônico e Barmac) está abaixo de 100%.

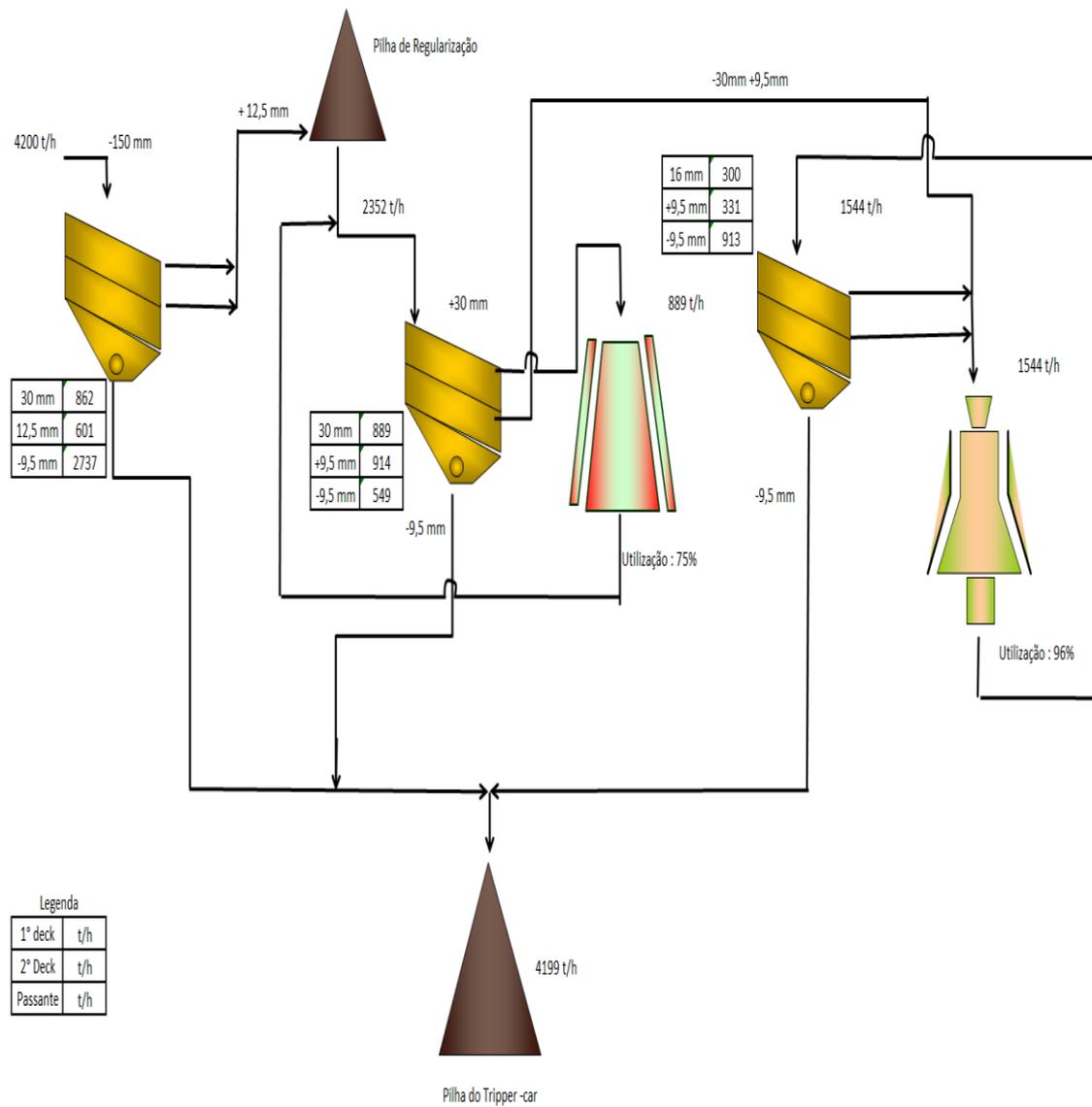


Figura 5.8: Balanço de massa - Amostra padrão.

5.7.2 – Semi-compacto Especularítico

Assim como no processamento do compacto specularítico, para a cominuição do semi compacto specularítico a planta de britagem deveria ser redimensionada com 8 britadores primários e 9 britadores secundários de acordo com a simulação onde a utilização seria de 329 % e 251%, respectivamente.

