

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e
de Minas.

Dissertação de Mestrado

Caracterização tecnológica de materiais estéreis com elevado teor de
PPC e P da Mina de Alegria da SAMARCO MINERAÇÃO S.A.

Autor: Herynson Nunes Nascimento
Orientador: Professor Antônio Eduardo Clark Peres

Fev/2014

Herynson Nunes Nascimento

Caracterização tecnológica de materiais estéreis com elevado teor de PPC e P
da Mina de Alegria da SAMARCO MINERAÇÃO S.A

Dissertação apresentada ao Programa 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, Materiais 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 Rosália.
A meu pai Antonio.
À minha esposa Tatiana e meus filhos Beatriz e Gabriel
que são a base para todos os passos dados em minha vida.*

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na execução deste trabalho e, em especial:

À Gerência de Beneficiamento da Samarco Mineração S.A, por incentivar o estudo e o desenvolvimento pessoal e profissional de seus empregados.

Ao meu orientador, Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pelos ensinamentos, supervisão acadêmica, profissionalismo e amizade.

A João Batista, Sérgio Vasconcelos e Álvaro Resende por terem proporcionado condições para a conclusão desse trabalho.

A Marcos Gomes pelos constantes ensinamentos e valiosa orientação.

A Rafael de Souza e equipe da mina pelo apoio e disponibilidade para composição das amostras.

A Vanderson Eney, Leônidas Pinto e às equipes dos laboratórios de Controle de Processo, Químico, Físico e de Mineralogia pela competente execução dos ensaios e análises.

A Eduardo Perdigão, Alexandre Camilo, Ronaldo Mendes, Alexandre Daniel, Valdirene e demais colegas da Gerência Geral de Beneficiamento pelo companheirismo.

A Ataíde, Átila, Leonardo, Jackson, Renato, Vladimir, João Bosco, Gilberto, José Raimundo e à equipe de produção do departamento de Britagem pelo constante estímulo e incentivo ao longo dessa difícil empreitada.

A Marco Túlio pela ajuda, profissionalismo, competência e amizade ao longo do desenvolvimento do trabalho.

A Lamartine Freitas, colega em todas os momentos desta jornada, pela solidariedade e incentivo.

A Tatiana pelo apoio incondicional, e aos meus filhos Beatriz e Gabriel por serem minha alegria e motivação.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1: INTRODUÇÃO	1
CAPÍTULO 2: OBJETIVO	5
CAPÍTULO 3: REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	6
3.1 - Reservas mundiais e brasileiras de formações ferríferas.....	6
3.2 - Geologia	7
3.2.1 – Gênese do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero	7
3.2.1.1 – Hematita	8
3.2.1.2 – Magnetita.....	8
3.2.1.3 – Goethita	9
3.2.2 – Principais minerais de ganga	11
3.2.2.1 – Quartzo.....	11
3.2.2.2 – Caulinita.....	11
3.2.2.3 – Gibbsita	12
3.3 - Beneficiamento de Minério de Ferro	12
3.3.1 - Cominuição.....	12
3.3.1.1 – Teoria sobre processo de cominuição.....	12
3.3.1.2 – Mecanismos de fragmentação de uma partícula	13
3.3.1.3 – Moagem.....	15
3.3.2 - Ciclonagem.....	16
3.3.3 - Deslamagem.....	17
3.3.4 - Flotação.....	18
3.3.4.1 – Flotação catiônica reversa do quartzo.....	22
3.3.5 – Separação magnética	25
3.3.6 - Espessamento	31
3.4 – O processo produtivo Samarco.....	33
3.4.1 – Operações de lavra.....	34
3.4.2 – Concentrador I	35

3.4.3 – Concentrador II	40
3.4.4 – A influência do PPC na concentração de minério de ferro da Samarco.....	50
3.5 – Caracterização tecnológica.....	50
3.5.1 – Liberação	52
CAPÍTULO 4: METODOLOGIA.....	54
4.1 – Amostragem e preparação da amostra	54
4.1.1 – Análise granulométrica.....	59
4.2 – Ensaio tecnológicos	60
4.2.1 – Ensaio tecnológicos em bancada	60
4.2.1.1 – Homogeneização e britagem	62
4.2.1.2 – Determinação do tempo de moagem (DTM)	62
4.2.1.3 – Deslamagem.....	62
4.2.1.4 – Teste de sedimentação.....	63
4.2.1.5 – Teste de flotação	63
4.2.1.6 – Remoagem	64
4.2.2 – Ensaio tecnológicos simulando os processos da usina 1	65
4.2.3 – Concentração magnética utilizando Minimag	66
CAPÍTULO 5: RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	67
5.1 – Análises granulométricas e químicas das amostras (ROM)	67
5.2 – Consumo específico de energia na pré-moagem e moagem primária.....	68
5.3 – Mineralogia, deslamagem e flotação (primeiro estágio)	70
5.4 – Consumo específico de energia na moagem secundária.....	73
5.5 – Flotação (segundo estágio)	74
5.6 – Concentrado final obtido	75
5.7 – Espessamento	75
5.8 – Concentração magnética	80
CAPÍTULO 6: CONCLUSÕES	83
CAPÍTULO 7: RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS	84
CAPÍTULO 8: SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	85

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS 86

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 – Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (CABRAL, 2010)	10
Figura 3.2 – Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos (CABRAL, 2010)	10
Figura 3.3 – Esquema de fratura por abrasão (Kelly e Spottiswood, 1982)	14
Figura 3.4 – Esquema de fratura por compressão (Kelly e Spottiswood, 1982)	14
Figura 3.5 – Esquema de fratura por impacto (Kelly e Spottiswood, 1982)	14
Figura 3.6 – Variação do potencial zeta com o pH para a hematita (PAN, 2004)	22
Figura 3.7 - Concentrador magnético de tambor (Fonte: site Inbrás-Eriez).	28
Figura 3.8 - Separador magnético <i>Ferrous Wheel</i> (Fonte: site Inbrás-Eriez)	28
Figura 3.9 - Separador eletromagnético de carrossel G-3600 (Fonte: site GAUSTEC).	28
Figura 3.10 - Representação do separador magnético SLon (ZENGH e DHE, 2003).	30
Figura 3.11 - Espessador – Corte típico (Fonte: site Lozano).	33
Figura 3.12 - Fluxograma simplificado do Concentrador I da Samarco.	40
Figura 3.13 - Fluxograma simplificado do Concentrador II da Samarco.	49
Figura 4.1 - Fluxograma esquemático da caracterização das amostras de testemunhos de furos de sondagem. AG – Análise Granulométrica; AQ – Análise Química; AM – Análise Mineralógica; GL – Grau de liberação (+150 μ m)	55
Figura 4.2 - Modelo de Blocos de Curto Prazo – Alegria Norte. Legenda: minério representado em azul, e estéril em vermelho.	56
Figura 4.3 - Modelo de Blocos de Curto Prazo – Alegria Norte, evidenciando os teores de corte. Legenda: minério representado em azul, e estéril em vermelho.	56
Figura 4.4 – Pontos de amostragem Alegria Norte.	57
Figura 4.5 – Pontos de amostragem Alegria Sul.	58
Figura 4.6 – Teores e quantidades das amostras dos compostos de Alegria Norte e Alegria Sul.	59
Figura 4.7 – Fluxograma dos processos executados no LCP.	61
Figura 5.1 – Análise granulométrica do ROM.	67
Figura 5.2 - % +100# em função da energia aplicada no eixo pinhão.	68
Figura 5.3 – Comparação entre as cinéticas de flotação dos minérios.	72

Figura 5.4 – Curvas da %+325# em função da energia aplicada no eixo pinhão.....	73
Figura 5.5 – Curvas do Blaine em função da energia aplicada no eixo pinhão.....	74
Figura 5.6 – Curvas de sedimentação do <i>overflow</i> da deslamagem.....	77
Figura 5.7 – Curvas de sedimentação do rejeito da flotação	78
Figura 5.8 – Curvas de sedimentação do concentrado da flotação	80

LISTA DE TABELAS

Tabela V.1 – Comparações entre % $+3/8''$, % $-100\#$ e química do ROM.....	67
Tabela V.2 – Produtividade na pré-moagem e moagem primária.....	69
Tabela V.3 – Análise química do <i>underflow</i> e <i>overflow</i> da deslamagem.....	70
Tabela V.4 – Mineralogia total (percentual em peso)	71
Tabela V.5 – Grau de liberação do quartzo por fração	71
Tabela V.6 – Resultados globais da deslamagem e flotação.....	72
Tabela V.7 – Testes de flotação após remoagem	75
Tabela V.8 – Resultados concentrado final.	75
Tabela V.9 – Testes com reagente Flonex 9076 com concentração de 20g/t.....	76
Tabela V.10 – Testes com reagente Magnafloc 351 com concentração de 10g/t.....	77
Tabela V.11 – Testes com reagente Flonex 920	79
Tabela V.12 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Norte deslamada.	81
Tabela V.13 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Norte moída.....	81
Tabela V.14 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Sul deslamada	82
Tabela V.15 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Sul moída....	82

LISTA DE ABREVIATURAS

PPCc – Perda por calcinação no concentrado

Pc – Fósforo no concentrado

BIF – *Banded Iron Formations*

WHIMS - *Wet high intensity magnetic separator*

µm - Micrometros

ft³ – Pés cúbicos

CLS – *Concentrate Low Silica*

CNS – *Concentrate Normal Silica*

RPM – Rotações por minuto

RP – Recuperação em peso

RM – Recuperação metálica

Blaine – Área de superfície específica das partículas (cm²/g), determinada em um permeâmetro de Blaine

RESUMO

A Samarco Mineração possui uma reserva de 3,08 bilhões de toneladas, sendo que a formação ferrífera é cortada em minério e estéril. É caracterizado como minério toda formação ferrífera que estiver dentro da cava com teores de P menor do que 0,097% e PPC menor do que 7,7%. Serão considerados como estéreis materiais com teor de P maior do que 0,097% ou com teor de PPC maior do que 7,7%.

Este trabalho investigou a possibilidade de gerar informações, para subsidiar a Samarco no aproveitamento futuro de materiais considerados estéreis pelo elevado teor de PPC e P (aproximadamente 90 milhões de toneladas) das minas de Alegria Sul e Norte. As amostras do trabalho são “minérios” cortados apenas por fósforo, entretanto com PPC maior que 6% e menor que 7,7%.

Foram feitos testes de caracterização tecnológica, simulando em bancada os processos de beneficiamento da Samarco Mineração. Os resultados foram comparados com os obtidos com uma amostra de referência. Observou-se que as amostras estudadas requererem maior consumo energético na moagem primária, implicando em uma menor produtividade. Essas apresentam índices inferiores de recuperação na deslamagem e flotação convencional. Entretanto, apresentaram boa cinética de flotação e o grau de liberação do quartzo maior que 90% para todas as frações granulométricas. As amostras também apresentaram baixa produtividade na moagem secundária e granulometria grossa para o atendimento da meta de Blaine praticada atualmente. Não foi possível a obtenção da especificação final de sílica no concentrado após a remoagem. Os testes de sedimentação não indicaram problemas nas etapas de espessamento de lama, rejeito e concentrado.

Foram realizados também ensaios em escala de bancada para separação magnética utilizando Minimag (*WHIMS*), no produto da moagem primária e no *underflow* da deslamagem, objetivando avaliar a possibilidade de uma melhor concentração desses materiais. As separações magnéticas realizada nas Amostras Norte e Sul provaram que o material apresenta comportamento paramagnético. Pelos resultados obtidos, inserir uma separação magnética após a moagem primária enriqueceria substancialmente a alimentação da flotação, além de desbastar grande parte da sílica presente.

ABSTRACT

Samarco holds a reserve of 3.08 billion tons, the iron formation being cut into ore and waste. Iron formations presenting P and LOI contents lower than 0.097% and 7.7%, respectively, are considered ore. Contents higher than those levels characterize the material as waste.

This study addressed the possibility of generating information to support Samarco's decision on the future concentration of materials presenting high contents of LOI and P, currently considered as wastes, representing approximately 90 million tons of Alegria North and South mines. The work samples are "ores" presenting P grade above 0.097% and LOI content between 6% and 7.7%.

Technological characterization tests were performed, simulating at bench scale the beneficiation processes at Samarco. The results were compared with those achieved with a reference sample. It was observed that the samples under investigation required higher energy consumption in the primary grinding, resulting in lower productivity. The recovery levels in desliming and conventional flotation were lower. However, the flotation kinetics was good and the liberation degree of quartz in all size fractions was higher than 90%. The productivity in the secondary grinding was low and the particles size was too coarse to meet the Blaine currently practiced. It was impossible to reach the final specification of silica in the concentrate after regrinding. The settling tests indicated no future problems in the stages of slimes, tailings, and concentrate thickening.

The product of primary grinding and the desliming underflow were also submitted to wet high intensity magnetic separation using a Minimag apparatus aiming at improving the concentration. The magnetic separation applied to the Alegria North and South samples indicated that the materials present paramagnetic behavior. According to the results, introducing a magnetic separation stage after the primary grinding might enrich significantly the flotation feed, besides roughing a significant amount of silica.

CAPÍTULO 1: INTRODUÇÃO

O ferro é um dos elementos mais abundantes da litosfera, onde ingressa a uma proporção de 4,2%. Aproximadamente 300 minerais têm ferro como componente essencial, mas somente os óxidos apresentam grandes concentrações. Depois da redução desses óxidos, o ferro é utilizado principalmente para a confecção do aço, o principal material aplicado na indústria moderna.

Os minerais de ferro de maior importância são: magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), goethita (FeOOH), siderita (FeCO_3), pirita (FeS_2), pirrotita (FeS) e chamoisita ($\text{Mg, Fe}_3\text{Fe}_3+(\text{AlSi}_3)\text{O}_{10}(\text{OH})_8$).

As reservas mundiais de minério de ferro são da ordem de 180 bilhões de toneladas. As reservas brasileiras totalizam 20,4 bilhões de toneladas e estão localizadas, em sua quase totalidade, nos estados de Minas Gerais (teor médio de 43,6% de Fe), Pará (teor médio de 67,6%) e Mato Grosso do Sul (teor médio de 55,6%). A produção mundial de minério de ferro em 2010 foi de cerca de 2,4 bilhões de toneladas. A produção brasileira representou 15,5% da produção mundial. Minas Gerais (69,9%) e Pará (27,2%) foram os principais estados produtores (DNPM, 2011).

Segundo ABREU (1973), os fatores que deram ao ferro a supremacia que este hoje desfruta foram:

- a substituição do carvão de madeira pelo coque mineral permitindo expandir grandemente a sua fabricação;
- a descoberta dos processos de transformação do ferro gusa em aço;
- o conhecimento das propriedades magnéticas do ferro e a descoberta de Oersted sobre os fenômenos eletromagnéticos, princípios em que se fundamentam a construção de dínamos e motores elétricos;
- a descoberta de Robert Hadfield sobre a melhoria das propriedades do aço com a adição substancial de manganês, fato que deu origem à era dos “aços especiais”.

Com isso, o aumento da demanda de minérios incentiva o desenvolvimento de tecnologias para aperfeiçoar os processos existentes ou a criação de novos processos para o aproveitamento de minérios de baixo teor, antes tidos como rejeitos (OLIVEIRA, 2006).

A crescente necessidade de utilização de minério de ferro, como matéria-prima básica para a produção de bens de consumo cada vez mais sofisticados, leva as empresas do Brasil e de todo mundo a se prepararem para o aumento de produção e garantia da qualidade do produto final, sempre otimizando seus ativos ou melhorando o processo para adaptar a qualidade do *run of mine* para obtenção dos produtos que atendam as especificações do mercado, garantindo assim a sustentabilidade do empreendimento perante um mercado cada vez mais exigente.

A viabilidade de extração do minério de ferro não é definida apenas pelos teores mínimos de ferro (Fe) e por suas classes de frações granulométricas, mas também pelos máximos de impurezas (SiO_2 , Al_2O_3 , P, PPC, etc.) que são rigidamente controladas. Isso requer que, mesmo para minérios de alto teor considerados friáveis, o processo seja controlado de tal forma que os produtos gerados atendam às especificações relacionadas ao nível de impurezas.

Para a garantia da produção, tanto quantitativa como qualitativa, é necessário, muitas vezes, que as empresas de mineração desenvolvam suas reservas minerais, alinhadas às melhorias no seu processo industrial de beneficiamento.

A preocupação em manter e aumentar os volumes de produção tem levado cada vez mais ao aproveitamento de materiais estéreis na mineração, pelo emprego de novas tecnologias de beneficiamento de “minérios” com teores mais pobres e com maior presença de contaminantes. Sem dúvida alguma, para a verificação da possibilidade do aproveitamento desses materiais, faz-se necessária a caracterização tecnológica dos mesmos (caracterização mineralógica, granulométrica, química e ensaios tecnológicos específicos para um determinado emprego) (REIS, 2005).

Alinhada a busca pelo desenvolvimento de novas tecnologias e aumento de capacidade, a SAMARCO terá um acréscimo de produção da ordem de 8 milhões de toneladas de pelotas por ano, com a construção do terceiro concentrador e de mais uma usina de pelotização, passando dos atuais de 23,5 para 31,5 milhões de toneladas de pelotas por ano em 2014. Novos projetos de ampliação já estão contemplados em seu plano de negócios.

O constante aumento de capacidade implica em busca de um melhor aproveitamento de reserva. O melhor aproveitamento de reserva é dependente de um maior conhecimento dos recursos geológicos através do suporte amostral (quantidade e profundidade dos furos de sonda), de teores de corte mais baixos para uma ou mais variáveis controladas pelo planejamento de mina e maximização da recuperação de ferro (VIEIRA, 2008).

Nesse contexto caracterização de minérios é uma etapa fundamental para o máximo aproveitamento de um recurso mineral. É um ramo especializado aplicado ao beneficiamento de minérios e que estuda aspectos específicos da mineralogia dos minérios. As informações obtidas através dessa análise são utilizadas para o desenvolvimento e a otimização de processos.

A importância do processamento de materiais considerados estéreis por presença de contaminantes, mas com teores de ferro razoáveis, se torna fundamental com a tendência da indústria da mineração de, com o passar do tempo, lavar minérios com teores cada vez mais pobres. Isso ocorre porque os minérios mais nobres estão se exaurindo.

Após a avaliação do complexo minerador, a SAMARCO identificou a potencialidade de ampliar sua reserva através da incorporação de minérios com maiores teores de contaminantes, principalmente PPC e P. Assim, haverá a necessidade de avaliar o processo de tratamento atual considerando as novas características do *run of mine*.

Tendo em mente o aproveitamento desse tipo de material e a sustentabilidade das operações de mina e concentração, neste trabalho serão descritas as características físicas, químicas e mineralógicas a fim de caracterizar esse tipo de estéril objetivando fornecer informações que subsidiem o desenvolvimento de novas tecnologias e a escolha de técnicas de concentração e processamento mineral adequadas às características do material.

CAPÍTULO 2: OBJETIVO

O objetivo deste trabalho foi estudar, através da caracterização tecnológica, materiais considerados estéreis pelo elevado teor de PPC e P, visando avaliar o impacto desses materiais na produtividade e na obtenção de concentrado com as características químicas do *pellet feed* Samarco. Foram realizados também ensaios em escala de bancada usando separação magnética, objetivando avaliar a possibilidade de uma melhor concentração desses materiais.

CAPÍTULO 3: REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão da literatura técnica, compreendendo aspectos gerais sobre as reservas mundiais e brasileiras de formações ferríferas, geologia e beneficiamento de minério de ferro e separação magnética. São abordados também aspectos relevantes do processo produtivo da Samarco e alguns conceitos de caracterização tecnológica e mineralógica.

3.1 - Reservas mundiais e brasileiras de formações ferríferas

As reservas mundiais (medidas e indicadas) de formações ferríferas são estimadas em aproximadamente 330 bilhões de toneladas. As maiores reservas estão localizadas na Ucrânia, Rússia e China, totalizando aproximadamente 170 bilhões de toneladas, ou seja, cerca de 50% do total mundial. Austrália e Brasil ocupam, respectivamente, o quarto e o quinto lugares nesse *ranking*, baseado apenas na massa das reservas. Contudo, quando se considera o conteúdo de ferro das reservas, a classificação dos países se altera. A China perde posição, passando para o quarto lugar, em virtude do baixo teor de Fe de suas reservas (cerca de 30%). Por outro lado, a Austrália passa a ocupar a terceira posição, devido ao alto teor de Fe de suas reservas (cerca de 62,5%). O Brasil, mesmo continuando em quinto lugar, com 6,8% das reservas, ocupa um lugar de destaque no cenário mundial, devido aos altos teores de ferro em suas formações (JESUS, 2004). No ritmo atual de produção, as reservas mundiais medidas e indicadas seriam suficientes para 310 anos, ao passo que as brasileiras, para 95 anos.

As reservas brasileiras encontram-se fortemente concentradas nos estados de Minas Gerais e Pará. Além desses, Mato Grosso do Sul e São Paulo completam a lista dos estados com reservas dignas de nota (QUARESMA, 2001).

Em Minas Gerais, as reservas e a produção concentram-se na região denominada como Quadrilátero Ferrífero, porção central do Estado. No estado do Pará as minas encontram-se principalmente na Serra de Carajás. Já no Mato Grosso do Sul os

municípios de Corumbá e Ladário, na porção noroeste do estado, situados na região do Pantanal Sul-mato-grossense próximo à fronteira com a Bolívia, são os principais responsáveis pela produção do estado.

3.2 - GEOLOGIA

3.2.1 - Gênese do minério de ferro no Quadrilátero Ferrífero

O Quadrilátero Ferrífero está localizado na borda sul do Cráton São Francisco e é constituído por rochas arqueanas, Supergrupo Rio das Velhas, e proterozoicas, Supergrupos Minas e Espinhaço, (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). A principal época de formação de grandes depósitos de BIF se deu no Paleoproterozoico (GROSS, 1980).

No Brasil têm-se grandes jazidas em Minas Gerais (Quadrilátero Ferrífero) e Pará (Serra dos Carajás), sendo o país grande produtor mundial. Tais jazidas são formadas através de grandes acumulações de idade pré-cambriana, e são as principais fontes de minério de ferro no Brasil. Os depósitos minerais ferríferos podem ocorrer ainda em pequenas quantidades em muitas rochas ígneas e metamórficas (SPIER et al. 2006).

No Quadrilátero Ferrífero, os minérios associados à Formação Cauê (Supergrupo Minas) são divididos em duas categorias principais: minério itabirítico e minério hematítico de alto grau (Dorr, 1965; Rosière e Chemale Jr., 2001). A hematita compacta é um tipo especial de minério de ferro de alto grau que contém características químicas e físicas especiais, alto teor em ferro, baixo teor de sílica e textura maciça, que permitem que esse minério seja usado como granulado (*lump ore*) nos processos de obtenção do ferro via redução direta. A hematita compacta pode se apresentar maciça, bandada ou laminada.