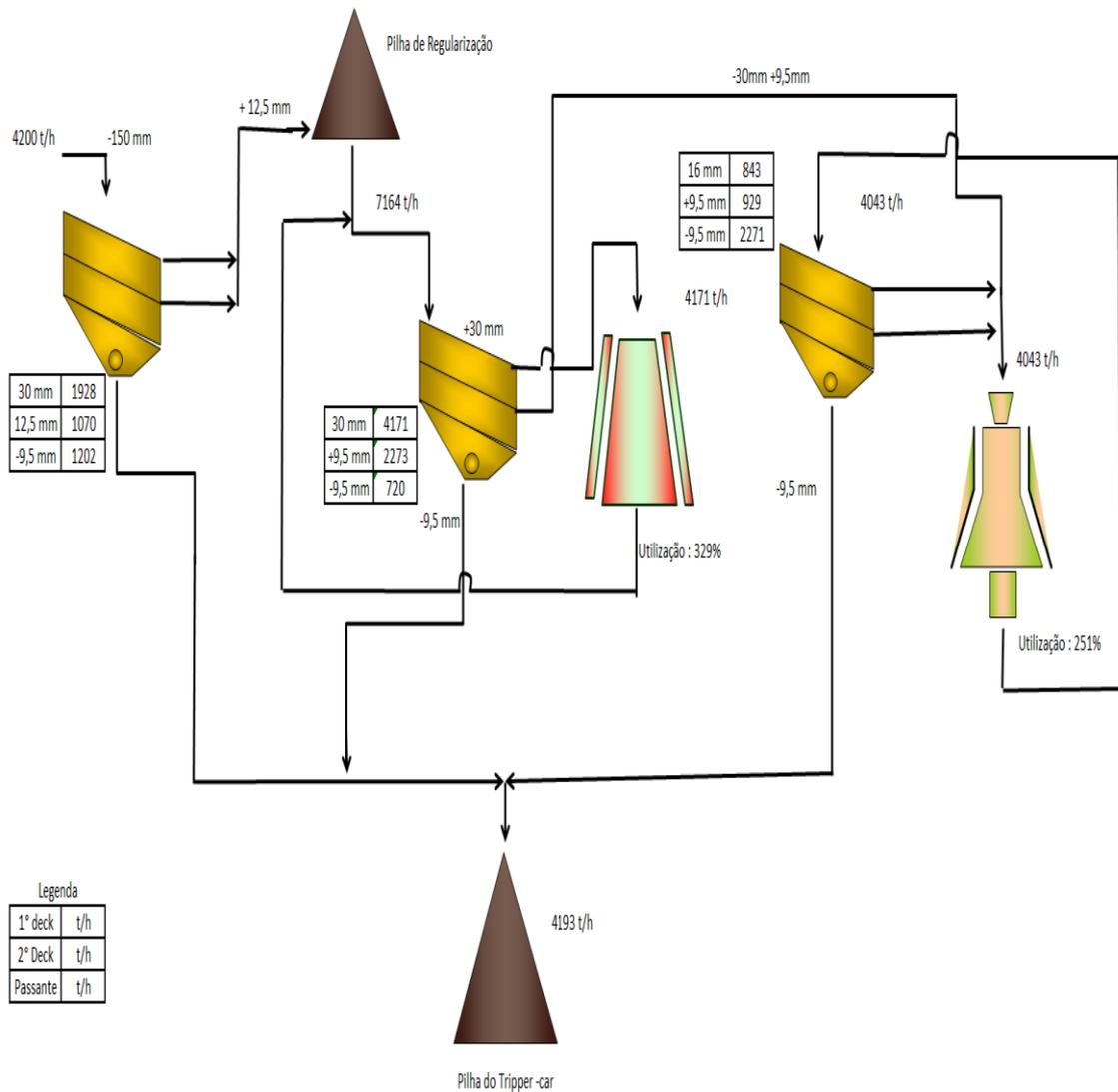


Figura 5.9: Balanço de massa – Semi-compacto specularítico.

5.7.4 – Compacto Especularítico

A utilização dos britadores para o processamento do minério compacto specularítico está acima de 100% chegando a 348% no britador cônico e 242% no Barmac, para manter a massa de 4200 t/h na alimentação seria necessário aumentar a capacidade da planta de britagem, o número de britadores primários passaria de 2 para 8 e os secundários de 3 para 9 britadores.