Tais formações ferríferas sofreram ao longo de sua evolução geológica, além de alterações mineralógicas, intensas modificações texturais entre as quais o desenvolvimento de uma orientação preferencial cristalográfica e morfológica de seus constituintes minerais que possibilitaram o óxido predominante de ferro, hematita, ocorrer sob diferentes formas: hematita compacta, hematita especularítica e hematita martítica (porosa), todas originadas em diferentes gerações e com clara relação com o grau de metamorfismo e deformação.

3.2.1.1 - Hematita

É o mais importante mineral de ferro e também o mineral de maior relevância, 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. Apresenta dureza entre 5,5 e 6,5, e densidade 5,3 (DANA, 1974).

A hematita é o mineral de ferro mais abundante e importante da crosta terrestre sendo encontrado e distribuído em rochas de todas as idades. Pode ocorrer como produto de sublimação em conexão com as atividades vulcânicas. Ocorre nos depósitos metamórficos de contato e, como mineral acessório, nas rochas ígneasfeldspáticas, tais como o granito. Substitui também em grande escala as rochas silícicas. Encontrada desde a forma de escamas microscópicas até a de massas enormes em relação com as rochas metamórficas regionais, onde pode ter se originado pela alteração da goethita, siderita ou magnetita. Tal como a goethita pode ser formada em massas ou camadas irregulares como resultado da ação do tempo sobre as rochas contendo ferro (DANA, 1976).

3.2.1.2 – Magnetita

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 o quartzo, hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alteram 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. A magnetita é fortemente magnética e apresenta dureza 6,0 e densidade de 5,2 (DANA, 1974).

3.2.1.3 - Goethita

É um dos minerais mais comuns e se forma, sob condições de oxidação, como produto de intemperismo dos minerais portadores de ferro. Forma-se, também, como precipitado direto, inorgânico ou biogênico, sendo amplamente disseminado, como depósito em pântanos e fontes. Em termos químicos, a composição da goethita pode ser expressa da seguinte forma: 62,9% de ferro, 27,0% de oxigênio e 10,1% de água. O manganês também pode ser encontrado em composições superiores a 5,0%. A goethita que ocorre nos minérios de ferro apresenta estrutura variável, que vai desde um material maciço até um material celular de cor amarelo ocre. A dureza varia de 5,0 a 5,5 e densidade 4,3. 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 meta coloidal. A origem coloidal da maior parte da goethita presente nos minérios de ferro é responsável por importantes relacionamentos geoquímicos.

De acordo com WALDE (1986), a maioria dos minérios de ferro brasileiros são formados predominantemente por óxidos e hidróxidos de ferro, principalmente hematita, e quartzo.

JAMES (1966) sugeriu uma classificação das jazidas de minérios de ferro em depósitos sedimentares acamadados, relacionados a atividades ígneas, formados por soluções hidrotermais e resultantes de alterações e acúmulo na superfície. O fato de elemento ferro ser encontrado sob diversas formas na natureza faz com que seja necessária a adoção de uma forma de classificação para distinguir um minério de outro. Segundo SANTIAGO & ARAUJO (1993), estas classificações diferem de acordo com o país e, até mesmo, com a empresa produtora para um país. Contudo, muitos pesquisadores vêm procurando uma forma de padronização da classificação de minério de ferro. DORR II (1969) sugere uma classificação simples e ampla de acordo com sua resistência à fragmentação e composição química da rocha. Mais recentemente, COELHO et al. (2000) e LIBANEO et al. (2001) apontaram a necessidade de classificação do minério de ferro em função de um maior número de fatores que influenciam diretamente a eficiência das etapas de concentração e de siderurgia.

As figuras 3.1 e 3.2 ilustram os minérios de ferro tipicamente porosos e compactos.

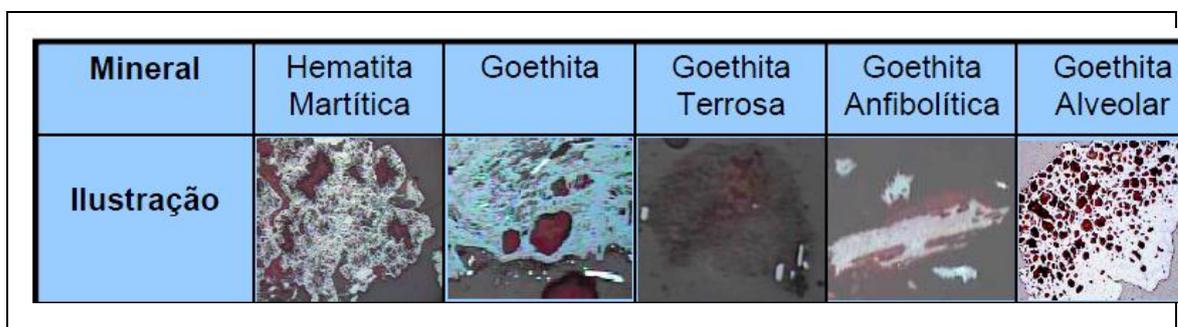


Figura 3.1 - Minérios de ferro com cristais tipicamente porosos (CABRAL, 2010).

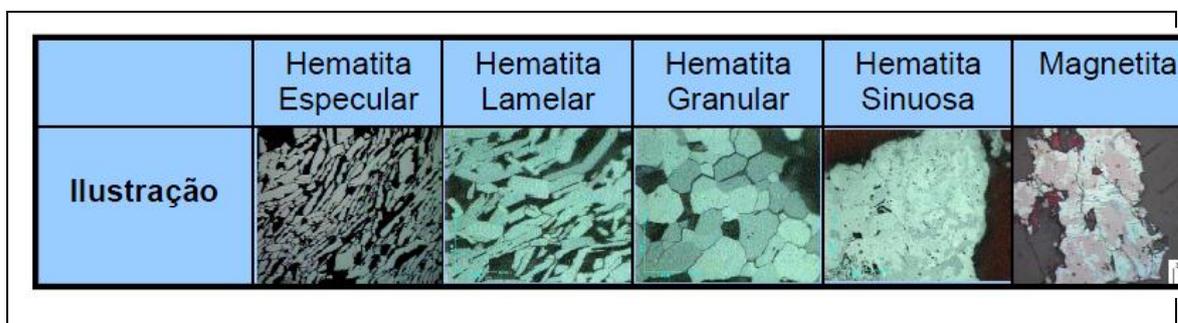


Figura 3.2 - Minérios de ferro com cristais tipicamente compactos (CABRAL, 2010).

3.2.2 - Principais minerais de ganga

3.2.2.1 - Quartzo

O quartzo é o principal mineral de ganga presente nos minérios ricos, sendo encontrado em uma grande variedade de ambientes geológicos. Ocorre como um componente importante nas rochas ígneas e metamórficas, sendo extremamente resistente tanto ao ataque químico como físico. A desintegração das rochas ígneas que o contém produz grãos de quartzo que, ao se acumularem, formam a rocha denominada arenito. Em termos químicos o quartzo é considerado como SiO_2 puro com 46,7% de silício e 53,3% de oxigênio.

3.2.2.2 - Caulinita

A caulinita é um silicato de alumínio hidratado. Ocorre como um produto de intemperização química dos feldspatos, sendo que, nestes casos, processos sedimentares transportam, classificam e redepositam a caulinita em leitos de grande extensão. Ocorre, também, como produto de alteração hidrotermal de silicatos em torno de veios de sulfetos, fontes quentes e “geysers”. Em termos químicos, a caulinita é considerada como sendo $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ com 39,5% de alumina, 46,5% de sílica e 14,0% de água.

3.2.2.3 - Gibbisita

A gibbisita é considerada como sendo $\text{Al}(\text{OH})_3$, com 62,8 a 65,3% de Al_2O_3 e 31,8 a 34,12% de perda ao fogo. Insolúvel. Assume a cor azul quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio).

3.3 - Beneficiamento de Minério de Ferro

A concentração de minério de ferro pode ser efetuada através de vários métodos e principalmente da combinação entre eles. O que diferencia na escolha e emprego do método de concentração do minério de uma empresa para outra são as características físicas, químicas e mineralógicas do minério.

Para o processamento de minérios de ferro de alto teor faz-se uso de cominuição, classificação e deslamagem. Para os minérios de ferro de baixo teor torna-se necessária a introdução de operações de concentração, como a flotação, a fim de se aumentar o teor de ferro e minimizar os teores de SiO_2 , Al_2O_3 no concentrado da flotação.

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

3.3.1 - Cominuição

3.3.1.1 - Teoria sobre processo de cominuição

A fragmentação ou cominuição é a operação, ou conjunto de operações, que se caracteriza pela redução das dimensões físicas de um dado conjunto de blocos ou partículas através do rompimento de ligações estruturais. Considera-se o desmonte de rochas, por explosivo, quando utilizado na lavra de mina, como sendo o primeiro

estágio de fragmentação. Na usina de beneficiamento a cominuição é realizada em etapas que podem ser divididas, de forma geral, em britagem e moagem (BERALDO, 1987). Os principais objetivos da cominuição são:

- atingir o grau de liberação necessário para que se possa efetuar a concentração de espécies que têm interesse econômico;
- atingir as especificações granulométricas exigidas pelo mercado;
- preparar o material para os processos subsequentes, como é o caso da pelotização do minério de ferro.

Os parâmetros conseguidos nas operações de separação dos minerais, quais sejam teor do concentrado e recuperação do material útil, variam em função do grau de cominuição efetuado. Por outro lado, as operações de cominuição, em especial a moagem fina, são as mais dispendiosas de um circuito de concentração.

Assim sendo, o grau de cominuição do minério deve ser fixado, tendo em vista a otimização de uma função econômica que considere os custos de moagem, a taxa de produção, a recuperação do mineral útil e o teor do concentrado.

3.3.1.2 - Mecanismos de fragmentação de uma partícula

Para que uma partícula seja fraturada é necessário que seja submetida a uma força que exceda sua resistência. A forma pela qual a partícula se fratura depende de sua natureza e do modo como a força é aplicada. Há três tipos principais de fragmentação: abrasão, compressão e impacto.

- **Abrasão:** Ocorre quando a força é insuficiente para provocar uma fratura em toda a partícula. Há a concentração local de esforços, que provoca o aparecimento de pequenas fraturas, com o surgimento de uma distribuição granulométrica de partículas finas ao lado da partícula original, cujo diâmetro é pouco diminuído. Esse tipo de fratura pode ser provocado por atrito entre as partículas ou de bolas com as partículas. A figura 3.3 ilustra a fratura por abrasão.

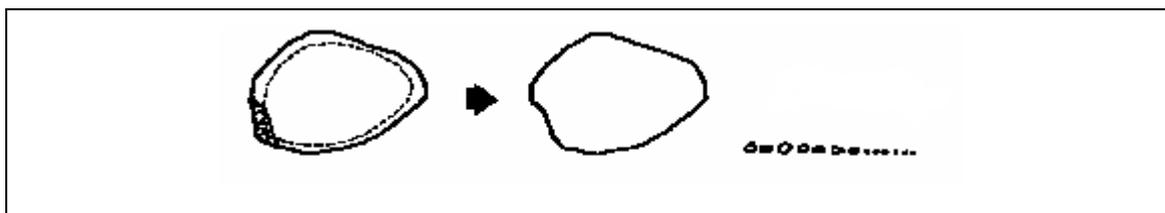


Figura 3.3 - Esquema de fratura por abrasão (Kelly e Spottiswood, 1982).

- **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. Desse tipo de fratura resultam poucos fragmentos de grande diâmetro. Esse tipo de fratura ocorre em britadores de mandíbulas, giratórios, cônicos e em moinhos quando as partículas são comprimidas entre dois ou mais corpos moedores, ou partículas maiores. A figura 3.4 ilustra fragmentação por compressão.

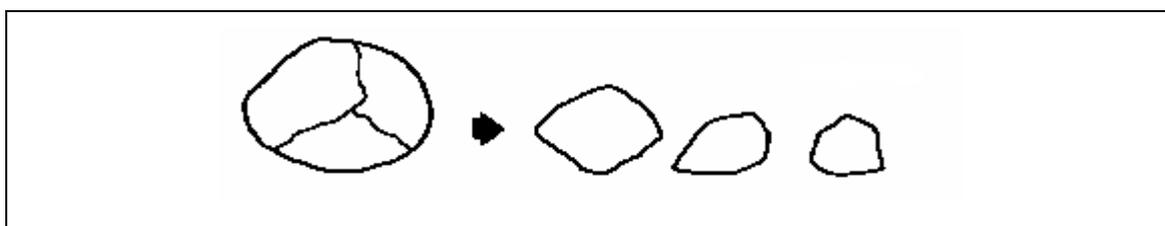


Figura 3.4 - Esquema de fratura por compressão (Kelly e Spottiswood, 1982).

- **Impacto:** Ocorre quando a força é aplicada de forma rápida e em intensidade muito superior à resistência da partícula, como acontece, por exemplo, com britadores de impacto ou em moinhos, nas zonas de queda das bolas ou barras. Resulta dessa fratura uma distribuição granulométrica de partículas finas. É representada esquematicamente pela figura 3.5.

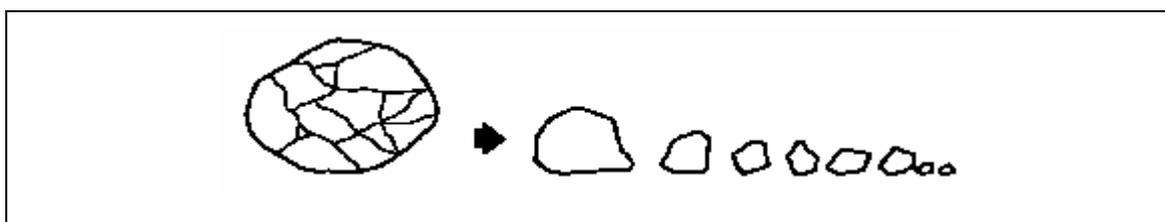


Figura 3.5 - Esquema de fratura por impacto (Kelly e Spottiswood, 1982).

3.3.1.3 - Moagem

A moagem normalmente representa o último estágio dos processos de cominuição. Nesse estágio, partículas são reduzidas de tamanho como resultado da ação do impacto e da abrasão. A moagem é normalmente realizada em recipientes cilíndricos, chamados moinhos tubulares. Esses contêm corpos moedores, os quais são livres para se mover dentro do moinho, e assim produzir a cominuição do minério. Corpos moedores de diversos tipos são usados: barras, bolas, cilindros curtos (chamados *cylpebs*) de aço, pedaços de rocha dura ou, em alguns casos, partículas do próprio minério. O movimento dos corpos moedores dentro do cilindro é realizado pela ação rotativa, planetária, vibratória, ou ainda pela agitação. Os corpos moedores ocupam normalmente entre 20 e 80% (no caso dos moinhos vibratórios) do volume interno do moinho. Essa relação entre o volume aparente dos corpos moedores e o volume interno do moinho é denominada de grau de enchimento.

No processo de moagem convencional, realizado em moinhos rotativos cilíndricos, partículas com granulometria entre 5 e 250mm são reduzidas até tamanhos entre 10 e 300 μ m. A denominação do tipo de moinho irá depender do tipo de corpos moedores nele usado: moinhos de barras, de bolas, autógenos (os corpos moedores são partículas do próprio minério) e semi-autógenos (os corpos moedores são uma combinação de partículas do próprio minério e bolas de aço).

Moinhos de bolas são o tipo mais importante dos moinhos tubulares. Eles são construídos em diversos tamanhos, desde unidades de laboratório (com 15 cm de diâmetro) até moinhos industriais de grande capacidade (um moinho de 6,5 m de diâmetro encontra-se em operação na Noruega: Sydvaranger).

Considerando que bolas possuem uma maior área superficial por unidade de peso que barras, moinhos de bolas são mais adequados à moagem fina. Moinhos de bolas são capazes de atingir elevadas razões de redução, mas possuem baixa eficiência energética.

3.3.2 - Ciclonação

O princípio básico de separação empregado nos ciclones é a sedimentação centrífuga. O desempenho de um ciclone é influenciado pelas suas variáveis de projeto (dimensões) e pelas variáveis operacionais, assim como pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada.

O hidrociclone consiste de uma câmara cônica acoplada a um cone invertido, equipado com uma entrada tangencial e duas saídas dispostas ao longo do eixo vertical do equipamento. A polpa é injetada sob pressão no aparelho, através de um duto (*inlet*) situado na parte superior da câmara cilíndrica e, como resultado de sua entrada tangencial, é criado no seu interior um redemoinho. As partículas mais grosseiras e mais densas são arremessadas às paredes e descarregadas pela abertura inferior (chamada *apex*), constituindo o *underflow*. As partículas mais finas e parte do fluido são dirigidas para o centro do ciclone e saem por um cilindro na parte superior do aparelho, denominado *vortex finder*, vindo a constituir o *overflow*.

O mais significativo padrão de fluxo dentro do hidrociclone é o da espiral dentro de outra espiral. Essas espirais são geradas pela alimentação tangencial e revolvem na mesma direção; a reversão da velocidade se aplica somente à componente vertical.

Algumas das vantagens dos hidrociclones são:

- a) elevada capacidade em relação ao seu volume e à área ocupada;
- b) relativa facilidade de seu controle operacional;
- c) pequeno custo de investimento;

Algumas das suas desvantagens, entretanto, são:

- a) sua operação é muito afetada por oscilações na alimentação;
- b) um controle estrito do processo exige instrumentação sofisticada;
- c) o desgaste dos ciclones e bombas pode ser elevado quando o minério for abrasivo;

d) incapacidade de armazenar grande volume de polpa e, portanto, atuar como um regulador no circuito.

3.3.3 - Deslamagem

Como definição do tamanho de partículas, SOMASUNDARAN (1980) classificou as partículas, com base em seu tamanho e comportamento em meio aquoso, da seguinte forma:

- a) finos - partículas que não são facilmente separáveis por processos gravitacionais e cujo tamanho médio está compreendido entre 10 μ m e 100 μ m;
- b) ultrafinos - partículas que não são facilmente separadas por processos não gravitacionais convencionais, inclusive a flotação, e cujo tamanho médio está compreendido entre 1 μ m e 10 μ m;
- c) coloides - partículas cujo tamanho médio é inferior 1 μ m;
- d) lamas – mistura de coloides e ultrafinos naturais e aqueles gerados em processos de cominuição. Uma característica das lamas é ter uma sedimentação bastante lenta.

O termo deslamagem se refere à eliminação de lamas, indesejáveis ao processo de flotação. Geralmente significa a eliminação de parte de partículas finas, sem uma conotação de separação granulométrica precisa ou eficiente. Um adequado grau de dispersão das partículas na polpa é requisito essencial para uma deslamagem eficiente. Uma maneira simples e onerosa para se conseguir um alto grau de dispersão é elevar o pH mediante altas dosagens de NaOH, aumentando a repulsão eletrostática entre as partículas. Experimentos de laboratório simples e confiáveis fornecem uma correlação entre grau de dispersão e eficiência de deslamagem, constituindo-se em ferramenta útil para predição do desempenho na flotação.

QUEIROZ (2003) verificou que, para certos tipos de minérios itabiríticos, o uso da atrição acarreta aumento na recuperação mássica das frações lamas e concentrado da flotação e decréscimo dos teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃ e de P no concentrado,

aumentando o índice de seletividade de Gaudin. Além de melhorar o desempenho do processo de flotação, a atrição reduz o consumo de coletor.

3.3.4 - Flotação

As primeiras patentes relacionadas ao processo surgiram no século XIX. Em 1860, na Inglaterra, Hayness patenteou a flotação em óleo (*bulk oil flotation*). Entretanto, esse processo não teve aplicação industrial imediata na época.

Em 1905, a empresa *Minerals Flotation*, na Austrália, foi capaz de tratar mais de um milhão de toneladas de minério de chumbo e zinco da *Broken Hill* utilizando a concentração por flotação. Essa possibilidade de tratamento de uma grande massa de minério pode ser entendida como uma das principais vantagens do método.

O processo chegou aos EUA em 1911. Inicialmente as empresas americanas de mineração utilizavam a flotação para recuperar os rejeitos finos da separação gravítica.

A flotação, desse modo, permitia um considerável aumento de recuperação. Com o passar do tempo, os processos de flotação passaram a substituir quase que completamente os métodos gravíticos na recuperação de minerais metálicos.

No Brasil, o método surgiu nos anos cinquenta, sendo utilizado primeiramente no tratamento de minério de chumbo, na cidade de Panelas, próximo à divisa do Paraná com São Paulo (ARAUJO & PERES, 1995). Nos anos sessenta, após o *start-up* do concentrador de minério fosfático da Serrana, o número de concentradores cresceu rapidamente.

Atualmente no Brasil utiliza-se o método de flotação para o tratamento de minerais de ferro, fosfato, nióbio, ouro, cobre, zinco oxidado, chumbo-zinco, grafita, carvão,

potássio, níquel, fluorita, magnesita, feldspato, barita, talco, tungstênio e resíduo hidrometalúrgico contendo prata.

REIS (2004) relata que a primeira operação de concentração de minério de ferro por flotação direta foi na mina de *Humboldt, Michigan, EUA*, pertencente à *Cleveland Cliffs Iron Company*. Essa mina atualmente encontra-se desativada.

A concentração de minérios de ferro de baixo teor iniciou-se com a flotação aniônica direta dos minerais de ferro, usando-se sulfonato de petróleo em conjunto com óleo combustível, ácidos graxos e hidroxamatos como coletores. Esse método é pouco utilizado atualmente, tendo sido substituído, com sucesso, pela flotação catiônica reversa, a partir dos anos sessenta (HOUOT, 1983).

No Brasil, a flotação de minério de ferro surgiu na SAMARCO, em 1977. As células mecânicas originais WEMCO estão sendo utilizadas desde o início das operações. Após a exaustão do minério itabirítico da mina de Germano, em 1991, foram acrescentadas ao processo as colunas de flotação COMINCO.

Flotação em espuma, ou simplesmente flotação, é um processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as várias espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa (polpas).

Os fundamentos das técnicas que exploram características de superfície estão em um campo da ciência conhecido como “Físico-química das Interfaces”, “Química de Superfície”, “Química das Interfaces” ou “Propriedades das Interfaces” (PERES, 1999).

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

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

A flotação, segundo RABOCKAI (1979), consiste em fazer flutuar sobre uma fase líquida um material de natureza hidrofóbica, enquanto que o material de natureza hidrofílica se deposita no fundo do recipiente. Este processo ocorre agitando-se a suspensão, ou borbulhando-se ar através da mesma. As partículas hidrofóbicas aderem às bolhas que as transportam à superfície da suspensão. Este processo, ainda, requer a produção de espuma de modo que seja criada uma interface ar-líquido de grande área que deve ser estável. Logo, para alcançar resultados satisfatórios utilizam-se espumantes e outros aditivos com finalidades diversas.

Esse processo baseia-se na diferença da capacidade de partículas aderirem a bolhas de ar. Devido a esse fato, os reagentes que controlam essa propriedade, como reagentes hidrofobizantes (coletores), coagulantes, floculantes, dispersantes, ativadores, depressores e modificadores de carga, desempenham um papel importante na otimização de vários microprocessos envolvidos. Portanto, a flotação de partículas em suspensão é um fenômeno cinético composto por diferentes etapas (microfenômenos).

YOON (1992) propôs um modelo probabilístico para esse processo, expresso pela seguinte equação:

$$P = P_c \times P_a \times P_p \times P_r \quad \text{Eq. (1)}$$

Onde:

P = probabilidade de flotação;

P_c = probabilidade de colisão bolha-partícula;

P_a = probabilidade de adesão entre partículas hidrofóbicas e bolhas de ar;

P_p = probabilidade de permanência;

P_r = probabilidade de remoção.

Segundo YOON (1992), a probabilidade de colisão entre uma bolha de ar e uma partícula é proporcional ao quadrado do diâmetro da partícula e inversamente proporcional ao quadrado do diâmetro da bolha.

A probabilidade de adesão (P_a) está diretamente relacionada ao ambiente químico predominante em um dado sistema de flotação, isto é, essa probabilidade poderá ser influenciada pela mineralogia, reagentes e condições da polpa, sendo controlada predominantemente pelas forças superficiais.

A probabilidade de colisão (P_c) é especialmente influenciada pelo tamanho da partícula, da bolha e pela turbulência do sistema.

As outras duas probabilidades são governadas pela hidrodinâmica do sistema de flotação. O pH ótimo para o processo de flotação está na faixa de 9,5 a 10,5, em que a superfície do quartzo é altamente negativa e incide a maior diferença das cargas superficiais entre a hematita e o quartzo (NUMELA & IWASAKI, 1986). Na figura 3.6 pode-se visualizar o potencial zeta da hematita em diferentes valores de pH.

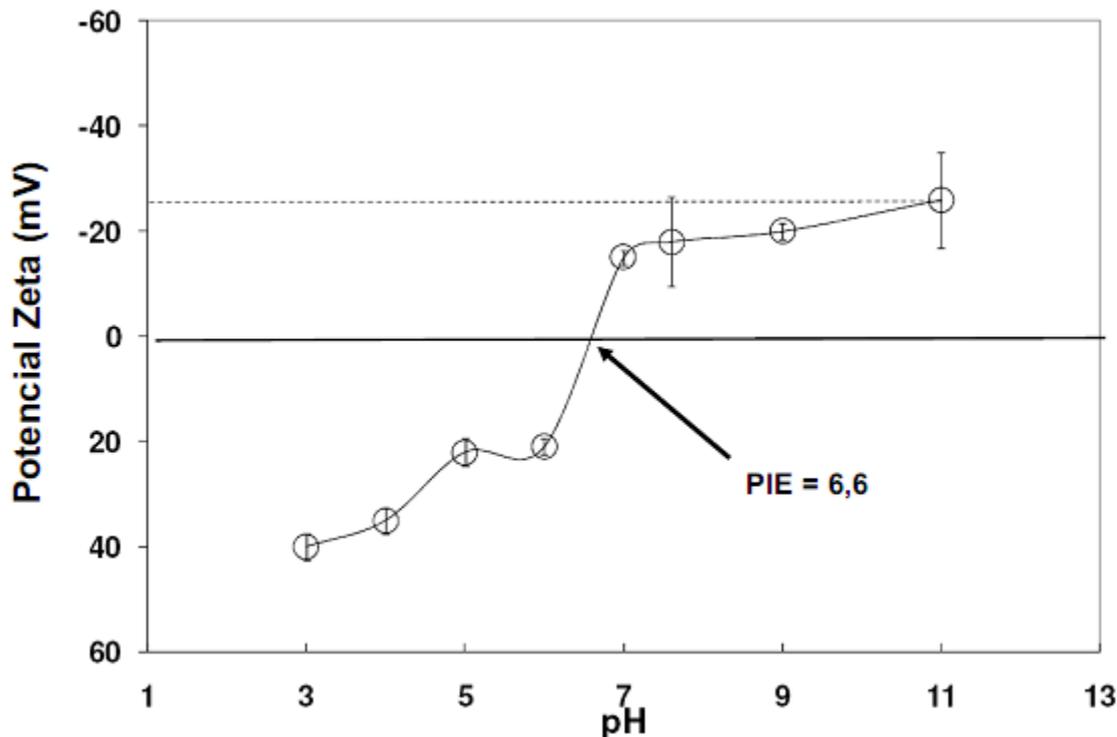


Figura 3.6 - Variação do potencial zeta com o pH para a hematita (PAN, 2004).

3.3.4.1 - Flotação catiônica reversa do quartzo

A flotação, no caso de minérios de ferro, é denominada direta ou reversa, se os minerais flotados forem, respectivamente, os minerais oxidados de ferro ou o quartzo (sílica). A flotação é dita aniônica ou catiônica, de acordo com a natureza da parte polar dos coletores utilizados.

A flotação de minério de ferro pode ser realizada basicamente de quatro formas distintas:

- flotação de minerais oxidados de ferro, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos e sulfatos), em pH na faixa neutra a ácida;
- flotação de quartzo/silicatos, utilizando coletores aniônicos (ácidos carboxílicos) em pH alcalino, ativado por cálcio;

- flotação catiônica de minerais oxidados de ferro, utilizando aminas como coletores e ativação por flúor, em pH ácido;
- flotação catiônica de quartzo, utilizando aminas, em pH na faixa neutra e alcalina.

A flotação catiônica de quartzo, com a utilização de aminas, é usualmente realizada na faixa de pH alcalino, onde as propriedades de dissociação e hidrólise deste grupo de reagentes lhe confere características de coletor e espumante.

O tamanho máximo de partículas é fixado, primordialmente, pela liberação do mineral de interesse cuja recuperação é o objetivo do tratamento. O tamanho máximo das partículas na alimentação é governado pela granulometria de liberação que não deve ser maior que aquela que possibilite o transporte das partículas pelas bolhas de ar. O limite inferior da faixa granulométrica está associado com o conceito de “lamas” que refere-se a materiais de granulometria fina (geralmente abaixo de 10 μ m) que podem causar efeitos deletérios ao sistema (PERES, 1999).

Na flotação catiônica reversa do quartzo é utilizada a eteramina como coletor do quartzo e o amido como depressor dos óxidos de ferro (MONTE & PERES, 2004).

As aminas primárias apresentam baixa solubilidade em água. A transformação da amina primária em eteramina primária confere maior solubilidade ao reagente. A solubilidade é também favorecida pela neutralização parcial da eteramina, geralmente feita com ácido acético. A neutralização é necessária em termos da solubilidade do coletor, porém graus de neutralização elevados podem reduzir o índice de remoção de quartzo na espuma. Grande parte das eteraminas é fornecida com graus de neutralização que variam entre 25% e 30% (MONTE & PERES, 2004).

Segundo MONTE & PERES (2004) uma maneira de produzir concentrados de flotação, *pellet feed fines*, mais puros é utilizar, como coletor, uma mistura de etermonoamina e eterdiamina, reagente com maior poder de coleta.

Na flotação catiônica reversa, os minerais de ferro também estão susceptíveis à flotação na presença de amina, principalmente as de cadeias maiores, devido à componente eletrostática do mecanismo de adsorção das aminas. Desta forma, torna-se necessária a adição de um depressor, que irá permitir a seletividade do coletor para o quartzo, reforçando o caráter hidrofílico dos minerais de ferro. Os reagentes de depressores mais utilizados neste sistema são os amidos (MAPA, 2006).

O amido pode ser encontrado em várias frutas, tubérculos, raízes e sementes. É possível a utilização de amido extraído de milho, mandioca, batata, trigo, arroz, babaçu e outras fontes (VIEIRA, 1995).

O amido de milho é usado na flotação de minério de ferro no Brasil desde 1978. O nome comercial do produto era *Collamil*, consistindo de um pó muito fino e de elevada pureza. Era o chamado amido convencional. Por razões comerciais, as empresas iniciaram em 1984 a busca por amidos alternativos, os chamados amidos não-convencionais (MONTE & PERES, 2004).

VIANA & SOUZA (1985) realizaram testes, inicialmente em escala de bancada, e posteriormente em escala industrial, comparando o amido convencional (*Collamil*) com amido não-convencional (*gritz*). O preço do amido não convencional era equivalente à metade do preço do amido convencional. Os testes realizados mostraram que o *gritz* manteve a recuperação de ferro e a qualidade do concentrado, sendo plenamente adequado ao processo de flotação.

Segundo IWASAKI et al. (1962), o valor de pH aplicado na flotação catiônica reversa do quartzo, utilizando a eteramina como coletor, está compreendido entre 8 e 11, sendo a faixa ótima compreendida entre 9,5 e 10,5, devido à superfície do quartzo estar altamente negativa e incidir a maior diferença das cargas superficiais entre a hematita e o quartzo.

3.3.5 Separação magnética

A propriedade de um material que determina sua resposta a um campo magnético é chamada de susceptibilidade magnética. Com base nessa propriedade os materiais ou minerais são classificados em duas categorias: aqueles que são atraídos pelo campo magnético e os que são repelidos por ele. No primeiro caso tem-se os minerais ferromagnéticos, os quais são atraídos fortemente pelo campo, e os paramagnéticos, que são atraídos fracamente. Aqueles que são repelidos pelo campo denominam-se diamagnéticos (LUZ, 2004).

Minerais ferromagnéticos compreendem aqueles que são fortemente atraídos pelo imã comum. O exemplo mais conhecido é a magnetita. Os paramagnéticos são fortemente atraídos e o exemplo clássico é a hematita. Os minerais diamagnéticos possuem susceptibilidade magnética negativa e, portanto, são repelidos quando submetidos a um campo magnético, entre outros se destacam; quartzo, cerussita, magnesita, calcita, barita, fluorita, esfalerita etc. (LUZ, 2004).

O fenômeno que governa a separação magnética está relacionado à duas questões básicas; o comportamento das partículas de minerais diferentes quando expostas a um mesmo campo magnético e às forças magnéticas que atuam sobre elas (MIHAUK, 1979).

Os processos de separação magnética se baseiam fundamentalmente numa força de interação entre o campo magnético e um dipolo magnético.

A partícula, quando submetida a um campo magnético, se torna magnetizada. Essa magnetização induzirá à formação dos dipolos magnéticos nos terminais da partícula que ficará orientada ao longo das linhas do campo de magnetização. A partícula se tornará assim um dipolo magnético e a intensidade desse dipolo (momento de dipolo) irá variar dependendo das características de cada partícula.

As forças que atuam em uma determinada partícula, colocada em um campo magnético, numa separação a úmido são:

- força magnética;
- força de gravidade;
- força de arraste hidrodinâmico;
- força interpartículas.

Da composição destas forças, e da ação de cada uma delas sobre as partículas de características diferentes, resultarão trajetórias distintas.

A resultante entre a força magnética e as forças competitivas é que irá determinar a viabilidade de uma partícula magnética ser recuperada em um separador magnético. As forças existentes entre as partículas magnéticas e não-magnéticas são determinantes da qualidade da separação.

Dentre as forças interparticulares, destacam-se as forças de fricção, de atração magnética e de atração eletrostática.

As características de uma separação podem ser determinadas qualitativamente, em termos de teor e de recuperação, através de uma análise de efeitos de interação das forças magnéticas interparticulares e de outras forças competitivas atuantes no processo.

As partículas dentro de um campo magnético, inicialmente adquirem o campo magnético induzido. O fluxo magnético que atravessa a partícula é a soma dos fluxos devido ao campo induzido e indutor. Como para as substâncias diamagnéticas o campo induzido é oposto ao campo indutor, a densidade de fluxo diminui, assim as linhas de força são dispersadas. Nas substâncias paramagnéticas ocorre o contrário, pois os dois campos se somam e as linhas de força se concentram. O ferromagnetismo consiste numa concentração intensa das linhas de força.

Se o campo é uniforme a partícula não se moverá na direção de um dos polos, qualquer que seja a sua posição. Ela apenas sofrerá rotação até alinhar seu eixo magnético com a direção do campo se a partícula for paramagnética.

Se o campo é convergente, se há um gradiente de campo, as linhas de força são mais densas junto ao pólo pontiagudo ou desuniforme. Uma partícula paramagnética tende a concentrar as linhas de força e, portanto, mover-se-á na direção da ponta. Uma partícula diamagnética terá o comportamento nulo.

Portanto para haver movimento das partículas, o equipamento de separação magnética deve prover um campo convergente, ou seja, deve criar um gradiente de intensidade de campo.

Hoje, existem vários equipamentos de separação ou concentração magnética, dependendo da aplicabilidade do mesmo, que varia com as características de susceptibilidade magnética, tamanho da partícula, concentração do mineral paramagnético na alimentação, etc. Os principais equipamentos de concentração magnética utilizados hoje na concentração de minério de ferro são: o concentrador magnético de tambor, o concentrador magnético de alta intensidade e o concentrador magnético de alto gradiente.

O concentrador magnético de tambor, conforme apresentado pela figura 3.7, é utilizado para concentrar/separar materiais de alta susceptibilidade magnética, trabalha com campo magnético variando de 4000 a 7500 Gauss, é utilizado para recuperar magnetita, hematita martítica e agregados de hematita com magnetita ou hematita martítica. As partículas devem estar entre uma faixa de granulometria de 3,0 a 0,15mm.



Figura 3.7 - Concentrador magnético de tambor (Fonte: site INBRÁS-ERIEZ)

A figura 3.8 apresenta o separador magnético *Ferrous Wheel*, que é utilizado para concentrar/separar materiais de baixa e média susceptibilidade magnética, trabalha com um campo magnético variando entre 9000 a 12000Gauss, sendo que sua tecnologia trabalha com alto gradiente, por possuir uma malha como matriz concentradora. É utilizado para recuperar hematitas, goethitas com granulometria inferior a 0,040mm, podendo ser utilizado para granulometria entre 0,15 a 0,040mm.



Figura 3.8 - Separador magnético *Ferrous Wheel* (Fonte: site INBRÁS-ERIEZ)

Os separadores eletromagnéticos de carrossel são utilizado para concentrar/separar materiais de baixa e média susceptibilidade magnética, trabalha com um campo magnético variando entre 9000 a 12000Gauss, sendo que sua tecnologia trabalha com alta intensidade de campo sendo gerado por matrizes de placas paralelas e com ranhuras, também é utilizado para concentrar minerais de ferro com granulometria variando de 1,0 a 0,040mm. A figura 3.9 mostra o separador eletromagnético G-3600 que é um equipamento do tipo *WHIMS* (*Wet High Intensity Magnetic Separator*), utilizado na separação ou concentração de materiais com diferentes respostas magnéticas.



Figura 3.9 - Separador eletromagnético de carrossel G-3600 (Fonte: site GAUSTEC)

O separador magnético SLon foi projetado especialmente para suprir algumas falhas dos concentradores eletromagnéticos de alta intensidade (WHIMS), como capacidade reduzida para finos, entupimento das matrizes e aprisionamento de partículas não magnéticas. Foi desenvolvido na China e teve a primeira aplicação industrial em 1998. Um desenho esquemático desse equipamento é mostrado na figura 3.10.

A aplicação industrial destes equipamentos mostrou que é possível produzir concentrados mais limpos e com alimentação composta de partículas menores que 100 μ m. O desenvolvimento desta tecnologia foi conduzido em grande parte pela

necessidade de concentrar minérios com teores abaixo de 30% de ferro na China (HEARN & DOBBINS, 2007).

Um campo magnético é gerado dentro da zona de separação. Um carrossel, que gira sobre o seu eixo horizontal, possui matrizes de barras paralelas. A polpa é introduzida na caixa de alimentação e as partículas magnéticas são atraídas para a superfície das barras das matrizes. As partículas não magnéticas são descarregadas na caixa de rejeito, auxiliadas pela gravidade e por uma força de pulsação hidrodinâmica. Após sair da zona de separação, onde o campo magnético é desprezível, as partículas magnéticas são descarregadas na caixa de concentrado (HEARN & DOBBINS, 2007; ZENG & DAHE, 2003). Um diafragma atuado por um eixo de manivela é responsável pelo mecanismo de pulsação. Esta pulsação conduz a polpa para cima e para baixo enquanto está sob a ação da zona de separação, deixando as partículas “mais finas”. Assim menos partículas não magnéticas ficarão aprisionadas na matriz (DAHE, 1998).

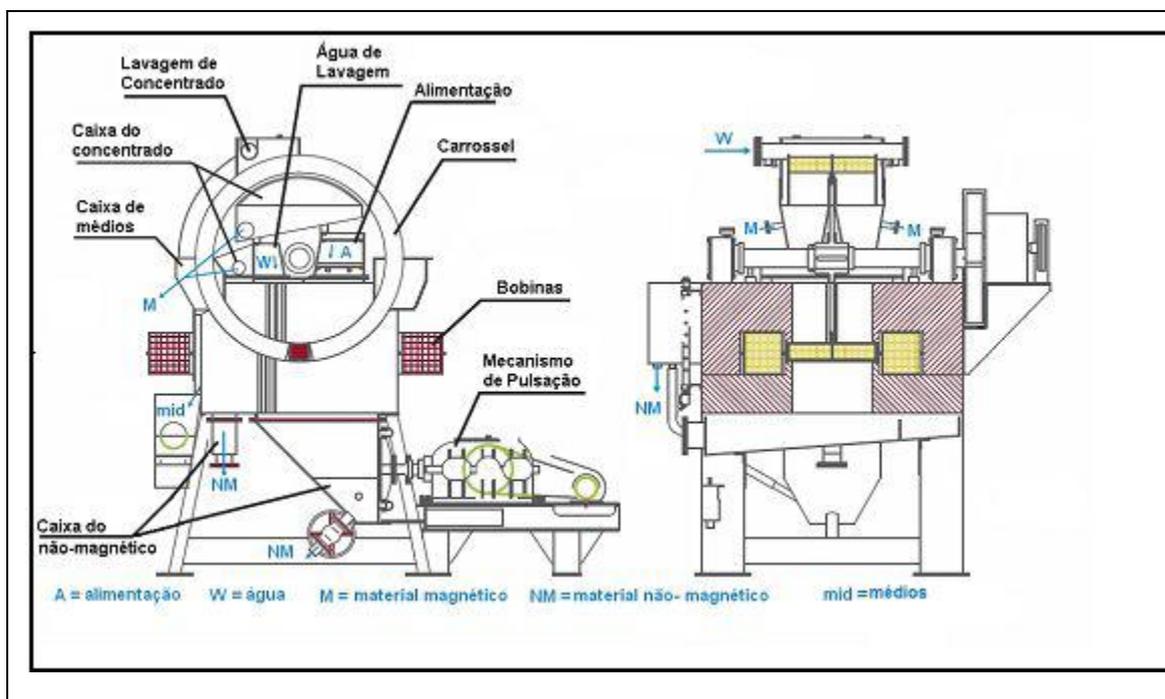


Figura 3.10 - Representação do separador magnético SLon (ZENGH & DAHE, 2003).

ZENG & DAHE (2003) compararam o desempenho de um WHIMS-2000 e um SLon-1500, ambos instalados em paralelo na usina de concentração da Qidashin Mineral. O minério que era alimentado nos dois equipamentos possuía 15,78% de ferro. O SLon-1500 apresentou um concentrado mais rico, com maior recuperação de ferro que o WHIMS-2000. As diferenças percentuais para teor de ferro no concentrado, recuperação mássica e recuperação de ferro foram, respectivamente, 3,79%, 3,57% e 13,60%. Além disso, WHIMS tinha como maior problema o entupimento das matrizes. Os autores atribuem o maior teor de ferro no concentrado ao mecanismo de pulsação do SLon e atribuem a maior recuperação de ferro ao fato da matriz magnética do SLon estar limpa.

3.3.6 - Espessamento

Os espessadores são equipamentos grandes, caros e que geralmente são instalados fora das usinas. Eles são constituídos de um tanque cilíndrico-cônico (a altura da porção cilíndrica é pequena se comparado ao seu diâmetro e o cone é raso - inclinação do fundo = 12:1). São alimentados pelo centro: as partículas sólidas sedimentam e são retiradas pelo fundo, no ápice da porção cônica (“*underflow*”), enquanto que o líquido sobrenadante transborda e é recolhido em uma calha que circunda o tanque (“*overflow*”). A calha pode ser interna ou externa ao tanque.

Os espessadores são construídos em aço ou em concreto armado. Eventualmente, utiliza-se argila compactada para construir o fundo do espessador. Em princípio, aço é mais econômico que concreto para pequenos diâmetros, a situação se invertendo à medida que o diâmetro cresce.

Espessadores para concentrados de flotação geralmente têm algum dispositivo para conter a espuma mais persistente e impedir que ela extravase pela calha de *overflow*. Por exemplo, um anel de chapa de aço, espaçado de alguns metros do *feedwell*, ou então esguichos de água.

Podem receber polpas bastante diluídas (5 a 10% de sólidos) ou mais adensadas e desaguam-nas até 65 ou 75% de sólidos. Este valor não depende da capacidade do espessador de adensar, mas é definido a partir da capacidade que as bombas de *underflow* tenham de manusear o material adensado.

Sua função principal, portanto, é adensar o material alimentado até um valor conveniente para a operação subsequente (bombeamento, filtragem, condicionamento, etc). Outra função – que se torna cada vez mais importante, em decorrência da crescente preocupação ambiental – é permitir a recuperação e recirculação imediata de toda ou pelo menos parte da água de processo.

Normalmente a polpa é conduzida, por gravidade, da caixa de alimentação, externa ao espessador, até o *feedwell*, poço de alimentação localizado no centro do espessador, através de calhas ou tubos. A utilização de tubo com a chegada submersa no poço de alimentação reduz a presença de bolhas de ar o que favorece a sedimentação, no entanto, para uma vazão superior a 7.000 m³/h torna-se muito dispendioso, sendo normalmente aplicada calha. O *feedwell* reduz a turbulência da polpa e possibilita sua distribuição uniforme no espessador, promovendo um ambiente de sedimentação adequado, conforme destacado na figura 3.11.

Pelo efeito da gravidade, os sólidos sedimentam e são arrastados pelo *rake* até a saída inferior central, descarga do *underflow*. Para se obter uma maior velocidade de sedimentação e uma menor área unitária de espessamento, normalmente é usada à adição de floculante e /ou coagulante.

O *rake* exerce papel importante no adensamento do material sedimentado. Além de direcionar os sólidos para o centro, de onde ele é retirado, por gravidade ou por bombeamento, ele é responsável pelo aumento da densidade do *underflow* e pela manutenção dos sólidos em suspensão, evitando o aterramento do espessador.

A água segue pela calha de *overflow* e alimenta a caixa de recirculação de água. No tratamento de minério de ferro é comum a adição de cal ou CO₂ ou outro reagente

para neutralizar a polpa e facilitar a atuação do floculante / sedimentação dos sólidos, no entanto, a escolha do reagente deve vir com um estudo mais detalhado para não interferir nas etapas subsequentes do processo onde o pH é fator relevante.