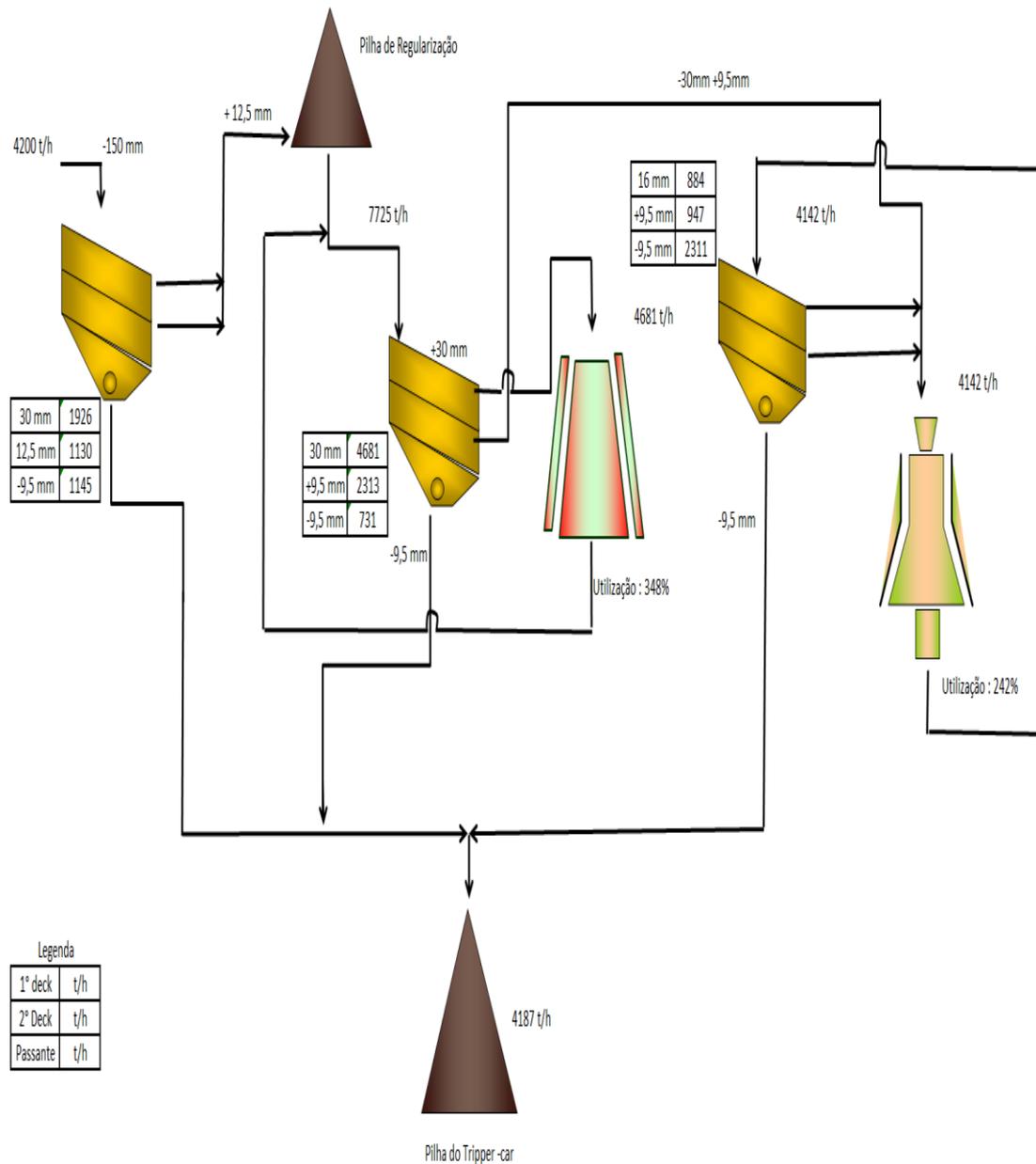


Figura 5.11: Balanço de massa – Compacto specularítico.

5.7.5 – Compacto não Especularítico

No processamento do minério compacto não specularítico a utilização do britador primário seria ainda maior 560% e do secundário de 275%, conforme o balanço de massa da simulação de britagem, assim para manter a mesma taxa de alimentação o número de britadores deveriam aumentar para 12 na britagem primária e 9 na britagem secundária.

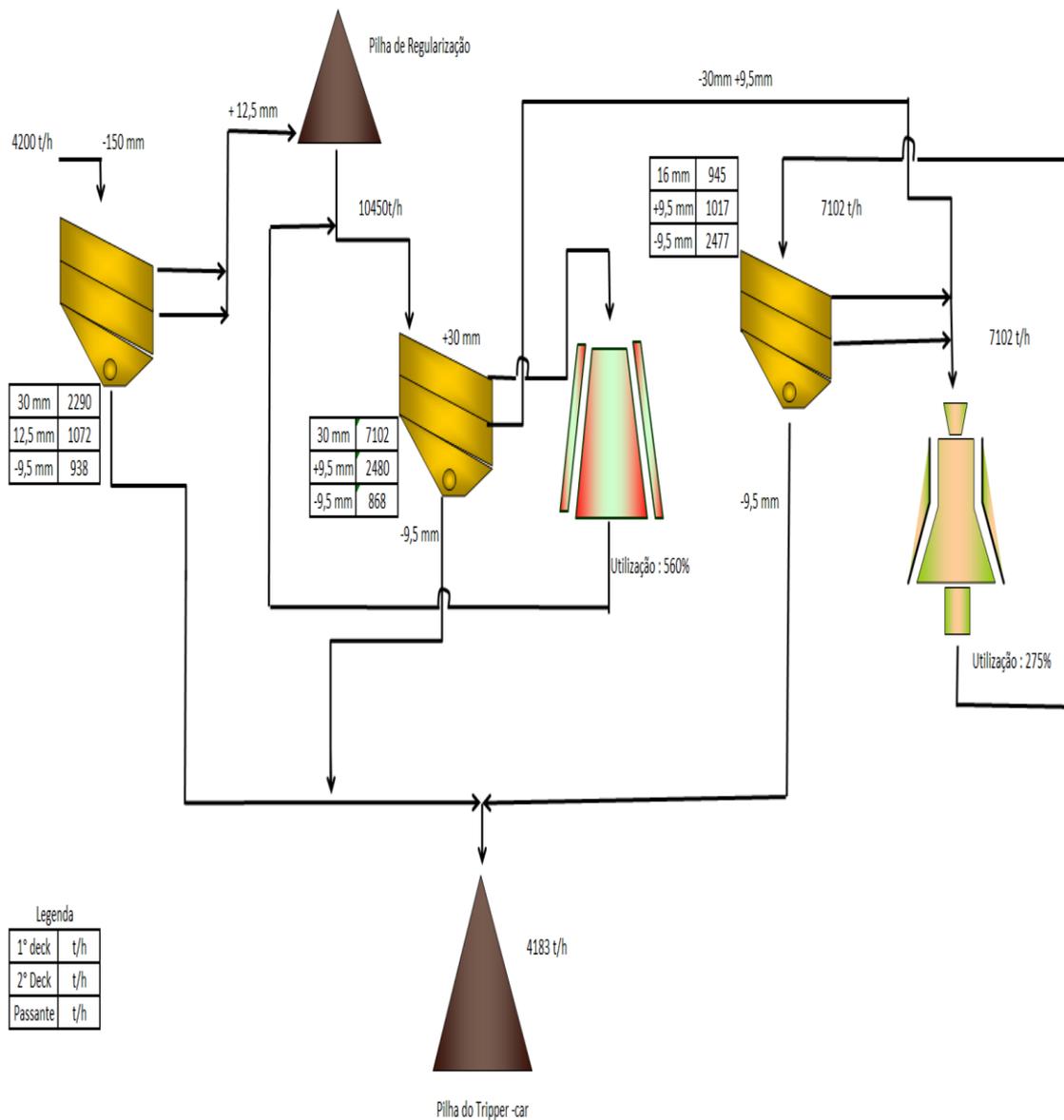


Figura 5.12: Balanço de massa – Compacto não specularítico.

CAPÍTULO 6 – DISCUSSÕES

Os estudos das tipologias feitos neste trabalho indicam que, no futuro próximo, as características do minério devem se alterar drasticamente. A partir dos testes e simulações realizados com a amostra padrão e as outras quatro tipologias diferentes, semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico, compacto especularítico e compacto não especularítico pode-se fazer os comentários a seguir:

Nas curvas de ROM de cada uma dessas tipologias, que referem-se à parcela de ROM abaixo de 3", o gráfico da figura 5.1 (pag. 60) mostra a divergência entre as curvas. Os minérios semi-compacto especularítico, semi-compacto não especularítico, compacto especularítico e compacto não especularítico são exageradamente mais grosseiros que o minério atual, amostra padrão.

O teste de peneiramento mostrou que a capacidade específica de peneiramento na malha de 9,5 mm e 5% de umidade para os minérios semi-compacto, semi-compactos e compactos especularíticos e não especularíticos é bem menor que para o minério atual. A capacidade específica de peneiramento para os minérios semi-compacto e compactos especularítico e não especularítico ficará entre 27% e 56% da capacidade específica de peneiramento para o minério atual. Isso indica que os minérios semi-compacto e compactos especularítico e não especularítico necessitarão de mais do dobro da área de peneiramento atual para cada tonelada processada.