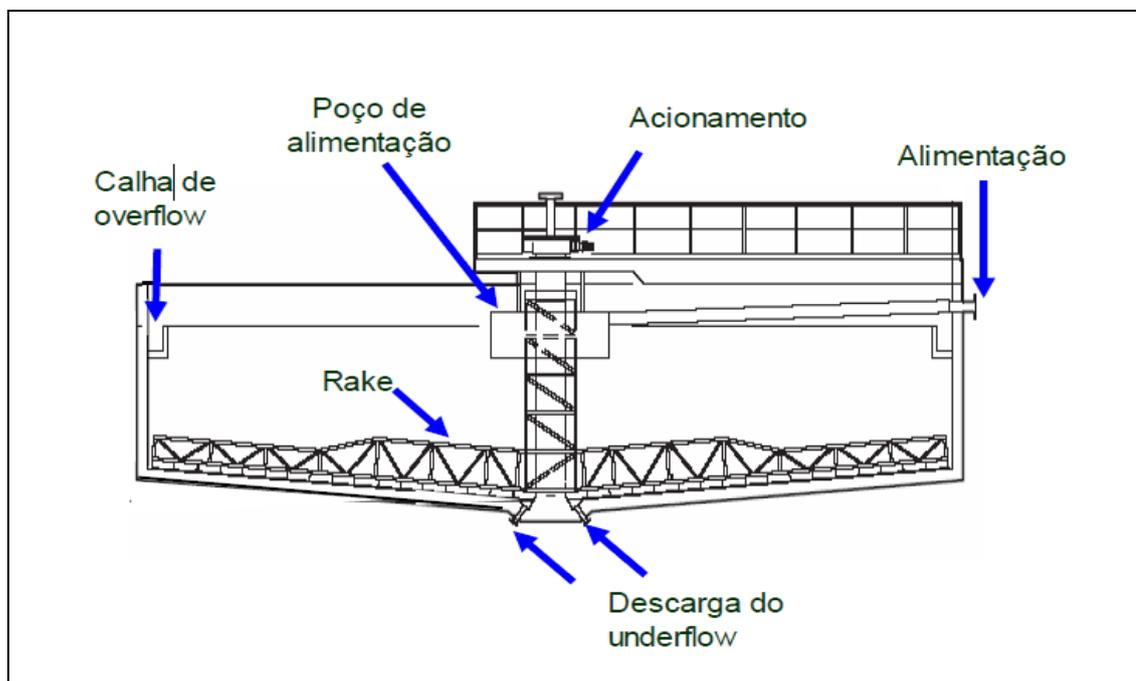


Figura 3.11 - Espessador - Corte típico (Fonte: site - Lozano).

3.4 - O processo produtivo Samarco

A Samarco Mineração S.A. possui unidades industriais em dois estados brasileiros, com operações realizadas de forma integrada e simultânea.

Em Minas Gerais, localiza-se a unidade industrial de Germano, situada no município de Mariana, onde são feitas as operações de extração do minério, beneficiamento e o início do transporte do concentrado de minério de ferro. O beneficiamento é realizado em duas usinas, denominadas Concentrador I e Concentrador II, e o transporte é feito por dois minerodutos, denominados mineroduto I e mineroduto II, de aproximadamente 400km que ligam as duas unidades.

No Espírito Santo, está instalada a unidade industrial de Ponta Ubu, no município de Anchieta, que possui operações de preparação da polpa, pelotização, estocagem e embarque de pelotas de minério de ferro e *pellet feed*. O embarque é efetuado em porto próprio e escoa a produção para clientes na Europa, Ásia, África, Oriente Médio e Américas.

O controle acionário da Samarco é exercido igualmente pela Vale e *Broken Hill Property Billiton* (BHP Billiton).

3.4.1 - Operações de lavra

O processo produtivo se inicia com as operações de lavra. Anualmente são lavradas cerca de 40,0 milhões de toneladas de minério itabirítico, proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9, pertencentes ao Complexo de Alegria. As reservas da SAMARCO estão estimadas em 3,1 bilhões de toneladas de minério itabirítico.

A lavra do minério é a céu aberto, com relação estéril-minério de 0,42. Por se tratar de um minério friável, o desmonte é normalmente executado por tratores de lâminas, sendo o desmonte por explosivo muito pouco utilizado e ocorrendo em porções de estéril. Atualmente são utilizados dois métodos de lavra. No primeiro método, denominado convencional, as carregadeiras alimentam os caminhões que transportam o minério lavrado até os carregadores de alimentação das correias transportadoras localizadas a distâncias de, no máximo, 2,0km das frentes de lavra. No segundo método, as carregadeiras alimentam diretamente carregadores instalados nas próprias frentes de lavra, a distâncias de transporte de, no máximo, 80,0m. Esse método é o mais utilizado para a lavra de minério por proporcionar menores custos operacionais.

O teor de corte da mina está na faixa de 33,0% de ferro. Os tipos de minério das diversas frentes de lavra são blendados para se obter um teor médio de ferro de aproximadamente 46,0% na alimentação dos concentradores.

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6 e Alegria 3/4/5 é estocado em uma pilha-pulmão, com capacidade para 150.000t. Posteriormente é transportado por um sistema de correias, com 5,5km de extensão e capacidade nominal de 3750t/h, até a instalação de britagem. O minério lavrado na mina de Alegria 9 também segue para a instalação de britagem através de outro sistema de correias, com 1,9km de extensão e com a mesma capacidade. Em virtude de a Samarco possuir 2 concentradores com rotas de processo diferentes, serão descritos separadamente.

3.4.2 – Concentrador 1

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 é conduzido até as instalações de peneiramento e britagem. A granulometria desse minério é reduzida de -150mm para -12,5mm. Toda a operação na usina de britagem é a seco e a capacidade da mesma é de 23 milhões de toneladas/ano ou 71.000 toneladas/dia.

O produto final da britagem constitui a alimentação do circuito das moagens, pré-primária e moagem primária, etapas iniciais da usina de concentração. Esse minério é estocado em uma pilha com capacidade para até 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos, sendo que os alimentadores alimentam os moinhos pré-primários.

Os circuitos de moagem pré-primária e moagem primária visam à adequação da granulometria do minério à etapa de flotação convencional. Na alimentação dos moinhos pré-primários ocorre a primeira adição de água do processo, de forma que esses moinhos trabalhem com uma polpa com 80% de sólidos em peso.

O circuito de moagem pré-primária é constituído por dois moinhos de bolas de 5,18m de diâmetro por 8,53m de comprimento, operando em circuito aberto, a 74% da velocidade crítica, com 36% de enchimento e potência de 3800kW. O tamanho das partículas na alimentação da moagem pré-primária é de 55% passante em 149 μ m e o

produto dessa etapa possui uma granulometria de 88% passante em 147 μ m e alimenta o circuito de moagem primária.

O circuito de moagem primária é composto por quatro moinhos de bolas que operam em circuito fechado reverso com quatro baterias de ciclones. Cada um dos moinhos primários possui 4,27m de diâmetro por 5,18m de comprimento, operando a 71,5% da velocidade crítica, 38% de enchimento e potência de 1.430kW. Cada bateria possui seis ciclones de 660,4mm (26") de diâmetro.

O *overflow* dos ciclones primários constitui o produto das etapas de moagem pré-primária e moagem primária e possui aproximadamente 12 a 15% de material com granulometria superior a 147 μ m. Dessa forma, as espécies minerais encontram-se bem liberadas e no tamanho adequado para o processo de flotação.

O *overflow* dos ciclones primários passa então à etapa de deslamagem, efetuada em três estágios de ciclonagem, objetivando retirar o material ultrafino, ou seja, menor que 10 μ m, prejudicial ao processo de flotação.

Para se obter uma deslamagem eficaz, adiciona-se hidróxido de sódio à polpa para elevação do pH. O grau ótimo de dispersão da polpa ocorre em uma faixa de pH entre 9,0 e 9,5.

A lama usina (*overflow* do segundo e do terceiro estágio de ciclonagem) é direcionada para os espessadores de lamas. O *underflow* do segundo estágio segue para a etapa de flotação mecânica e o *underflow* do terceiro estágio segue para a etapa de flotação em coluna.

Na alimentação dos espessadores de lama, adiciona-se floculante para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A água recuperada no *overflow* desses espessadores é recolhida e bombeada para o tanque de água de processo.

O processo de flotação realizado na usina de concentração é catiônico reverso e acontece em três etapas: na primeira etapa são utilizadas células mecânicas da *WEMCO* e internamente esta etapa é denominada flotação convencional; na segunda etapa são utilizadas células mecânicas da *OUTOTEC*, denominadas *Tank Cells*; na terceira etapa são utilizadas colunas de flotação.

A etapa de flotação mecânica, denominada flotação convencional, possui quatro linhas independentes, sendo cada linha constituída por: um condicionador primário; um condicionador secundário; um banco *rougher*, com quatro células; um banco *cleaner*, com três células; um banco *scavenger*, com quatro células e um banco *recleaner*, com três células. Cada célula possui um volume de 14,16m³ (500ft³). Essa etapa do processo inicia-se com o condicionamento, nos condicionadores primário e secundário, do minério proveniente do *underflow* do segundo estágio da deslamagem com o amido de milho ou mandioca gelatinizado.

O condicionador secundário alimenta, por transbordo, o banco *rougher*. Nesse ponto é adicionada a amina, que atua como espumante e coletor das partículas de quartzo. O *underflow* das células *rougher* alimenta a etapa *cleaner*. O *underflow* das células *cleaner* alimenta o banco *recleaner*. O *underflow* do banco *recleaner* é o concentrado final da etapa de flotação mecânica. O *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner* alimenta a etapa *scavenger*. O *underflow* da etapa *scavenger* e o *overflow* da etapa *recleaner* retornam na alimentação da etapa *rougher*. O *overflow* da etapa *scavenger* constitui o rejeito final da flotação mecânica.

O *underflow* das células *rougher* alimenta a etapa *cleaner*. O *underflow* das células *cleaner* é o concentrado final da flotação convencional.

O concentrado do circuito de células mecânicas alimenta três baterias de ciclones de 254mm (10 polegadas) de diâmetro. O *underflow* desses ciclones alimenta três moinhos de bolas que operam em circuito aberto. Esses moinhos têm 5,18m x 10,36m e potência instalada de 6000HP. A descarga dos moinhos, juntamente com o *overflow* dos ciclones, alimentam o circuito de células mecânicas de grande volume (*tank cell*).

A etapa de flotação mecânica denominada *Tank Cell* possui quatro células denominadas *cleaner* dois, *cleaner* três, *scavenger* três e *scavenger* quatro. Essas células são fabricadas pela *OUTOTEC* e possuem, cada uma, capacidade nominal de 160m^3 , sendo do tipo aeração forçada.

O circuito de células de grande volume é composto por três células de 160m^3 cada, sendo uma *rougher*, uma *cleaner* e uma *recleaner*. O *underflow* da célula *recleaner* constitui o concentrado final dessa etapa. A etapa *scavenger* é realizada em uma coluna com dimensões de 2,44m de diâmetro por 11m de altura e volume de $51,35\text{m}^3$. Essa coluna *scavenger* é alimentada pelo *overflow* das etapas *rougher* e *cleaner*. O rejeito *scavenger* constitui o rejeito final do circuito de células de grande volume. O concentrado *scavenger* e o rejeito *recleaner* alimentam as três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 .

O *underflow* do terceiro estágio de deslamagem alimenta três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 . O *underflow* dessas colunas alimenta outras duas colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 . O *underflow* dessas duas colunas alimenta uma quarta célula de grande volume de 160m^3 . O *underflow* dessa célula, juntamente com o concentrado do circuito de células de grande volume, alimenta três colunas de 3,7m de diâmetro por 13,6m de altura e volume de 140m^3 . O *underflow* dessas três colunas constitui o concentrado final do circuito de flotação em colunas e o *overflow* dessas três colunas é encaminhado para as três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 . O *overflow* das duas colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 e o *overflow* da quarta célula de grande volume de 160m^3 alimentam um tanque condicionador, onde é adicionado amido, e então alimenta dois estágios de flotação em coluna (*rougher* e *cleaner*) com dimensões 4m x 3m x 12m e 3m x 2m x 12m, respectivamente. O rejeito do primeiro estágio é rejeito final, o rejeito do segundo estágio retorna no tanque condicionador e o concentrado do segundo estágio é encaminhado para as três colunas com dimensões de 6m x 3m x 13,6m e volume de 244m^3 .

O concentrado final do circuito de flotação em colunas, juntamente com um concentrado que a Samarco compra da Vale, alimenta três baterias de ciclones, cada bateria com dezesseis ciclones de 254mm (10") de diâmetro. O *overflow* dessa ciclonagem é concentrado final e vai alimentar os espessadores de concentrado. O *underflow* é dividido para três caixas que alimentam outras três baterias de ciclones, cada bateria com dez ciclones de 254mm (10") de diâmetro. Essas baterias fecham o circuito com três moinhos de bolas de 5,18m x 10,36m e potência instalada de 6000HP. O *overflow* é concentrado final e também vai alimentar os espessadores de concentrado e o *underflow* alimenta o respectivo moinho secundário.

O concentrado final é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. 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* desses espessadores é também recolhida, assim como a água recuperada nos espessadores de lama, e bombeada para o tanque de água de processo.

O concentrado produzido, cerca de 14,2 milhões de toneladas de concentrado, sendo 600 mil toneladas de concentrado provenientes da Vale, na usina de concentração 1 segue até a unidade de Ponta Ubu, onde são efetuados os processos de pelotização e embarque.

Abaixo segue o fluxograma simplificado da sequência de operações citadas anteriormente.

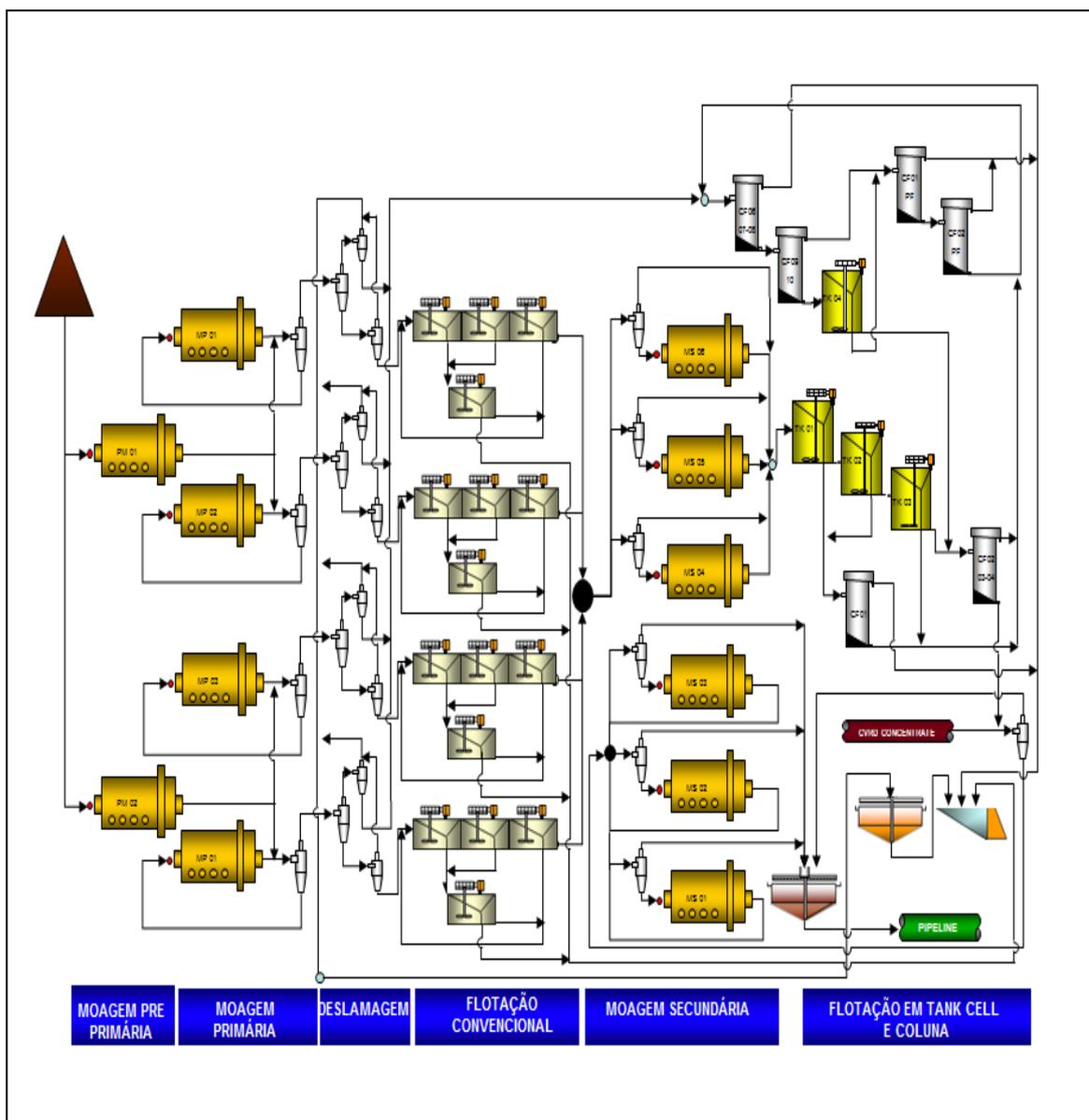


Figura 3.12 - Fluxograma simplificado do Concentrador I da Samarco.

3.4.3 – Concentrador 2

Com relação ao concentrador 2, o minério oriundo da mina sai das correias de longa distância e é despejado em oito silos que são correspondentes a oito conjuntos de peneiras do tipo banana as quais possuem dois decks para separação do material. O primeiro *deck* é constituído de telas com abertura igual a 20x30 mm onde o *oversize* é enviado para a britagem primária enquanto o *undersize* passa para o segundo *deck*. O

segundo deck possui telas de aberturas de 14 mm. O material retido no segundo *deck* é encaminhado para a britagem secundária enquanto o passante é direcionado a pilha cônica (pulmão) de alimentação da usina.

A pilha pulmão possui capacidade para 165 mil toneladas e possui área útil de aproximadamente 20% (em torno de 30 mil toneladas). O peneiramento trabalha com até 3800 toneladas/hora com umidade relativa de 7% e carga circulante entre 25 e 45%. Sua eficiência depende da taxa de alimentação, da umidade do material, da velocidade de vibração das peneiras e da granulometria adequada enviada pela mina.

A britagem primária consiste em dois britadores CONICOS HP400 da Metso que recebem o *oversize* do primeiro *deck* (material com granulometria inferior a 150mm e superior a 12,5mm) das peneiras, após passar pelo britador primário o material é levado até o silo de armazenamento para posterior peneiramento.

A britagem secundária consiste em três britadores Barmac (Britador de impacto) que recebem o *oversize* do segundo *deck* (material com granulometria entre 20 e 12,5mm) do peneiramento. Após passar pela britagem secundária o material é conduzido juntamente com o material da britagem primária ao silo de armazenamento. O minério que passa pela britagem primária e secundária corresponde à carga circulante do peneiramento.

Subsequente à britagem, a moagem primária é composta por dois moinhos tubulares de dimensões de 2x18x33 pés, que trabalham cada um com 1.100 t/h de alimentação. A moagem é feita a úmido sendo os moinhos alimentados pelo minério estocado nos silos proveniente da pilha pulmão. Depois de moído, o minério é levado aos ciclones primários, que por sua vez classificam onde o *overflow* segue para os ciclones classificadores e o *underflow* é tomado como carga circulante dos moinhos.

O circuito de classificação tem por objetivo classificar granulometricamente o minério oriundo da moagem primária e destiná-lo a etapa de processo mais adequada. Este é composto de duas linhas iguais (par e ímpar) cada uma referente a um dos moinhos

primários. Cada linha é composta por uma bateria de ciclones raspadores, uma bateria de ciclones limpadores e cinco baterias de ciclones deslamadores.

Na etapa de moagem primária é adicionada soda para aumentar a dispersão das partículas elevando o pH para 8,5 (pH ideal de dispersão) e melhorando a eficiência da deslamagem. Atualmente a recuperação em peso e metálica desta etapa fica em torno de 90%.

Os ciclones raspadores possuem diâmetro de 15" e classificam cerca de 1.100 t/h cada linha com pressão entre os limites de 23 e 26 psi. Estes classificam de 70 a 80% da massa total da alimentação da usina para o *underflow*, que é direcionado para os ciclones limpadores. Os outros 20 a 30% correspondentes ao *overflow* é direcionado para os ciclones deslamadores. A alimentação da bateria possui cerca de 40 % de sólido enquanto o *underflow* sai com 75 % e o *overflow* com 15 %.

Os ciclones limpadores possuem diâmetro de 10" e classificam cerca de 825 t/h por bateria com pressão entre os limites de 25 e 35 psi. Da massa total da alimentação dos ciclones limpadores 95% vai para o *underflow* sendo posteriormente direcionado para a flotação convencional. Os outros 5% correspondentes ao *overflow* é subdividido para alimentar os ciclones deslamadores e os moinhos primários como água de processo. A alimentação dos ciclones limpadores é feita com cerca de 35% de sólidos enquanto o *underflow* possui com 75% e o *overflow* 2%.

Os ciclones deslamadores são compostos por 10 baterias com 22 ciclones cada. Estes possuem diâmetro de 4" e classificam cerca de 225 t/h. Os deslamadores trabalham com um limite de pressão entre 30 e 42 psi e tem como objetivo retirar a partículas ultrafinas (< 10µm) que impactam na continuação do processo. O *underflow* é direcionado para o circuito de finos com aproximadamente 59% de sólidos, já o *overflow* vai para o espessador de rejeito e possui cerca de 4% de sólidos.

A etapa de flotação convencional é composta por dois condicionadores nos quais é adicionado e condicionado o amido. A planta também possui 13 Tank Cells com

capacidade de 70m³ cada, sendo três para etapa *rougher*, três para etapa *cleaner*, quatro para a etapa *scavenger* (dois *scavenger* da *rougher* e dois *scavenger* da *cleaner*), dois para a etapa *reclenear* e um para a etapa *cleaner* das *scavenger*.

A alimentação da flotação possui um teor aproximado de 45% Fe e 38% de SiO₂ além de outros contaminantes como alumina e fósforo. O material que alimenta a flotação convencional possui cerca de 40% de sólidos e um pH em torno de 10,2, ideal para esta etapa de flotação. Além disso, parâmetros operacionais como camada de espuma, abertura de válvulas de descarga e vazão de ar são controlados em cada etapa, variando conforme a finalidade do processo.

Os Tank Cells usam de agitação e aeração no sistema de flotação, pois, devido à granulometria do material ser mais grosseira este necessita de ser mantido em suspensão para aumentar a probabilidade da partícula de sílica aderir à bolha.