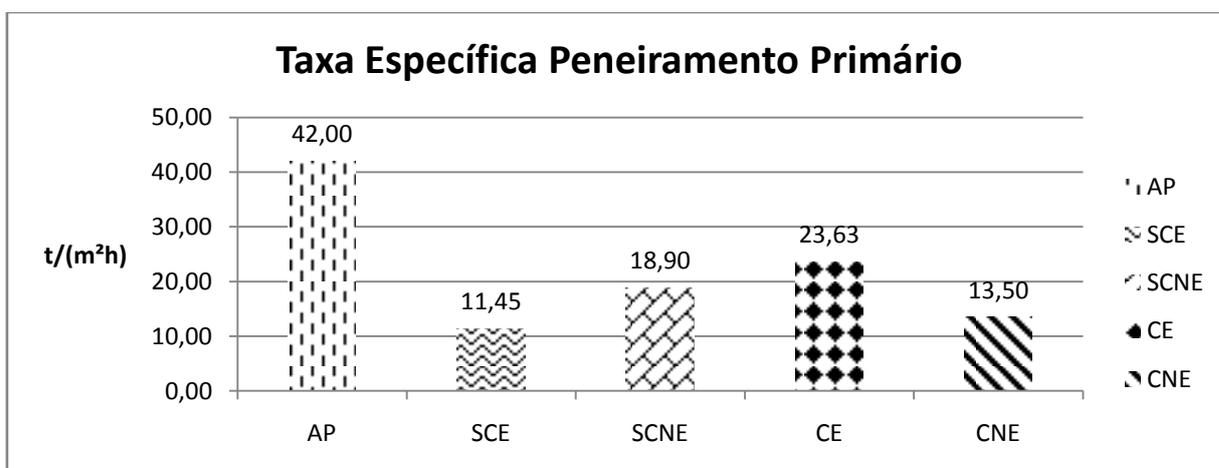


Figura 5.13: Taxa específica do peneiramento primário.

No simulador Bruno calibrado com base nos dados do teste de britabilidade e adotando peneiramentos com eficiência de 90%, os resultados indicaram que a taxa de alimentação dos britadores aumentará na seguinte proporção: britadores primários: entre 4,7 e 8 vezes, britadores secundários: entre 2,6 e 3 vezes.

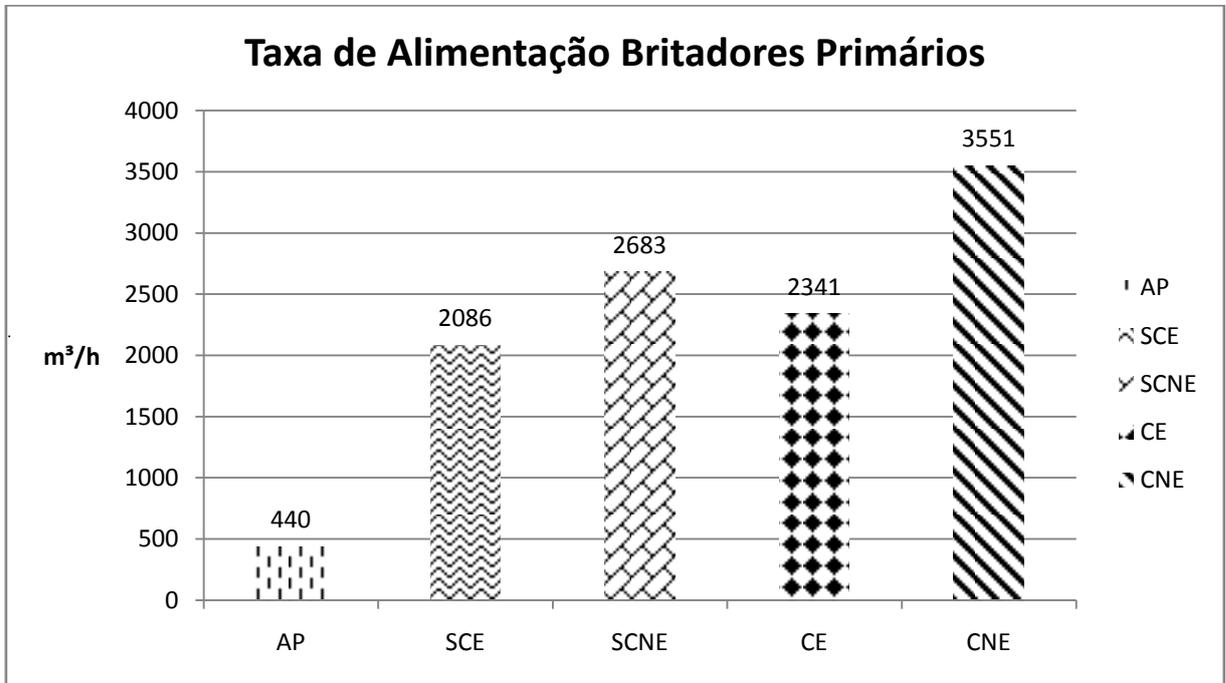


Figura 5.14: Taxa de alimentação dos Britadores Primários.

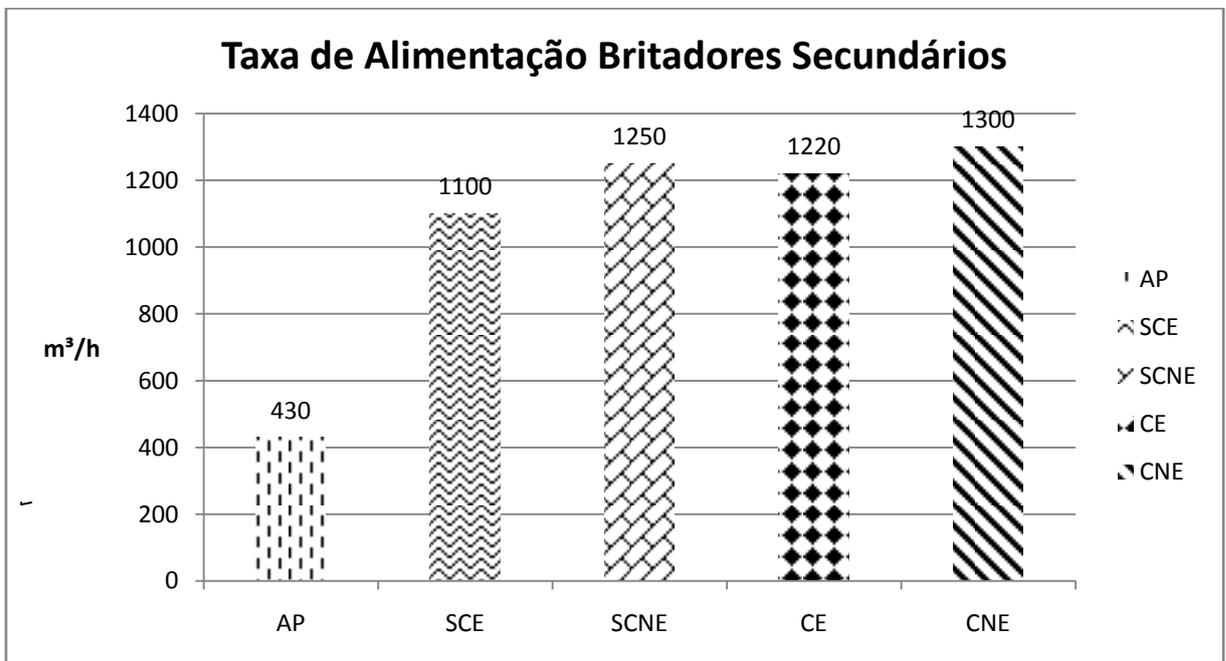


Figura 5.15: Taxa de alimentação dos Britadores Secundários.

A mesma simulação mostrou que a taxa de alimentação das peneiras aumentará significativamente:

Peneiramento primário: continuará recebendo a mesma taxa, pois opera em circuito aberto, porém haverá maior volume retido. Muito provavelmente será necessário aumento da área de peneiramento para se ajustar a altura de camada de minério sobre os *decks*.

Peneiramento secundário: aumento entre 3 e 4,8 vezes.

Peneiramento terciário: aumento entre 2,6 e 3 vezes.

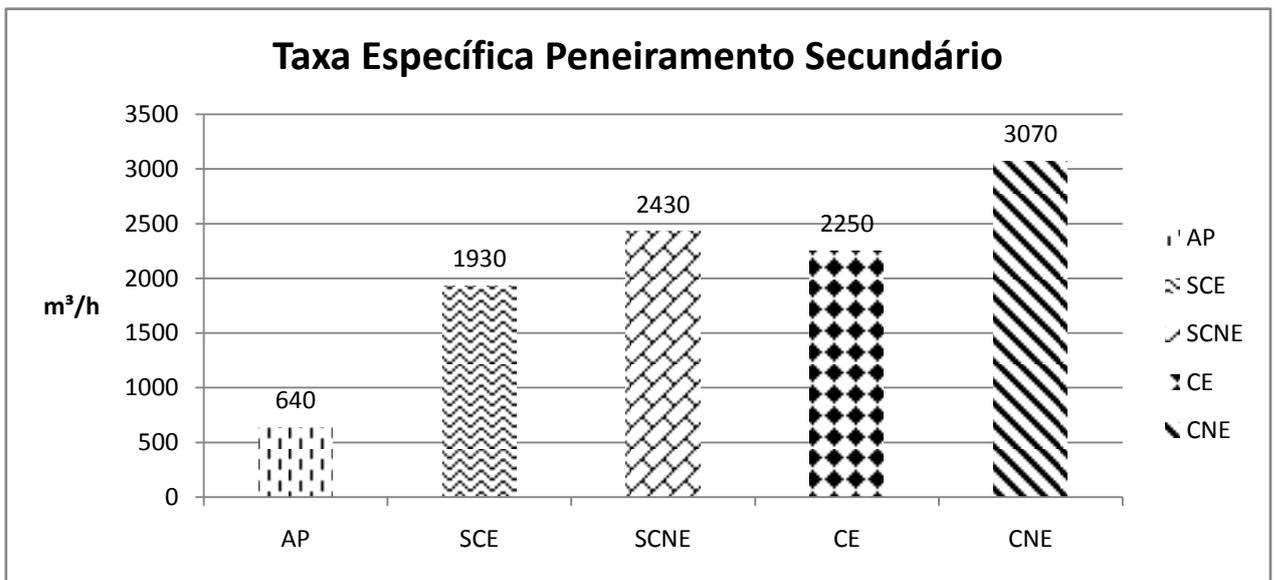


Figura 5.16: Taxa específica do peneiramento secundário.