O circuito inicia-se nos dois condicionadores onde é adicionado e condicionado o amido. Após condicionar a polpa, adiciona-se amina e soda para elevar o pH. A polpa juntamente com os reagentes é encaminhada para a primeira etapa de flotação, *rougher*, o afundado desta etapa (concentrado) é levado para a etapa *cleaner* enquanto o rejeito (flotado) vai para a etapa *scavenger* da *rougher*. A etapa *rougher* tem como objetivo desbastar a sílica presente na polpa, porém sem perder quantidades significativas de ferro para o rejeito (recuperação em peso). O overflow da etapa *cleaner* é direcionado aos Tank Cells da *scavenger* da *cleaner* enquanto o *underflow* é levado às células da *reclenear*. Esta etapa visa desbastar o máximo de sílica adequando o teor do concentrado para a etapa *reclenear* (% de sílica no concentrado).

Na etapa *scavenger* da *rougher* e da *cleaner* o *overflow* de ambas é considerado rejeito final da flotação convencional e o concentrado (*underflow*) é direcionado a *cleaner* das *scavenger* antes de retornar a alimentação do circuito convencional. Isso se dá ao alto teor de sílica ainda presente no concentrado nessa etapa. O objetivo das *scavenger* é recuperar o ferro perdido nas etapas da *rougher* e *clenear* e voltá-lo para o início do processo.

Na etapa *re-cleaner* o concentrado oriundo dos da etapa *cleaner* é retrabalhado a fim de adequar os teores do concentrado da flotação convencional a aproximadamente 4% de SiO₂ e 64% de Fe, já que esta é a ultima etapa antes de iniciar a etapa de moagem. O rejeito da *re-cleaner* é levado, juntamente com o concentrado das *scavenger*, para a etapa de *cleaner* das *scavenger* já que esse é um material ainda rico em ferro, porém muito contaminado com quartzo.

A etapa *cleaner* das *scavenger* é a ultima etapa de tratamento dos rejeitos das etapas anteriores e confere a ela adequar os teores dos materiais para que este possa voltar para o início do sistema da flotação convencional sem prejudicá-lo, o rejeito desse é levado novamente à *scavenger* da *cleaner*.

A concentração de amido adicionado no circuito é na ordem de 450 a 600 g/t enquanto que a de amina é de 30 a 60g/t podendo chegar até a 69g/t quando em início de operação, após parada ou quando há algum distúrbio provocado por qualidade do minério. A recuperação em peso e metálica dessa etapa está em torno de 66% e 90% respectivamente.

O circuito de flotação de finos foi implantado em 2011 juntamente ao vertimill com o objetivo de aumentar a produção do concentrador II em um milhão de toneladas ano passando a produção de 7,5 milhões para 8,5 milhões de toneladas métricas seca (TMs) de concentrado de minério de ferro.

A implantação do circuito permitiu individualizar os meios de flotação do material fino (entre 10 e 100 µm) e do material com melhor desempenho para flotação convencional. Com isso o material fino é tratado em quatro colunas de flotação ao invés de seguir junto com o material mais grosso para os Tank Cells, como era feito anteriormente. O circuito é composto por duas células *rougher*, uma *cleaner* e uma *scavenger* sendo que o concentrado da *rougher* segue para a *cleaner* e o rejeito é dado como rejeito final. O concentrado da *cleaner* é encaminhado para moagem secundária juntamente com o concentrado final dos Tank Cells. O rejeito da *cleaner*,

por ser um rejeito mais rico em ferro, é encaminhado à *scavenger* sendo o rejeito da *scavenger* encaminhado ao espessador de rejeito e o concentrado enviado como carga circulante para alimentação da *rougher*.

Seguindo o fluxograma da usina, tem-se a moagem secundária que é composta por dois moinhos tubulares Polysius de 18x40 pés, com alimentação média de 600 t/h por moinho operando com 74% da velocidade crítica e 20% de enchimento. Existem também um moinho vertical Metso com alimentação de 150 t/h que trabalha com grau de enchimento em torno de 80%. Os moinhos Polysius trabalham com uma potência média de 5800 kWh e um consumo específico ideal de 9 kWh/t, já o vertimill trabalha com uma potência de 1100 kWh. Ambos os moinhos trabalham com bolas de 20mm como corpo moedor. Além disso, o circuito conta, também, com uma bateria de ciclones pré-secundários (uma para cada moinho), que trabalham em circuito aberto e cinco baterias de ciclones secundários (duas para cada moinho tubular e uma para o vertimill) que trabalham em circuito fechado. Esse tipo de circuito é denominado circuito misto e é utilizado quando pretende se minimizar o *by-pass* de partículas grossas de quartzo para a flotação.

Previamente o concentrado da flotação convencional e do circuito de finos é direcionado ao ciclone pré-secundário onde o *overflow* é direcionado a caixa de descarga dos moinhos, já que 40% do *underflow* das etapas anteriores é menor que 44µm não sendo necessário uma remoagem dos mesmos. O *overflow* dos ciclones pré-secundários é direcionado aos ciclones secundários onde há uma nova classificação de todo o material. O *underflow* dos secundários ainda não está em uma granulometria adequada para a flotação em coluna, por isso é reenviado para os moinhos como carga circulante, enquanto que o *overflow* é enviado para as colunas de flotação.

Os parâmetros de controle utilizados para garantir um bom desempenho do sistema são o grau de enchimento conjugado com o acompanhamento da potência, a taxa de alimentação (consumo específico) e o percentual de sólido dos moinhos (em torno de 80%). Esse último faz com que os ciclones trabalhem com a descarga do *underflow* em regime de cordão quase que o tempo todo, as pressões dos ciclones (por volta de

23 psi nos pré-secundários e 28 psi nos secundários) garantem o desempenho requerido.

O objetivo dos moinhos secundários é adequar a granulometria do material para a flotação em coluna, mineroduto e filtragem de UBU. As especificações são de no mínimo 87,5 % passante em 325#, no máximo 2,5 % retido em 200# e superfície específica entre 1500 cm²/g e 1700 cm²/g. O atendimento dessas especificações garante um melhor desempenho das colunas e da etapa de filtragem do material em UBU além de evitar a sedimentação do material no mineroduto.

O sistema de moagem em cascata é utilizado nesses moinhos devido ao tipo de material presente (material mais fino) e à maior eficiência desse método nos resultados esperados, já que a quebra por fricção apresenta melhor resultado quando o objetivo é moer mais ainda um material já fino. Tal regime de moagem é possível principalmente devido ao tipo de revestimento presente (revestimento em tripla onda) que acentua esse tipo de regime no interior do moinho e minimiza o regime de catarata (presente nos moinhos primários).

A flotação em coluna é a última etapa de concentração do minério sendo esta responsável pela especificação dos teores do concentrado final. Nessa etapa é adicionada apenas amido para a depressão do ferro e a alimentação das colunas é feita a 2/3 de altura da base.

Esta etapa é constituída por quatro colunas e duas células mecânicas sendo duas colunas para a etapa *rougher*, duas para *cleaner* e duas células para a *scavenger*. O concentrado da *rougher* é direcionado para a *cleaner* e o concentrado da *cleaner* é concentrado final com teor de ferro em torno de 66% e 1,14 ou 1,67% de SiO₂ conforme campanha (CLS ou CNS). Os rejeitos das etapas *rougher* e *cleaner* são direcionados às células mecânicas de concentração para recuperar o ferro e o concentrado dessa é recirculado na alimentação do circuito. O rejeito das *scavenger* é levado ao espessador de rejeito com um teor de até 14% de Fe. A flotação em coluna permite uma recuperação em peso de 95% e metálica de 98%.

As diferenças entre as colunas e as células mecânicas estão no tamanho (as colunas apresentam altura superior às das células) e no fato das células contarem com agitadores que promovem a suspensão da polpa. A etapa *scavenger* foi adicionada posteriormente ao *start up* da usina e promoveu considerável melhora na recuperação metálica e mássica da etapa de flotação convencional.

A etapa de espessamento é composta por três espessadores para tratar os três diferentes produtos da usina (concentrado, rejeito e lama). Nessa etapa faz-se necessário o adensamento da polpa e a recuperação da água para reutilização no processo. Para tal, cada espessador possui tamanhos e reagentes adequados ao tempo de sedimentação das partículas. Todos os três espessadores são do tipo *high capacity / high density*.

O espessador de concentrado possui 38 metros de diâmetro e foi dimensionado para reter todas as partículas de ferro presentes na polpa de concentrado sem perder sequer ferro fino. São utilizados coagulante e floculante para a sedimentação do material e o pH de 10,5 (pH ótimo para sedimentação) é controlado rotineiramente já que este é uma das principais variáveis para o bom desempenho da sedimentação no espessador. Outras variáveis como altura do *Rake*, torque, percentual de sólidos e velocidade de sedimentação também são acompanhadas para garantir maior vida útil dos equipamentos.

O percentual de sólidos, que tem como meta um valor entre 70,8 e 71,2 % (sendo 71,2 % o limite superior que o mineroduto consegue suportar sem que haja danos para o mesmo) visa garantir uma maior produção do mineroduto. A recuperação de água no *overflow* fica na faixa de 73%.

O espessador de rejeito recebe todo o *overflow* oriundo das *scavenger* da *rougher* e *scavenger* da *cleaner*, da etapa de flotação convencional e o *overflow* da *scavenger* das colunas. Essa etapa é considerada inovação em relação ao concentrador I, pois possibilita uma maior recuperação da água de processo e uma polpa mais densa para

a barragem de rejeito aumentando assim sua vida útil e diminuindo o volume de rejeito enviado à mesma. Diferentemente do espessador de concentrado, no rejeito aplica-se apenas floculante, pois entende-se que este possui um mínimo de ultrafinos e coloides o que impacta menos o processo.

Assim como o espessador de concentrado o torque e a altura do *Rake* são controlados pela sala de controle porém, devido a dificuldades operacionais, o percentual de sólidos na descarga do espessador não é controlado por densímetro e sim por amostragem periódica na balança de marcy. Além disso, o espessador de rejeito possui dimensões menores que os demais espessadores, 30 metros de diâmetro. A recuperação de água no *overflow* é de aproximadamente 45%.

O espessador de lama possui maiores dimensões (40 metros de diâmetro). Nele utiliza-se cal como coagulante das partículas ultrafinas e dos coloides. O pH ideal de funcionamento desse espessador é de 10,2. O material chega com um percentual de sólidos de 2 a 4% e é bombeado para a barragem com aproximadamente 48%. Esse espessador recebe cerca de 10% do material alimentado na usina, variando conforme a recuperação mássica da etapa de deslamagem, e é responsável pela maior parte da água de processo recuperada girando em torno de 98%.

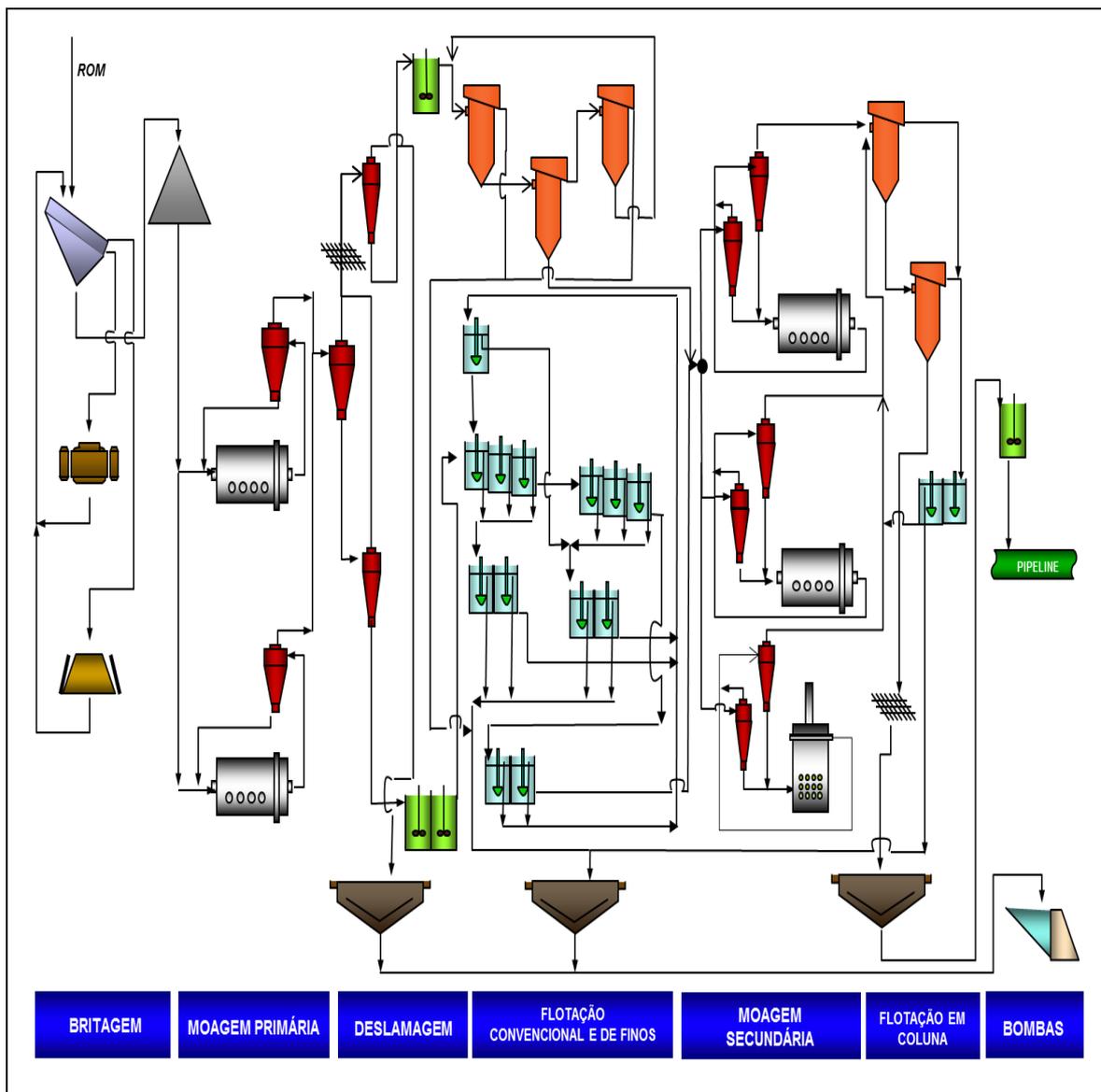


Figura 3.13 - Fluxograma simplificado do Concentrador II da Samarco.

3.4.4 - A influência do PPC na concentração de minério de ferro da Samarco

Testes de sedimentação definiram que o aumento da turbidez do sobrenadante e diminuição da velocidade de sedimentação do concentrado podem ser correlacionados com a elevação do percentual de PPC. Estudos confirmaram que a elevação do PPC no concentrado de minério de ferro da Samarco pode ser correlacionada com o aumento da porcentagem do mineral goethita. Como a densidade de sólido da goethita é inferior à densidade da hematita, os concentrados com maior PPC possuem menor densidade de sólido (em uma mesma porcentagem de sílica).

A elevação da área superficial específica também ocorre com o aumento do PPC, o que pode aumentar a carga superficial da partícula e conseqüentemente dificultar a sedimentação do concentrado e a clarificação do sobrenadante nos espessadores. O floculante não iônico, que é utilizado atualmente no processo da Samarco, é o reagente que apresenta melhor desempenho (RESENDE, 2009).

3.5 - Caracterização Tecnológica

É fato conhecido nas usinas de tratamento mineral que os minérios explorados em grande escala apresentam, em geral, características e peculiaridades próprias. Por essa razão, processos tecnológicos adequados para um dado minério raramente serão efetivos para uma espécie similar. Entre depósitos diferentes, e mesmo dentro de determinado depósito, podem ocorrer variações relacionadas à composição mineralógica, à granulometria do mineral de interesse e aos teores de ganga, dentre muitos outros parâmetros. Dessa maneira, pressupõem-se estudos mais profundos e detalhados sobre a espécie que será explorada, especialmente durante a realização dos primeiros ensaios de beneficiamento desse minério (LUZ et al., 2004).

No contexto da exploração mineral, torna-se imprescindível ter bons conhecimentos das diferentes etapas de beneficiamento, compreender a importância das características dos minerais que poderão ser favoráveis e entender o comportamento de um minério numa operação particular de beneficiamento. De posse de todas essas

informações, é possível prever a recuperação do processo de concentração e, de forma mais contundente, os problemas que poderão ser enfrentados nos testes iniciais. É importante ressaltar que os resultados dos estudos, em conjunto, devem ser suficientes para orientar a escolha de sequências de maior eficiência nos procedimentos de concentração.

A caracterização tecnológica, portanto, envolve todos os trabalhos e estudos desenvolvidos para o conhecimento das principais propriedades de um material, de tal forma que se possa avaliar a viabilidade técnica e econômica de uma possível exploração e, em caso favorável, estabelecer todas as fases a serem executadas em uma usina de processamento. Os principais ensaios de caracterização tecnológica para determinado produto minerado avaliam sua distribuição granulométrica, sua composição mineralógica e química e o grau de liberação da espécie de interesse. Nessas determinações, é importante atentar para as etapas de amostragem e peneiramento.

(i) **Amostragem:** O processo de amostragem é uma sequência de operações de retirada de uma quantidade finita do material que se deseja estudar, abrangendo também sua homogeneização e separação, utilizando para isso técnicas adequadas. As etapas são conduzidas de modo que os incrementos sejam representativos do universo amostrado, ou seja, tenham exatamente – ou mais próximas possíveis – as características do universo (densidade, teor, distribuição granulométrica, constituintes minerais).

O estudo dessas técnicas tem o objetivo de minimizar os erros cometidos nas etapas de preparação das amostras. Os erros mais comuns dividem-se em erros de operação e os erros de amostragem propriamente ditos. Os erros de operação consistem geralmente de perda de partículas pertencentes à amostra (retido nos equipamentos, por exemplo), contaminação da amostra por material estranho, alteração de uma característica a ser analisada. Já os erros de amostragem, mais difíceis de serem identificados e quantificados, são devidos à ponderação (variação do fluxo de material amostrado), à integração (variação na incorporação dos incrementos), à periodicidade (variação do material amostrado), à delimitação (incorrecção na delimitação dos

volumes dos incrementos), à segregação (distribuição localizada da heterogeneidade) e à extração (forma de extração da amostra), além do erro fundamental, que resulta da heterogeneidade do material e não pode ser anulado (VIANA et al., 2010).

As técnicas de amostragem mais utilizadas para lotes manuseáveis são a pilha longa, o cone quarteado e o divisor de riffles.

(ii) **Peneiramento:** O peneiramento é o método mais antigo para a realização de uma análise granulométrica e bastante utilizado na prática laboratorial, com uma ampla faixa de tamanhos que vai de 37 μ m à 100 mm. Conhecer a distribuição de tamanhos das partículas de um lote de minério de ferro é importante porque isso define os processos a que aquela massa poderá ser submetida.

Para determinar a granulometria do lote inicial, pode-se utilizar peneiras de aberturas correspondentes à Série de Tyler que tem como padrão a peneira de abertura igual a 75 μ m. As aberturas são regidas segundo um progressão geométrica de razão igual a e dispostas de forma que as aberturas maiores fiquem por cima das menores.

3.5.1 - Liberação

Quando se considera o tratamento de minérios com finalidades industriais, é fato conhecido que os grãos devem estar inteiramente individualizados para responderem com eficiência aos processos de beneficiamento propostos, uma vez que os processos de concentração são baseados nas diferenças de propriedades dos minerais. Trata-se de uma constatação importante, já que esses recursos, em sua grande maioria, são encontrados e extraídos de uma forma muito diversa daquela requerida pela sua utilização final. Ainda assim, vale lembrar que há casos em que a liberação já existe naturalmente, como, por exemplo, nos materiais aluvionares de minerais leves e pesados (LUZ et al., 2004).

A liberação de um minério pode ser definida como a porcentagem de um determinado mineral valioso que se apresenta, em determinada faixa granulométrica, sob a forma de partículas livres, representadas por grãos monominerálicos. Normalmente, a fragmentação (britagem e moagem) é o meio utilizado para a obtenção da liberação total da espécie de interesse.

Além das dimensões propriamente ditas das partículas minerais, outros parâmetros exercem influência sobre a liberação, dentre os quais podem ser citados: forma e intercrescimento dos grãos, tipos de associações minerais e proporção dos minerais presentes (LUZ et. al., 2004).

A definição do nível de liberação mais adequado, que irá definir o grau de moagem do processo, depende da qualidade desejada para o concentrado e é específica para cada caso (VIANA et al., 2010). Para que essa determinação seja feita, devem ser considerados dois fatores principais: o custo das operações de cominuição, de forma geral muito elevado, e a execução das etapas de concentração, que perdem eficiência no caso de partículas muito finas.

O grau de liberação de um mineral em um minério pode ser obtido por meio de diversos métodos, que podem ser divididos em dois tipos. Os métodos diretos se valem da observação direta das amostras. O método de Gaudin, que utiliza microscopia óptica, é bastante difundido e consiste na inspeção visual de amostras em diversas faixas granulométricas, obtendo-se o grau de liberação para cada uma delas. Já os métodos indiretos têm como princípio a aplicação de um método de concentração à amostra mineral; os resultados, avaliados por análises de teor e curvas de separabilidade, indicam a liberação da espécie de interesse. Nesse contexto, o método de líquidos densos possui grande aceitação (VALADÃO et al., 2007).

CAPÍTULO 4: METODOLOGIA

Neste capítulo são descritos todos os métodos utilizados durante a preparação das amostras e a caracterização propriamente dita, além de especificar todos os equipamentos utilizados durante o estudo.

A metodologia utilizada neste estudo envolveu três etapas:

- amostragem e preparação da amostra;
- caracterização da amostra;
- execução dos ensaios tecnológicos.

4.1 - Amostragem e preparação da amostra

O modelo geológico-tipológico da Samarco Mineração é fundamentado na composição mineralógica dos itabiritos, que oferece características intrínsecas aos minérios, que remetem a natureza e intensidade dos processos geológicos atuantes na gênese do minério, atribuindo particularidades aos diversos tipos de itabiritos que influenciam no comportamento em cada etapa do processo de beneficiamento.

Para a construção dos modelos geológico-tipológicos das minas de Alegria, o principal suporte amostral é proveniente das amostras de testemunhos de sonda. Na Samarco são realizados furos de diferentes metragens e malhas. Para um suporte amostral de curto prazo são feitos furos de 50m de profundidade, denominados de pré-lavra, na malha de 50x50m. Para horizontes de médio a longo prazo são realizados furos de 400m ou 600m de profundidade, denominados de profundo vertical e profundo exploratório respectivamente. Ambos são feitos na malha de 100x100m ou 100x150m dependendo da mina.

Os testemunhos de sondagem são encaminhados para a descrição geológica onde serão definidas as amostras que deverão ser encaminhadas para caracterização

tecnológica. As amostras são definidas segundo sua composição mineralógica, química e características físicas. O padrão adotado na descrição é que a amostra deve possuir em média 8m, com tolerância de $\pm 4m$. Cada uma das amostras geradas é submetida a ensaios em escala de bancada e análises químicas e mineralógicas. O fluxograma esquemático apresentado na figura 4.1 mostra as principais etapas da caracterização com as respectivas análises.

Nas análises mineralógicas são identificados e quantificados os principais minerais constituintes dos minérios da Samarco, sendo a magnetita, hematita especular, hematita martítica (porosa) e goethita. Nas análises químicas, seja do ROM, alimentação da flotação ou concentrado, são reportados o percentual dos principais elementos de controle, teor de Fe, SiO_2 , Al_2O_3 , P (fósforo), PPC (perda por calcinação ou perda ao fogo), MnO_2 , e FeO.

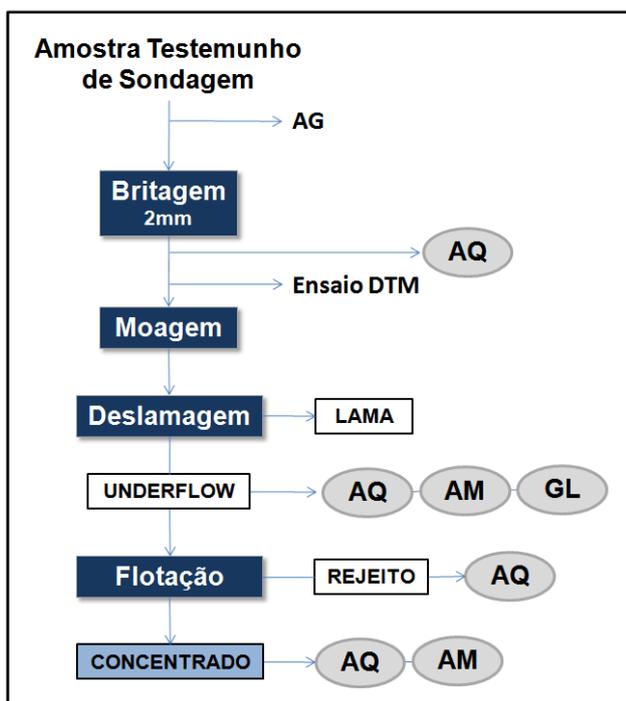


Figura 4.1 - Fluxograma esquemático da caracterização das amostras de testemunhos de furos de sondagem. AG – Análise Granulométrica; AQ – Análise Química; AM – Análise Mineralógica; GL – Grau de liberação (+150 μ m).

Os modelos de blocos das minas são concebidos a partir de trabalhos geoestatísticos utilizando os modelos geológicos-tipológicos e o banco de dados das amostras de furos de sonda caracterizadas, retratados nas figuras 4.2 e 4.3

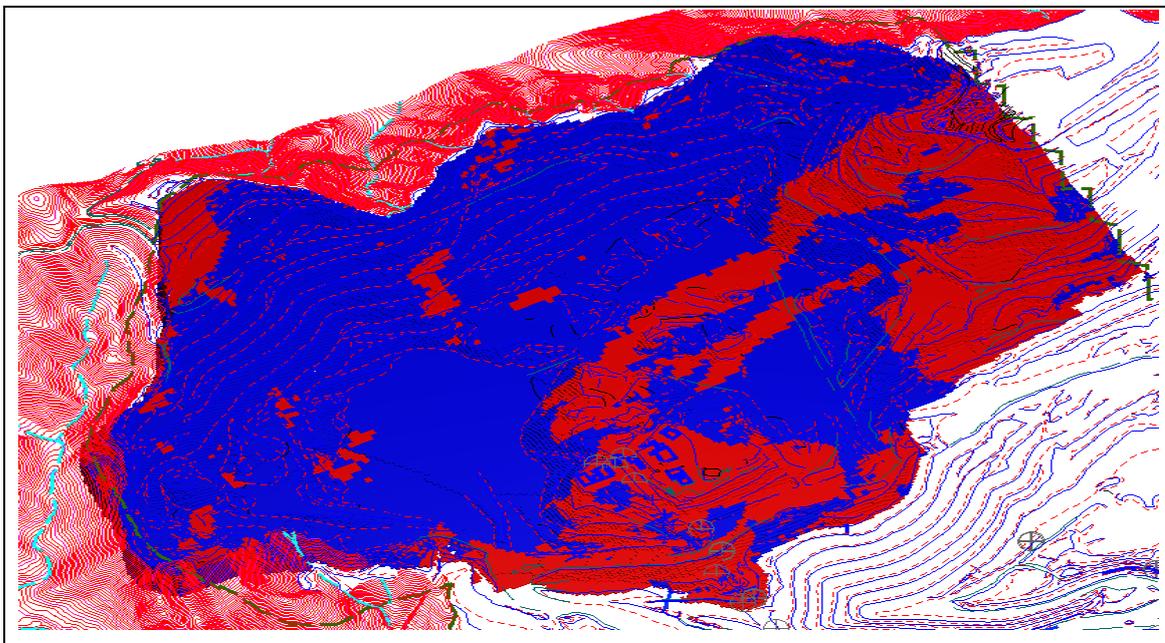


Figura 4.2 - Modelo de Blocos de Curto Prazo – Alegria Norte. Legenda: minério representado em azul, e estéril em vermelho.

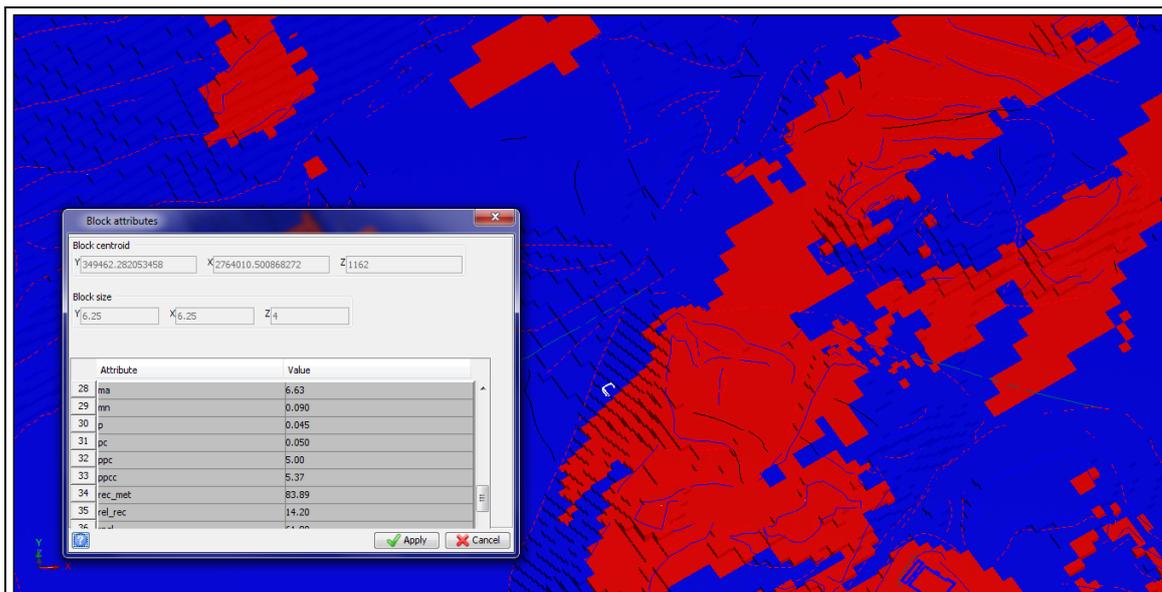


Figura 4.3 - Modelo de Blocos de Curto Prazo – Alegria Norte, evidenciando os teores de corte. Legenda: minério representado em azul, e estéril em vermelho.

A reserva da Samarco certificada em 2012 é da ordem de 3 bilhões de toneladas de minério. Os *cut off's* são aplicados nas variáveis de PPC e P, ambas do concentrado.

Diante disso, a formação ferrífera é cortada em minério e estéril por 2 atributos: P_c ou PPC_c . Para a Samarco é considerado minério toda formação ferrífera que estiver dentro da cava com teores de $P_c < 0,097\%$ e $PPC_c < 7,7\%$. Em contrapartida, será considerado estéril materiais com teor de $P_c > 0,097\%$ ou com teor de $PPC_c > 7,7\%$.

Neste caso, tem-se 3 grandes grupos de estéril:

1. Estéril que foi cortado apenas pelo P_c ($P_c > 0,097$ e o $PPC_c < 7,7$);
2. Estéril que foi cortado apenas pelo PPC_c ($P_c < 0,097$ e o $PPC_c > 7,7$);
3. Estéril que foi cortado pelo P_c e pelo PPC_c ($P_c > 0,097$ e o $PPC_c > 7,7$);

Para elaboração deste trabalho foram compostas 2 amostras de aproximadamente 1800kg referentes a minérios de Alegria Norte e Alegria Sul. As figuras 4.4 e 4.5 retratam a localização dos pontos de amostragem.

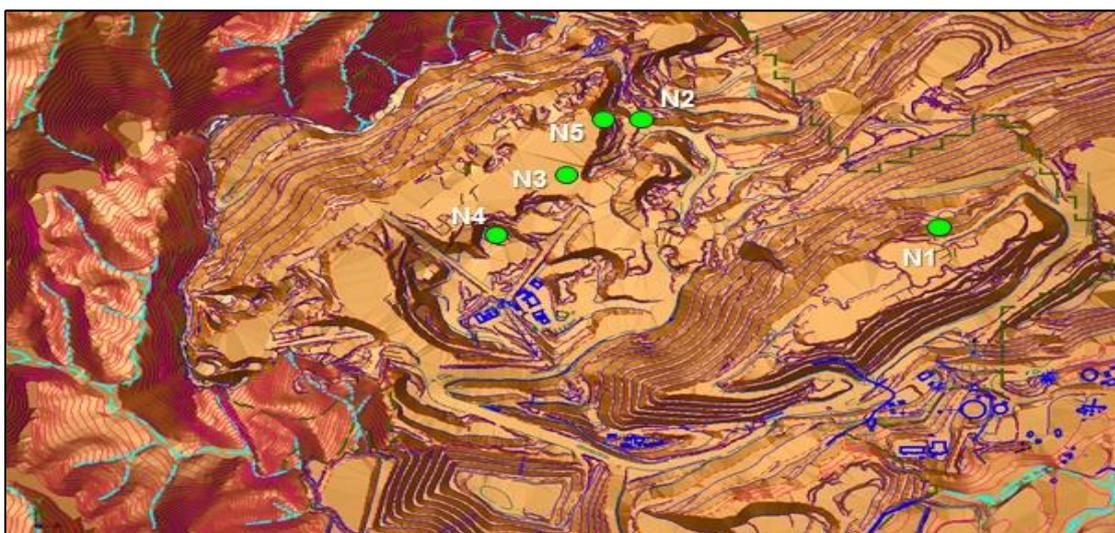


Figura 4.4 – Pontos de amostragem Alegria Norte

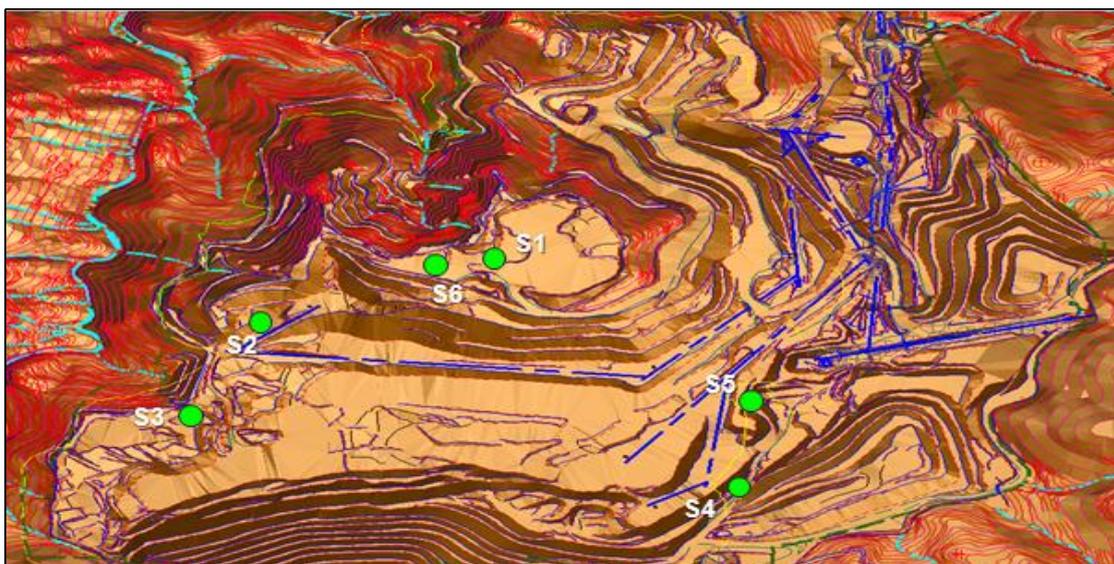


Figura 4.5 – Pontos de Amostragem Alegria Sul

As amostras estão no primeiro grupo, ou seja, são “minérios” cortados apenas por fósforo (P_C), entretanto com PPCc maior do que 6%. Para o processo de beneficiamento, o teor de fósforo é pouco impactante sendo que as grandes dificuldades serão com os materiais hidratados.

A amostra de Alegria Norte representa aproximadamente 69 milhões de toneladas dentro da cava, enquanto que a amostra de Alegria Sul representa 19 milhões de toneladas. A figura 4.1 apresenta os teores e quantitativo das amostras analisadas.

Alegria Norte		Estéril por P ($6 \leq \text{PPCc} < 7.7$ e $\text{Pc} > 0.097$)						
Amostra	Fe	Al ₂ O ₃	Al ₂ O ₃ c	P	Pc	Ppc	Ppcc	Quantidade
N1	38,2	0,91		0,074		4,78		500
N2	53,6	0,96		0,138		11,0		150
N3	32,3	0,24		0,069		5,75		500
N4	58,7	1,56		0,139		9,62		200
N5	45,6	0,50		0,060		4,84		450
Composição	42,0	0,70		0,082		6,12		1800
Meta	44,5	0,97		0,102		5,98		
Resultado alíquota	45,5	0,50		0,080		6,53		

Alegria Sul								
Amostra	Fe	Al ₂ O ₃	Al ₂ O ₃ c	P	Pc	Ppc	Ppcc	Quantidade (kg)
S1	32,3	0,39		0,103		5,86		450
S2	41,4	2,26		0,076		8,17		100
S3	28,2	1,39		0,025		1,10		450
S4	50,0	0,74		0,083		7,52		400
S5	25,1	0,44		0,024		3,98		300
S6	39,0	1,27		0,196		8,41		150
Composição	35,0	0,89		0,073		5,09		1850
Meta	36,6	1,06		0,086		5,15		
Resultado alíquota	37,6	1,67		0,174		5,29		

Figura 4.6 – Teores e quantidades das amostras dos compostos de Alegria Norte e Alegria Sul.

4.1.1 - Análise granulométrica

A análise granulométrica da amostra foi realizada no Laboratório de Controle de Processo da SAMARCO, sendo dividida em três séries (grossa, média e fina) conforme procedimento interno. Na série grossa foram utilizadas peneiras com as seguintes aberturas: 4 ½", 4", 3 ½", 3", 2 ½", 2", 1 ½", 1 ¼", 1", 7/8", ¾", 5/8", ½", 3/8", 5/16". Para a série média foram utilizadas peneiras com as seguintes malhas: 4#, 6#, 8#, 10#, 14#, e 16#. Posteriormente o material <16# foi levado para a terceira série (série fina) onde utilizaram-se peneiras da série Tyler, com as seguintes aberturas: 590µm, 420µm, 297µm, 210µm, 149µm, 105µm, 74µm, 53µm, 44µm e 37µm. As peneiras usadas foram da marca Bronzinox, com 20cm de diâmetro e 7cm de altura.

Nesse procedimento a amostra foi classificada a úmido em peneira de 37µm. O *oversize* foi secado em estufa e submetido a um peneiramento a seco utilizando um

agitador eletromagnético da marca BERTEL, durante 20 minutos. A distribuição granulométrica da fração da amostra passante em 37 μ m foi determinada em um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. A fração passante em 37 μ m foi filtrada, secada e analisada no equipamento. Foi utilizada uma solução de hexametáfosfato de sódio (0,05% p/v). Os diâmetros reportados foram: 35 μ m, 30 μ m, 25 μ m, 15 μ m, 10 μ m, 5 μ m e 1 μ m.

4.2 - Ensaios tecnológicos

Os ensaios tecnológicos foram divididos em duas etapas:

_ ensaios em bancada dos processos de pré-moagem e moagem primária, deslamagem, flotação, remoagem e espessamento, simulando, assim, o processo das Usinas I e II da Samarco Mineração;

_ ensaios envolvendo concentração magnética utilizando Minimag (*WHIMS*) no produto da moagem primária e no *underflow* da deslamagem;

4.2.1 - Ensaios tecnológicos em bancada

A figura 4.2 que representa todo o fluxograma dos ensaios tecnológicos que foram executados no LCP (Laboratório de Controle de Processos) da Samarco Mineração. Segue-se a descrição de cada ensaio.

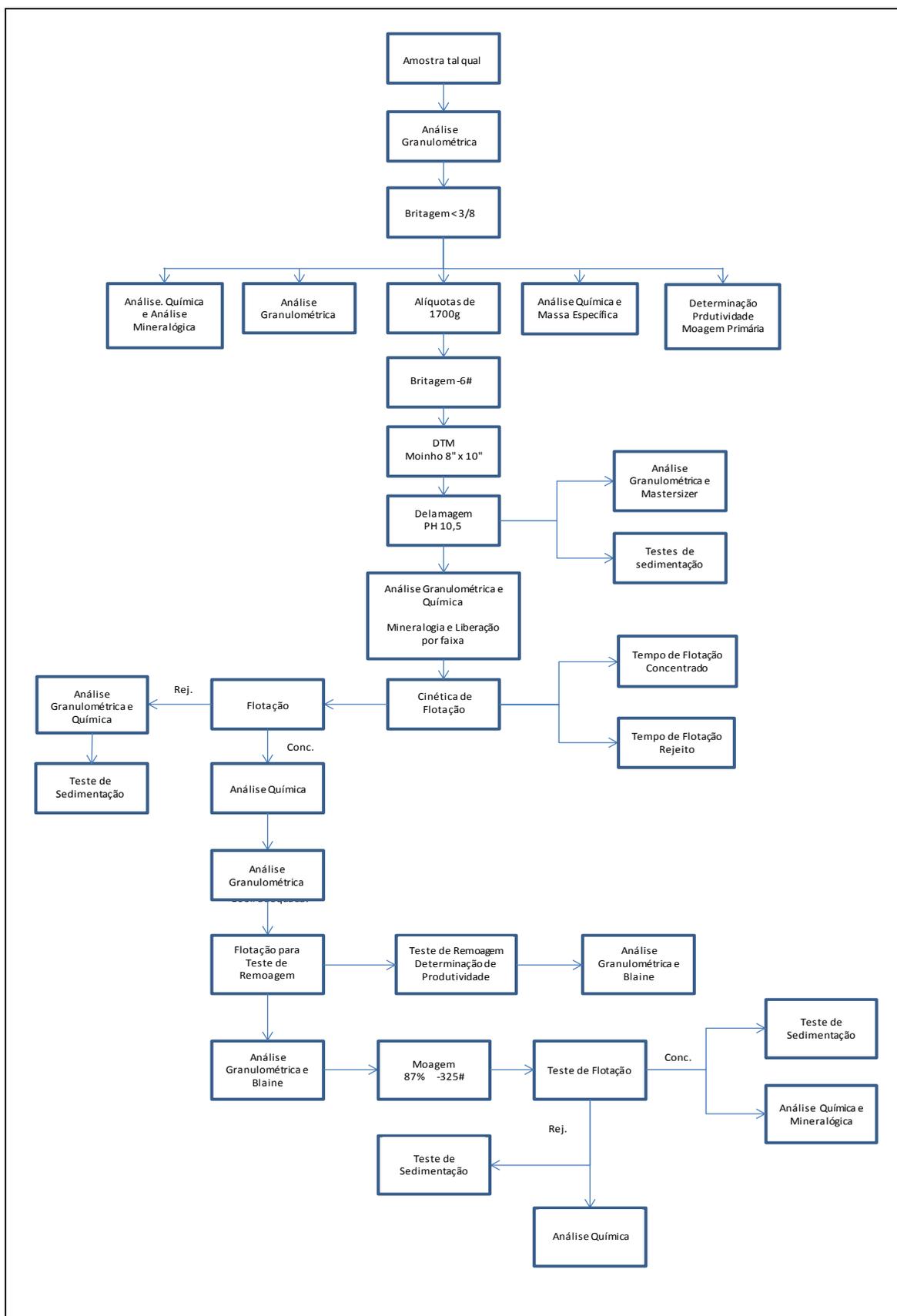


Figura 4.7 - Fluxograma dos processos executados no LCP.

4.2.1.1 - Homogeneização e Britagem

Para cada amostra, foi feita uma homogeneização em pilha alongada de onde foram retiradas alíquotas para análise granulométrica mais a alíquota cabeça. Após a análise granulométrica, foi feita uma britagem do material maior que 3/8" para nova homogeneização em cone, onde foram retiradas alíquotas de 100, 60 e 10kg.

Posteriormente foi feita uma homogeneização da alíquota de 10kg e retiradas, após quarteamento, 2 alíquotas de 5kg cada. Uma das amostras foi encaminhada para análise química e granulométrica e a outra para definição de massas específicas. A amostra de 100kg foi toda britada em 6#, novamente homogeneizada e quarteada, obtendo assim alíquotas de 1700g para determinação do tempo de moagem.

4.2.1.2 - Determinação do tempo de moagem (DTM)

Para determinar o tempo ótimo de moagem onde 10% do material é retido em 150 μ m, foi utilizado um moinho de rolos de 8" de diâmetro e 12" de comprimento com uma rotação de 67RPM e carga moedora de bolas com peso aproximado de 10kg. Foi moída, inicialmente, uma alíquota por um tempo de 5min, com 730mL de água. Repetiu-se o processo para variados tempos (10, 15, 20, 25 e 30min). De posse dos resultados da percentagem retida acumulada em 100# obtidos após a análise granulométrica posterior a moagem, foi determinado o tempo ideal para a mesma com base na equação gerada pela curva da percentagem retida em 0,150mm em função do tempo de moagem. O tempo ideal é encontrado na interseção da reta com a linha de 90% passante.

4.2.1.3 - Deslamagem

Após a determinação do tempo de moagem, a polpa procedente do moinho foi enviada para deslamagem manual que consiste em colocar o material em uma cuba de PVC com capacidade de 4L, adicionando água com pH corrigido para 10,5 utilizando NaOH

em uma concentração 3% p/v até sua total capacidade. Após 5 minutos, a polpa foi sifonada e o *underflow* da deslamagem enviado para ser filtrado, secado e pesado. Esse procedimento foi repetido 30 vezes a fim de se obter quantidade necessária de amostras para flotação e teste de sedimentação. O *overflow* da deslamagem foi armazenado em tambores com capacidade de 200L para posterior teste de sedimentação e análise granulométrica utilizando um granulômetro a laser Mastersizer Micro, da Malvern Instruments. Esta etapa tem por objetivo remover as partículas menores que 0,010mm.