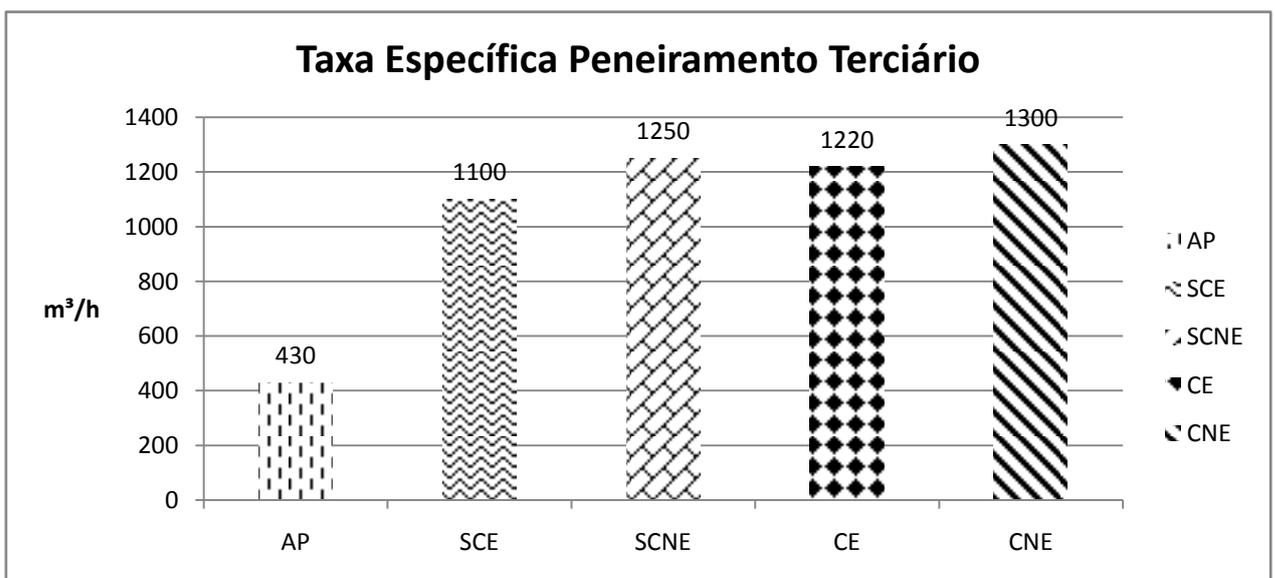


Figura 5.17: Taxa específica do peneiramento terciário.

CAPÍTULO 7 – CONCLUSÃO

Com base nos resultados de teste de britabilidade e teste de peneiramento, os resultados das simulações mostram que é praticamente impossível utilizar a planta de britagem atual para processar os minérios semi-compactos, compactos especularíricos e não especularíricos da Samarco.

A granulometria do ROM será exageradamente mais grosseira o que aumenta muito a taxa de alimentação de cada estágio de britagem. Além disso, a capacidade específica de peneiramento cairá drasticamente.

A melhor opção seria pensar em circuito com britagem primária, moinho semi autógeno (SAG) ou prensa de rolo (HPGR). Essas rotas evitam a necessidade de peneiramento, tornando o processo mais adequado às tipologias dos minérios semi-compactos, compactos especularíricos e não especularíricos.

Em resumo, para os minérios semi-compactos, compactos especularíricos e não especularíricos, a rota de processo da britagem deverá ser totalmente diferente. Caso a Samarco opte por continuar estudando uso da britagem convencional, será necessário aumentar muito o porte/quantidade de britadores e utilizar peneiramento a úmido (peneiramento com lavagem) visto que a operação com peneiramento a seco, além de arriscada, irá requerer uma quantidade de peneiras vibratórias que certamente se tornará inviável.

CAPÍTULO 8 – RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

O presente trabalho irá contribuir como ferramenta adicional para os engenheiros e todo o corpo técnico da Samarco Mineração S.A que atuam nas áreas de britagem e moagem, sendo resultado de um trabalho comparativo entre as quatro tipologias dos itabiritos presentes nas minas de Alegria da Samarco Mineração S.A nas quais os itabiritos semi-compactos especulares, semi-compactos não especulares e os compactos especulares correspondem a 37% da jazida.