4.2.1.4 - Teste de sedimentação

O teste de sedimentação consiste em colocar a polpa em provetas de 1000mL e determinar seu pH utilizando um pHmetro da Mettler Toledo, pesar, filtrar e secar a polpa a fim de analisar a percentagem de sólidos. Posteriormente a amostra foi quarteada em alíquotas de 60g para determinar o teor de ferro através de sua análise química. Obtido o teor de ferro, utilizou-se o picnômetro a hélio e determinou-se a densidade do sólido. Após calcular a quantidade de coagulantes e floculantes necessárias, a polpa foi colocada em suspensão. A partir do momento em que a interface polpa/minério atingiu a graduação 1000mL da proveta, marcou-se os tempos de leitura da interface polpa/minério (15", 30", 45", 1', 2', 3', 4', 5', 6', 8', 10', 15', 20' e 30') e o volume correspondente na mesma. Durante o teste foram medidas a velocidade de sedimentação, a percentagem de sólidos no sedimentado, a turbidez do sobrenadante e a viscosidade afim de verificar a influência do PPC.

As amostras do *underflow* foram submetidas à homogeneização e quarteamento utilizando separador de rifles onde foram separadas 30 alíquotas de 1500g cada, sendo que 3 delas foram encaminhadas para o teste de flotação.

4.2.1.5 - Teste de flotação

Os testes de flotação em bancada foram realizados em célula Wemco com capacidade de 2400mL e rotação de 1300rpm. O procedimento consistiu em colocar a amostra em

uma cuba e adicionar água até completar 1800mL. Logo após a polpa ser colocada em suspensão, o pH foi corrigido para 10,5 com adição da solução de soda cáustica e posteriormente adicionou-se o amido, deixando condicionar por 5 minutos. Passado esse tempo, aumentou-se a polpa para 2400mL e adicionou-se amina, esta sendo condicionada por 1 minuto. Após o condicionamento total da polpa, abre-se a válvula de ar e inicia-se a flotação, removendo mecanicamente, com espátulas, a espuma (*overflow*) da cuba durante 3 minutos. O concentrado (*underflow*) foi posteriormente armazenado. O objetivo deste procedimento é obter um teor de SiO₂ entre 1,0% e 2,0%.

A partir do concentrado da flotação, foi feita uma homogeneização sendo retiradas 5 amostras para o teste de remoagem. O *overflow* da mesma foi levado para outro teste de sedimentação e também para uma nova análise química. O restante do material foi armazenado em tambores na forma de polpa.

Com o *underflow* da flotação em mãos, desagregaram-se as amostras na peneira de 28#. Em seguida, foram separadas 5 alíquotas de 3500g para a remoagem, uma alíquota de 200g para determinação da densidade de sólidos e 3 alíquotas de 60g, uma para determinação da granulometria, outra para superfície específica e a terceira para análise química. O restante foi armazenado para utilizar caso seja necessário repetir algum teste.

4.2.1.6 Remoagem

O teste de remoagem consistiu em moer 3 alíquotas de 3500g cada nos tempos de 22, 44 e 66min. Depois de moídas, as amostras foram filtradas e colocadas em estufa para secar. Para determinação da granulometria a amostra foi pesada e homogeneizada para posterior quarteamento onde foi retirada uma amostra de 80g e enviada para análise. Para a análise de superfície específica, tomou-se uma amostra de 60g para desagregá-la em uma peneira de 100# obtendo-se assim a fração ideal para análise. Para a realização do teste de remoagem foi utilizado um moinho de 10'' de diâmetro e 10'' de comprimento com uma rotação de 54,6rpm e percentagem de sólidos de aproximadamente 75%.

4.2.2 Ensaios tecnológicos simulando os processo da usina 1

As amostras foram submetidas individualmente a testes de pré-moagem e moagem primária, deslamagem, flotação, remoagem e espessamento, simulando, assim, em bancada o processo dos concentradores da Samarco Mineração. Os seguintes testes foram realizados:

- a. Análises granulométricas e químicas das amostras: comparação das análises granulométricas das duas amostras de minérios estudadas.
- b. Consumo específico de energia na pré-moagem e moagem primária: levantamento da percentagem retida em 150 μ m e da energia aplicada no eixo pinhão, para a construção e comparação de curvas de percentagem retida em 150 μ m versus a energia aplicada no eixo pinhão.
- c. Mineralogia, deslamagem e flotação (primeiro estágio): realização de deslamagem em 3 etapas e análises químicas do *underflow* e *overflow* dos minérios. Além disso foram feitos testes de flotação dos minérios caracterizados e posterior verificação do grau de liberação por faixa para os concentrados obtidos por flotação.
- d. Consumo específico de energia na moagem secundária: levantamento da percentagem retida em 44 μ m e da energia aplicada no eixo pinhão, para a construção e comparação de curvas de percentagem retida em 44 μ m versus a energia aplicada no eixo pinhão.
- e. Flotação (segundo estágio): realização de testes de flotação após a remoagem dos concentrados de flotação (primeiro estágio) para obter 88% passante em 325# Tyler.
- f. Espessamento: Testes de sedimentação da lama gerada após deslamagem com os reagentes comumente utilizados no processo (Magnafloc 10, FLONEX e cal). Testes de sedimentação do concentrado final com os reagentes utilizados no processo atual.

4.2.3 Concentração magnética utilizando Minimag

Foram realizados testes de concentração magnética no aparelho Minimag (GAUSTEC, 2008) utilizando a amostra padrão. O equipamento trabalhou com uma taxa de 560t/h. Foram estudadas as seguintes variáveis:

- campo magnético;
- porcentagem de sólidos na alimentação;
- pressão de água de médios;
- rotação do carrossel.

Após o estudo de várias configurações e combinações diferentes entre as variáveis, foi escolhida a que obteve melhores resultados de concentração magnética. Dessa forma, os testes foram realizados utilizando uma matriz de 5,0mm, uma corrente de 20A gerando um campo magnético de 12000Gauss. Além disso, o carrossel trabalhou com uma rotação de 4,0RPM e a pressão de água dos médios utilizada foi 2,5kgf/cm².

CAPÍTULO 5: RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1 - Análises granulométricas e químicas das amostras (ROM)

A figura 5.1 mostra a comparação das análises granulométricas das duas amostras de minérios estudadas, através do percentual de +3/8" (material que alimentaria o circuito II da britagem), bem como o percentual passante em 100# Tyler. Observa-se, tanto pela figura 5.1, como pela tabela 5.1, que a amostra Norte é mais grosseira do que a amostra Sul, sendo que a amostra Remanescente é mais grosseira que a amostra sul e menos que a amostra norte.

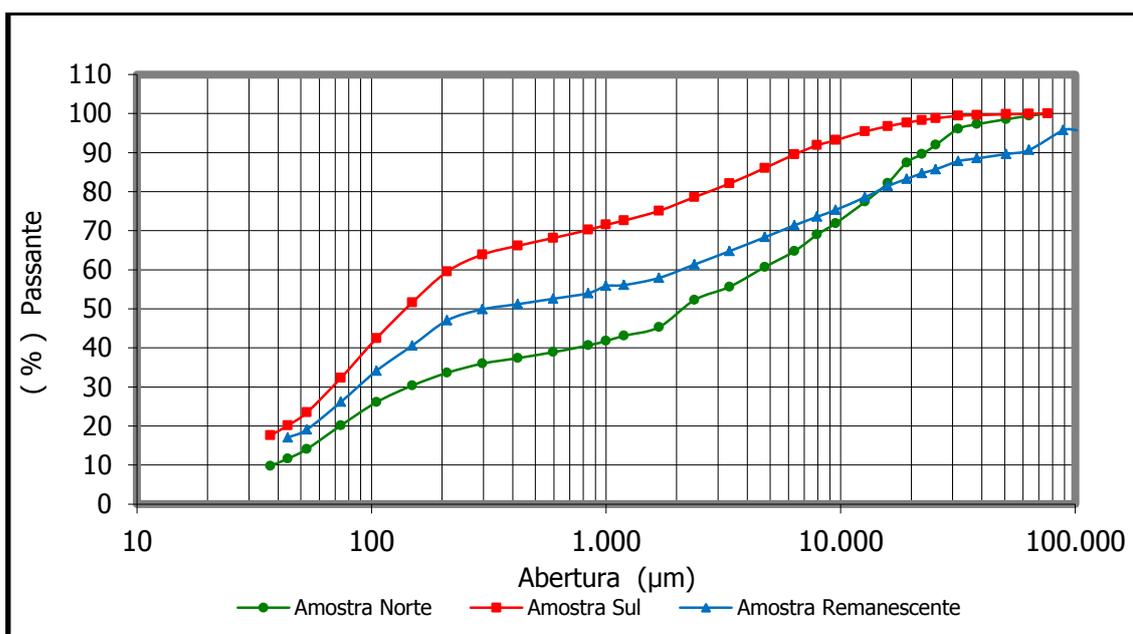


Figura 5.1 – Análise granulométrica do ROM.

Tabela V.1 - Comparações entre % +3/8", %-100# e química do ROM

Amostra	+3/8"	%-100#	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO
Norte	28,09	30,34	43,31	31,14	0,61	0,09	5,97	0,15
Sul	6,82	51,58	38,42	39,1	0,71	0,07	5,09	0,01
Remanescente	24,67	40,56	45,3	31,64	0,52	0,05	2,93	0,03

Pode-se observar, de acordo com Tabela V.1, que a percentagem de +3/8" da amostra Sul é bem inferior que aquelas da amostra Norte e da Remanescente. Os índices de percentagem de +3/8" das amostras Sul, Norte e Remanescente são 6,82%, 28,09% e 24,67%, respectivamente.

Os teores de ferro das amostras estudadas são inferiores aos da amostra Remanescente e também ao praticado atualmente pela Samarco (maior que 45%), principalmente a amostra sul, implicando conseqüentemente em menores recuperações em peso e metálicas, bem como em volumes de produção. Além disso, os percentuais de PPC e P estão acima da média hoje praticada pelos concentradores, comprovando a dificuldade em concentrar esse tipo de material.

5.2 - Consumo específico de energia na pré-moagem e moagem primária

As curvas de percentagem retida em 150 μ m em função da energia aplicada no eixo pinhão dos minérios estudados estão apresentadas na figura 5.2. A curva obtida com a amostra Remanescente foi inserida como referência.

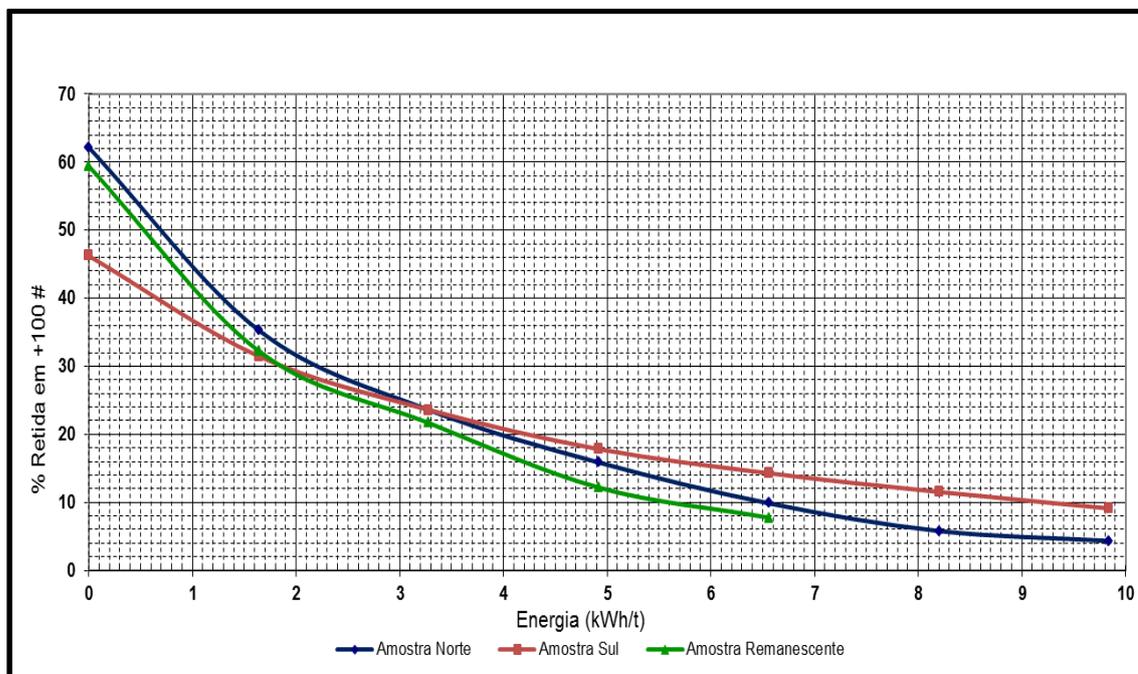


Figura 5.2 - % +100# em função da energia aplicada no eixo pinhão

Pela análise da figura 5.2, uma vez adequada a granulometria de alimentação do concentrador pela britagem, a amostra que representa o minério de Alegria Norte possui uma cinética de quebra mais favorável se comparada à amostra Sul. No entanto, levando em consideração a amostra Remanescente, esta possui melhor cinética de quebra entre as três amostras.

Considerando o Concentrador 1 como referência, a razão média de 1,38 da energia industrial / energia de laboratório, dos últimos 3 anos (industrial: 4,07 kWh/t, laboratório pela curva média: 2,95 kWh/t, com média de 16% de material retido em 100# Tyler). A produtividade da moagem pode então ser calculada pela fórmula:

$$\text{Produtividade} = \{[(3900 \times 2 \times 0,92 \times 0,9091) + (1350 \times 4 \times 0,94)] / (\text{Consumo específico} \times 1,38)\} \times (24 \times 365 \times 0,95 \times 0,95)$$

A tabela V.2 mostra as produtividades estimadas utilizando as curvas da figura 5.2. Percebe-se que o minério de Alegria Norte apresenta uma produtividade 37,50% menor que a média dos últimos três anos do Concentrador 1, enquanto que Alegria Sul possui produtividade 46,43% menor. Além disso, se comparadas com a amostra Remanescente, Alegria Norte possui produtividade 14,6% menor e Alegria Sul 26,8%.

Tabela V.2 – Produtividade na pré-moagem e moagem primária

Amostra	Concentrador I 2011 a 2013	Remanescente	Alegria Norte	Alegria Sul
Consumo específico laboratório (16% +100#)	2,95kWh/t	4,1kWh/t	4,8kWh/t	5,6kWh/t
Produtividade na pré- moagem e moagem primária (tms/ano)	22.532.206	16.212.197	13.847.919	11.869.645

5.3 - Mineralogia, deslamagem e flotação (primeiro estágio)

Após a realização de deslamagem em 3 etapas, foram realizadas análises químicas do *underflow* e *overflow*, conforme visualizado na tabela V.3. Mais uma vez utilizamos a amostra Remanescente como referência.

Tabela V.3 - Análise química do underflow e overflow da deslamagem

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%P	%PPC	%MnO
Rem <i>underflow</i>	45,18	32,57	0,3	0,042	2,4	0,04
Rem <i>overflow</i>	51,26	16,16	3,44	0,12	6,75	0,09
Alegria Norte <i>underflow</i>	41,59	34,44	0,42	0,077	5,34	0,16
Alegria Norte <i>overflow</i>	51,45	14,59	1,9	0,138	9,47	0,17
Alegria Sul <i>underflow</i>	36,08	43,31	0,51	0,082	4,4	0,01
Alegria Sul <i>overflow</i>	51,37	13,29	2,85	0,157	10,36	0,03

Observando a tabela V.3 pode-se ver que as frações de *overflow* das 3 amostras possuem percentagem de Fe na faixa de 51%, no entanto, levando em consideração o *underflow* das amostras, Alegria Sul possui uma percentagem muito inferior principalmente em relação à amostra Remanescente. Com relação às impurezas, é possível perceber que após a deslamagem as amostras de Alegria Norte e Alegria Sul possuem altos teores de P e PPC.

A tabela V.4 apresenta as fases mineralógicas presentes em cada uma das amostras estudadas. É visível observando os resultados que as amostras caracterizadas possuem um percentual muito inferior de hematita especular se comparado a Amostra Remanescente.

Tabela V.4 – Mineralogia total (percentual em peso)

Amostra	Hematita especular	Hematita porosa	Goethita	Magnetita	Quartzo inteiro	Quartzo misto	Outros	Total
Remanescente	20,48	30,99	17,26	2,34	28,25	0,67	0,01	100
Amostra Norte <28# a >100#	0,26	35,33	39,04	1,69	22,82	0,68	0,18	100
Amostra Norte <100# a >325#	0,36	25,23	21,58	0,89	50,38	1,56	0	100
Amostra Sul <28# a >100#	0,83	30,50	38,81	1,48	27,95	0,43	0	100
Amostra Sul <100# a >325#	3,73	23,67	17,32	1,74	52,12	1,41	0	100

O grau de liberação do quartzo por faixa granulométrica pode ser visualizado na tabela V.5. Para ambas as amostras, o grau de liberação do quartzo é superior a 90% em todas as frações analisadas. Esses resultados demonstram provável facilidade para obtenção de sílica no concentrado na fase de flotação mecânica.

Tabela V.5 – Grau de liberação do quartzo por fração

Amostra	+100#	-100# +150#	-150# +200#	-200# +325#	-325#
Amostra Norte	90,7	98,2	96,3	99,2	99,7
Amostra Sul	98	99,3	98,7	99,4	100

Os resultados globais da deslamagem e flotação são visualizados na tabela V.6. Foi acrescentada novamente, a título de comparação, a amostra Samarco Remanescente.

Comparando os dados visualizados na tabela V.6 percebe-se que durante a deslamagem as recuperações em peso e metálica das amostras Norte e Sul são inferiores a da amostra Remanescente. No processo de flotação a percentagem de Fe no rejeito foi elevada nas amostras Norte e Sul, o que invariavelmente comprometeu as recuperações em peso e metálica da flotação. No entanto, é importante ressaltar que a percentagem de SiO₂ no concentrado foi praticamente a mesma para as 3 amostras.

Tabela V.6 - Resultados globais da deslamagem e flotação

Amostra	Deslamagem		Flotação					
	RP	RM	%Fe alim calc.	%Fe conc.	%SiO ₂ conc.	%Fe rej.	RP	RM
Remanescente	92,05	91,81	45,98	65,35	2,35	11,69	63,91	90,45
Amostra Norte	87,17	82,21	41,69	61,86	2,38	13,75	58,08	86,17
Amostra Sul	88,58	85,66	36,11	63,21	2,35	13,19	46,66	80,52

A figura 5.3 apresenta as curvas de cinética de flotação dos minérios de Alegria Norte e Sul caracterizados. Observa-se que as curvas para o percentual de Fe no rejeito das amostras Norte e Sul estão bem próximas. Percebe-se também que ambas as curvas estão com o percentual aproximadamente 5% abaixo da amostra Remanescente, demonstrando os bons resultados do teste de flotação. Entretanto, as curvas do percentual de sílica no concentrado para os minérios estudados apresentaram valores superiores e constantes após 2 minutos de flotação. No entanto, as diferenças entre o comportamento das amostras não são grandes.

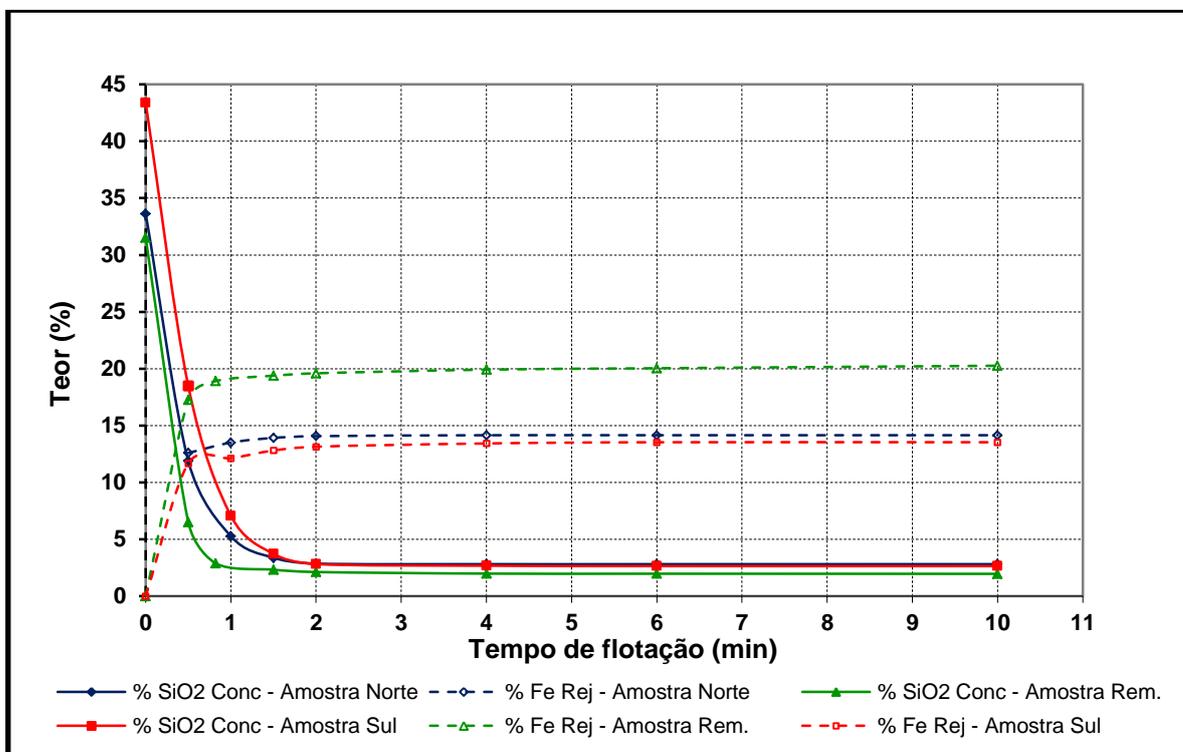


Figura 5.3 - Comparação entre as cinéticas de flotação dos minérios.

5.4 - Consumo específico de energia na moagem secundária

As curvas da percentagem retida em 44µm em função da energia aplicada no eixo pinhão dos minérios caracterizados estão apresentadas na figura 5.4. Foi colocada como referência a amostra Samarco Remanescente. Observa-se que a curva do minério de Alegria Sul é similar à curva do minério de Alegria Norte, sendo ambos com o consumo específico previsto de energia em kWh/t acima daquele para a amostra Remanescente. O consumo específico previsto industrialmente para o minério de Alegria Sul é de 14,4kWh/t, o que gera uma produtividade de $12,73 \times 10^6$ t/ano.

Para a amostra de Alegria Norte o consumo específico médio previsto para o minério é de 15,6kWh/t gerando uma produtividade de $11,75 \times 10^6$ t/ano, enquanto o consumo específico da amostra Samarco Remanescente é de 10,8kWh/t sendo a produtividade de $16,97 \times 10^6$ t/ano. Para o cálculo do consumo de energia no eixo pinhão foram consideradas em todas elas 88% passante em 44µm.