A britagem é de extrema importância para a obtenção da granulometria adequada aos processos subsequentes que são a pré-moagem e moagem primária. Procurou-se desta forma auxiliar os profissionais que atuam nessas áreas, gerando informações e confiança na utilização dos testes.

CAPÍTULO 9 – SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

- Estudos de blendagem dos itabiritos semi-compactos especulares, semi-compactos não especulares e os compactos especulares a partir do ROM buscando o máximo aproveitamento de cada tipologia, sem comprometimento das etapas subsequentes à britagem.
- Estudo de britagem cônica ou rolo dentado do ROM na mina.
- Estudo de equipamentos e rotas de fragmentação nas etapas de britagem.
- Estudos de diferentes rotas de pré-moagem através de testes de escala piloto envolvendo moagem semi-autógena (SAG) e rolos de alta pressão (HPGR), devido à granulometria grosseira e ao baixo grau de liberação.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Beraldo, J. L, Moagem de minérios em moinhos tubulares.1.ed. São Paulo: Edgar Blucher. p.1 – 47

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

Chiregatti, A. C. Desenvolvimento de método inovador de caracterização tecnológica de minérios buscando a simulação de desempenho de processos de cominuição. São Paulo: Escola Politécnica (EP) Universidade Federal de São Paulo, 2001- Engenharia de Minas, Universidade Federal de São Paulo, 2001.

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

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

Dorr, J.V.N. Gair, J. E.; Pomerene, J.B. & Reynearson, G.A. 1957. Revisão da estratigrafia pré-cambriana do Quadrilátero Ferrífero. Trad. A.L.M. Barbosa. Rio de Janeiro. DNPM/DFPM. 33p.

Dorr, J.V.N. Physiographic, *stratigraphic and structural development of the* Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. USGS, Prof Paper 614-A, Washington, DC, 110p, 1969.

Dorr, J.V.N. *Supergene iron ores of Minas Gerais, Brazil. Economic Geology*, 1964. 54: 1204-1240.

Fernandes, E. Z. Aplicação da Caracterização Tipológica ao Planejamento Lava de Minério de Ferro. Dissertação, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2003. 183p.

Figueira, E.V.O, & Almeida, S.L.M, Luz, A.B. Cominuição. Capítulo 4. Rio de Janeiro/2004 – CT2004 – 182 – 00. In Cominuição Técnica Elaborada para a 4º Edição do Livro de Tratamento de Minérios.4ª edição. p. 113-194.

Gomes, F. B. A prensa de rolos como alternativa para os circuitos de cominuição nas atividades de mineração e a viabilidade de sua aplicação. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2010. Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da UFMG.

Hasui, Y., Zanardo, Y., Hackspacher, P. C., Veríssimo, C. U. V., Feitosa, V. M. N., Coelho, L. H. (1993) Quadro lito-estrutural, tipologia geológica de minérios de ferro 1993 e modelo de formação da jazida. Relatório interno da Samarco, v.1, 70p.

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

Outokumpu I. *Grinding Technology [online]. Finland: [cited 4 July 2002].*

Available from Internet: <<http://www.outokumpu.fi/mineralprocessing/grind-1b.htm>>.

Outokumpu II. *Grinding Technology [online]. Finland: [cited 4 July 2002].*

Available from Internet: <<http://www.outokumpu.fi/mineralprocessing/grind-5a.htm>>.

Pereira, C. E. Moagem. In: Peres, A.E.C.; PEREIRA, C. E. da SILVA, J. M. de Araujo, A.C., *Curso de Beneficiamento de minérios*. Belo Horizonte: 1989. p. 60-65.

Pereira, P. E. C. Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2004. p.1-27. Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da UFMG.

Rabelo, P. J. B. Estudos de Caracterização e Redução do Teor em Fósforo do Minério de Ferro da Mina de Alegria, Mariana, MG. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG,

1994. 2vol. Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da UFMG.

Rocha, J. M. P. Geologia e Tipologia dos minérios da Mina de Alegria Samarco Mineração S.A. 2005. (Relatório Interno).

Rocha, J. M. P. *Caracterização de Minérios Goethíticos-limoníticos da Mina de Alegria, MG*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1997. 257p. Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais.

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

Souza Junior, M. Caracterização Mineralógica e Tecnológica do Minério de Ferro Itabirítico Anfibiolítico da Jazida de Alegria. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 1994 200p. Dissertação de Mestrado apresentada ao Curso de Pós- Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da UFMG.

Valadão, G. E. S; ARAUJO, A.C. Introdução ao tratamento de minérios. Belo Horizonte: UFMG, 2007. p . 234.