O cálculo de produtividade considerado foi:

$$\text{Produtividade} = [(4200 \times 6 \times 0,92) / (\text{Consumo específico})] \times (24 \times 365 \times 0,95 \times 0,95)$$

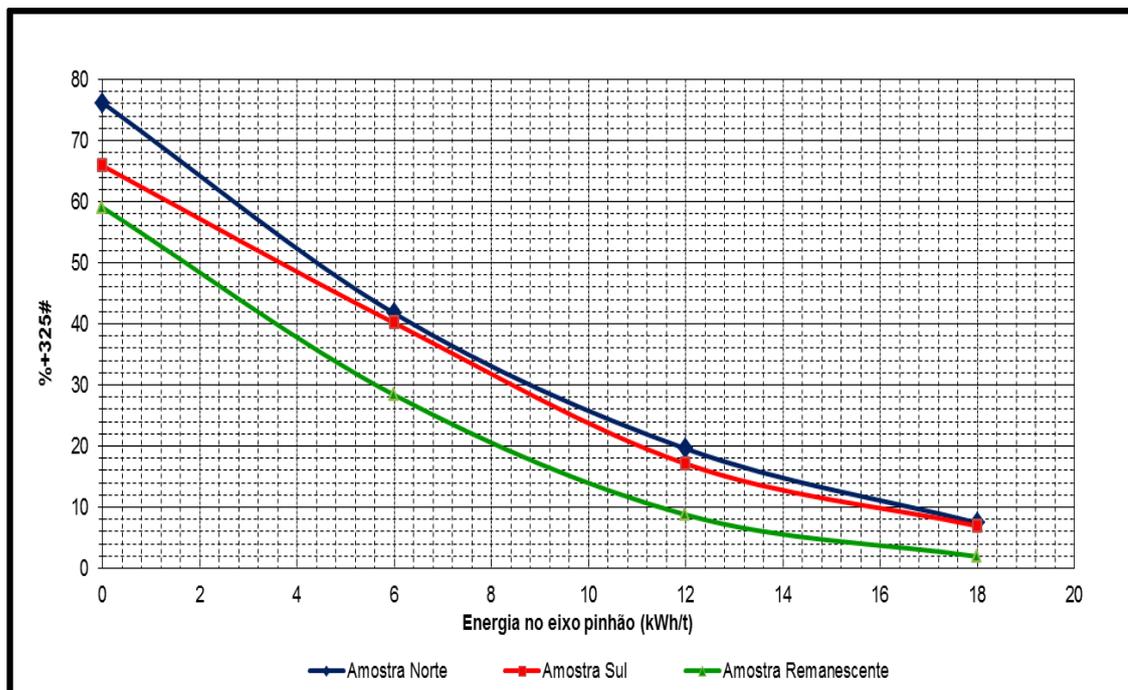


Figura 5.4 - Curvas da %+325# em função da energia aplicada no eixo pinhão.

A figura 5.5 apresenta as curvas de Blaine em função da energia aplicada no eixo pinhão. As curvas do Blaine da Amostra Norte e da Amostra Sul indicam que a geração de superfície é muito maior do que aquela da amostra Remanescente. Considerando 12kWwh/t, tem-se para Alegria Norte 80% passante em 325# e 2500cm²/g de Blaine. Para Alegria Sul tem-se 83% passante em 325# e 2600cm²/g de Blaine, enquanto para a amostra Remanescente tem-se 92% passante em 325# e 1900cm²/g de Blaine. Isso implica em granulometria grosseira para amostras de Alegria Norte e Sul para o atendimento à meta de Blaine, ou Blaine elevado para atendimento à meta de granulometria.

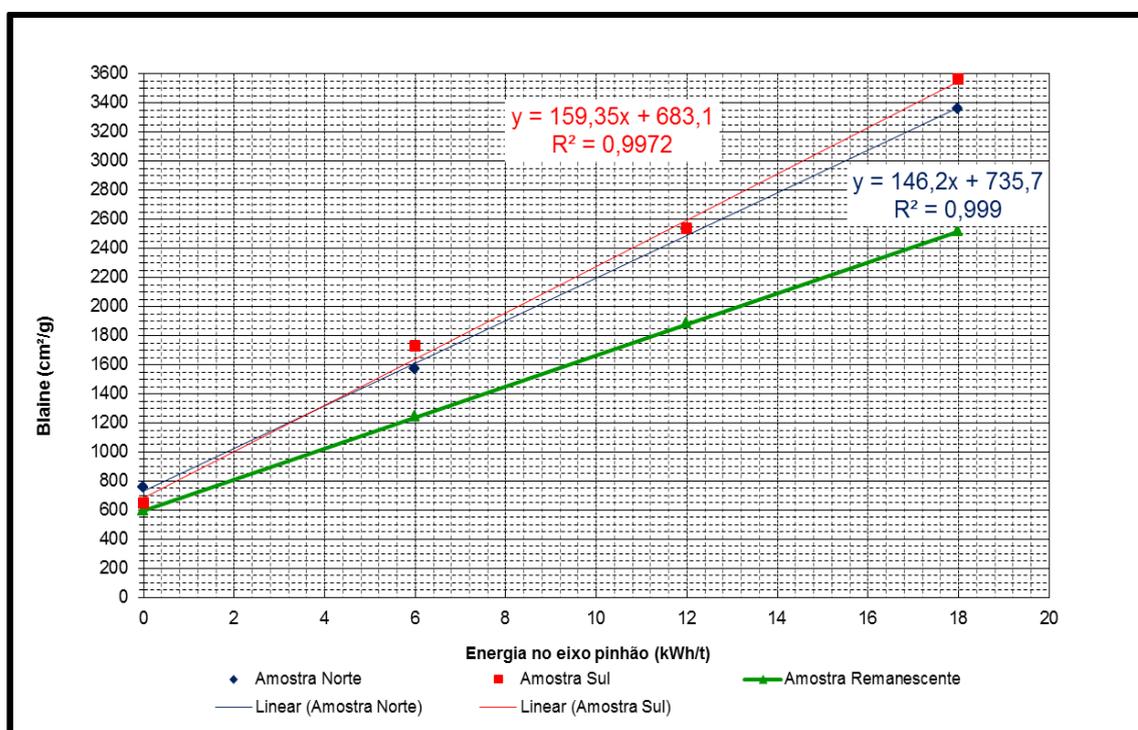


Figura 5.5 - Curvas do Blaine em função da energia aplicada no eixo pinhão.

5.5 - Flotação (segundo estágio)

Foram realizados testes de flotação com o minério remoído para 88% passante em 325# Tyler. O objetivo foi verificar a possibilidade de obtenção de teor de sílica no concentrado após remoagem. Os resultados dos testes estão apresentados na tabela V.7.

Tabela V.7 - Testes de flotação após remoagem

Amostra	Amido (g/t)	Amina (g/t)	%Fe alim calc.	%Fe conc.	%SiO ₂ conc.	%Fe rej.	RP	RM
Norte	700	50	61,83	62,23	2	60	81,94	82,47
	600	30	61,66	62,06	2,09	59,06	86,79	87,35
Sul	700	50	62,24	62,62	1,65	60,67	80,39	80,88
	600	30	62,34	62,7	1,71	59,9	86,93	87,43

Analisando a tabela V.7 percebe-se que nas duas amostras não foi possível a obtenção de especificação final de SiO₂ no concentrado do minério, mesmo elevando a concentração de amina para 50g/t. É possível perceber também que para uma quantidade inferior de reagentes os rejeitos são melhores, refletindo em maiores recuperações em peso e metálica. É importante salientar que as amostras foram remoídas para 88% passante em 325# Tyler, condição que não será alcançada no circuito de remoagem atual do Concentrador 1.

5.6 – Concentrado final obtido

A tabela V.8 apresenta um resumo dos dados mais relevantes em relação às características químicas e físicas do concentrado final obtido.

Tabela V.8 – Resultados concentrado final

Amostra	%Fe	%SiO ₂	%-325#	%PPC	%P
Norte	62,06	2,09	87,19	7,80	0,123
Sul	62,70	1,71	87,71	7,53	0,096

5.7 - Espessamento

Para os testes de sedimentação do *overflow* da deslamagem foram utilizados os reagentes comumente utilizados no processo, o Magnafloc 10 e Flonex 9076, além de cal. Para os testes foram utilizados os reagentes com diferentes concentrações. Os

melhores resultados foram obtidos utilizando o Flonex 9076 com a concentração de 20g/t, conforme apresentados na tabela V.9.

Tabela V.9 - Testes com reagente Flonex 9076 com concentração de 20g/t

Variáveis	Norte	Sul
	Flonex 9076	Flonex 9076
Dosagem-Reagente (mL)	6,2	6,2
Consumo real-Reagente (g/t)	20,0	20,0
Volume final do sedimento	86	89
Turbidez	37,20	85,00
% de sólidos do sedimento	24,25	30,00
Veloc. de sedimentação (cm/min)	13,47	13,59

Analisando a tabela V.9 percebe-se que os dois materiais tanto da Amostra Norte quanto da Amostra Sul apresentaram uma melhor velocidade de sedimentação se comparados à Amostra Remanescente. A clarificação da água para Amostra Norte foi classificada como “muito boa” e para Amostra Sul foi classificada como “ótima”. Os percentuais de sólido no sedimento foram de 24,25% para Amostra Norte e 30% para a Amostra Sul. Quanto à turbidez, a Amostra Norte mostrou melhor resultado que a amostra Sul. Não há indícios, por essas curvas, de limitações que possam influenciar em problemas operacionais na etapa de espessamento de lammas.

A figura 5.6 apresenta as curvas de sedimentação da lama gerada após deslamagem dos minérios estudados. A curva da amostra Remanescente da Samarco foi colocada somente como referência.

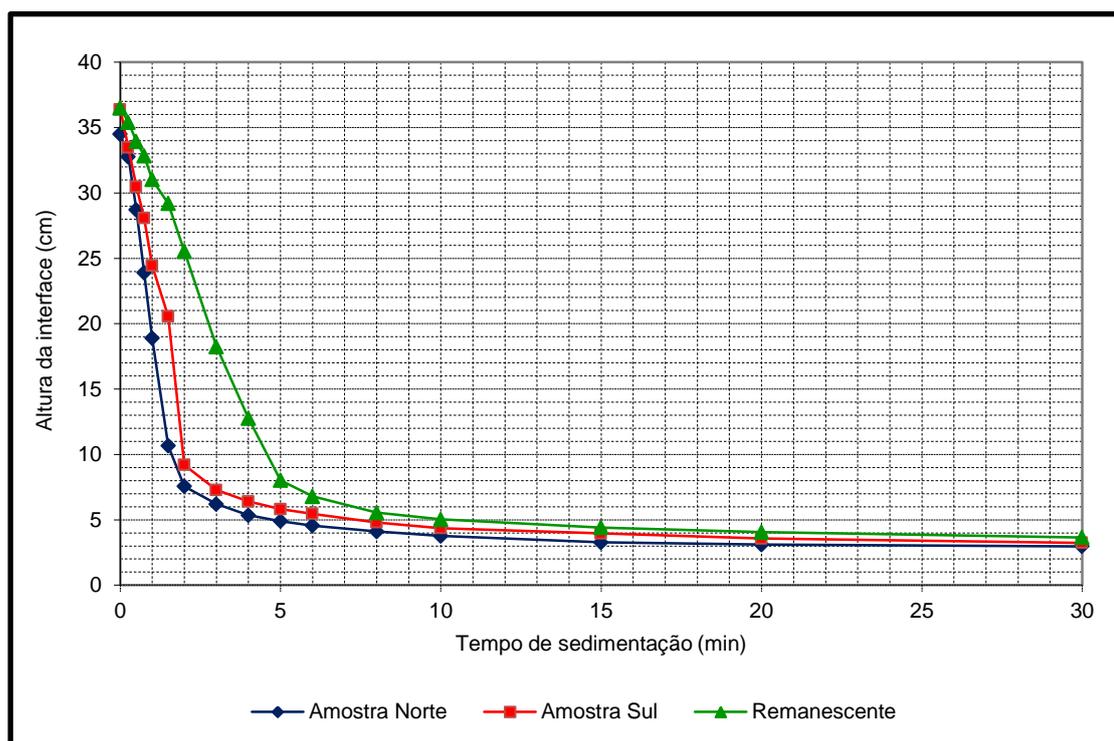


Figura 5.6 – Curvas de sedimentação do *overflow* da deslamagem.

Para os testes de sedimentação do rejeito foram utilizados os reagentes comumente utilizados no processo, o Magnafloc 10 e Magnafloc 351, além de Flonex 4140 como coagulante. Para os testes foram utilizados os reagentes com diferentes concentrações. Os melhores resultados foram obtidos utilizando o Magnafloc 351 com a concentração de 10g/t, conforme apresentados na tabela V.10.

Tabela V.10 - Testes com reagente Magnafloc 351 com concentração de 10g/t

Variáveis	Norte		Sul	
	Magnafloc 351		Magnafloc 351	
	Flonex 4140		Flonex 4140	
	A	B	A	B
Concentração do Reagente	0,01	0,1	0,01	0,1
Dosagem-Reagente (mL)	60,4	18,1	60,4	18,1
Consumo real-Reagente (g/t)	10,0	30,0	10,0	30,0
Volume final do sedimento	487		410	
Turbidez	16,23		79,20	
% de sólidos do sedimento	68,19		64,44	
Veloc. de sedimentação (cm/min)	3,80		6,33	

Analisando a tabela V.10 percebe-se que a Amostra Sul apresentou uma maior velocidade de sedimentação se comparado, à Amostra Norte. A clarificação da água para Amostra Norte foi classificada como “muito boa” e para Amostra Sul foi classificada como “boa”. Os percentuais de sólido no sedimento foram de 68,19% para Amostra Norte e 64,44% para a Amostra Sul. Observando a turbidez da polpa, a Amostra Norte mostrou melhor resultado que a Amostra Sul.

A figura 5.7 apresenta as curvas de sedimentação do rejeito da flotação dos minérios estudados.

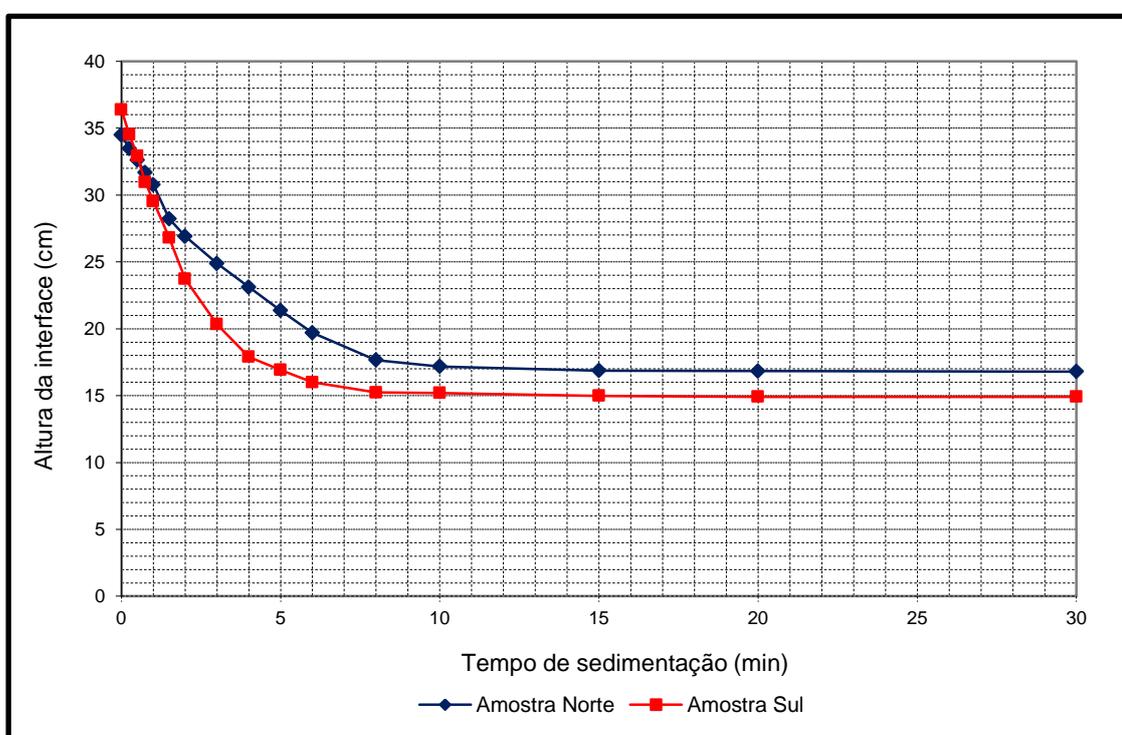


Figura 5.7 – Curvas de sedimentação do rejeito da flotação.

Para os testes de sedimentação do concentrado final dos minérios estudados foram utilizados os reagentes Flonex 9031, Flonex 920 e Flonex 4140 como coagulante. Para a Amostra Norte os melhores resultados foram obtidos utilizando o Flonex 9031 na dosagem de 10g/t. Já para Amostra Sul, os melhores resultados foram com Flonex 920 também com a concentração de 10g/t, conforme apresentados na tabela V.11.

Tabela V.11 - Testes com reagente Flonex 920

Variáveis	Norte		Sul	
	Flonex 9031		Flonex 920	
	Flonex 4140		Flonex 4140	
	A	B	A	B
Concentração do Reagente	0,01	0,1	0,01	0,1
Dosagem-Reagente (mL)	47,0	4,7	47,0	23,5
Consumo real-Reagente (g/t)	10,0	10,0	10,0	50,0
Volume final do sedimento	379		362	
Turbidez	42,00		93,60	
% de sólidos do sedimento	58,97		60,62	
Veloc. de sedimentação (cm/min)	4,09		1,98	

Analisando a tabela V.11 percebe-se que a Amostra Sul apresentou uma velocidade de sedimentação menor se comparada às amostras Norte e Remanescente, com o resultado 1,98 cm/min X 4,09 cm/min X 2,80 cm/min, respectivamente. A clarificação da água para Amostra Norte foi classificada como “muito boa” e para Amostra Sul foi classificada como “ótima”. Os percentuais de sólido no sedimento foram de 58,97% para Amostra Norte e 60,62% para a Amostra Sul. Levando em consideração a turbidez da polpa, a Amostra Norte mostrou melhor resultado que a Amostra Sul.

A figura 5.8 apresenta as curvas de sedimentação do concentrado final dos minérios estudados. Os testes de sedimentação do concentrado foram realizados para 87% passante em 325#.

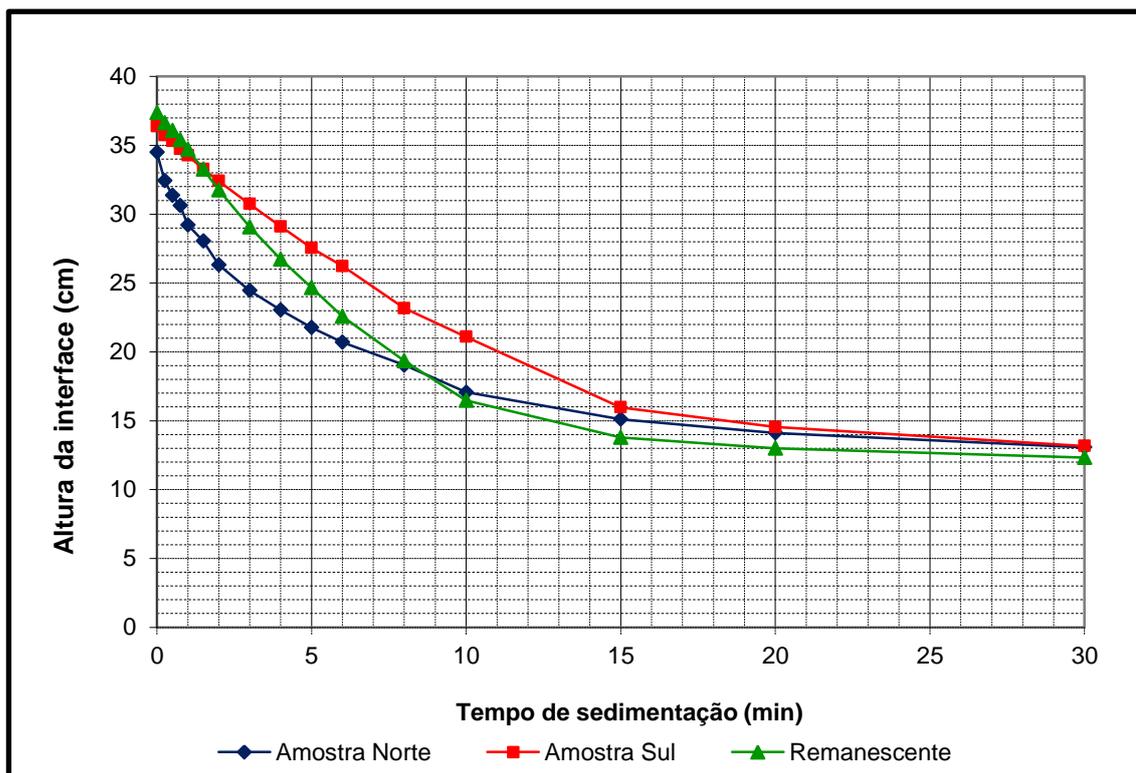


Figura 5.8 – Curvas de sedimentação do concentrado da flotação.

5.8 – Concentração magnética

Foram realizados testes de concentração magnética para quatro amostras de materiais estéreis com elevado teor de PPC e P das minas de Alegria Norte e Sul (duas amostras por mina). Essas amostras foram subdivididas em dois materiais: deslamados (representando o material que alimentará a flotação mecânica) e moídos (representando o produto da moagem primária). O objetivo é analisar uma possível rota de processo para os materiais estudados de Alegria Norte e Alegria Sul. Os resultados são apresentados nas tabelas de V.12 a V.15.

A tabela V.12 mostra a análise química da concentração magnética da Amostra Norte deslamada, onde se observa o enriquecimento do minério após o teste, passando a percentagem de ferro de 41,59% para 46,54% no concentrado. Apesar de haver uma redução nos teores de SiO_2 , não houve redução significativa dos patamares de PPC, quando comparado o material alimentado com o concentrado final.

Tabela V.12 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Norte deslamada.

AMOSTRA - Norte Deslamada	%Fe	%SiO₂	%Al₂O₃	%P	%PPC	%MnO
Alimentação	41,59	34,44	0,42	0,077	5,34	0,16
Rejeito	33,92	44,08	0,44	0,087	6,63	0,16
Médio	33,94	46,77	0,44	0,087	3,91	0,16
Concentrado	46,54	27,45	0,42	0,088	5,24	0,15

A tabela V.13 apresenta a análise química da concentração magnética da Amostra Norte moída. Os resultados demonstram enriquecimento do material onde a percentagem de ferro na alimentação passa de 43,31% para 49,19% no concentrado e a percentagem de SiO₂ e PPC diminuem de 31,14% para 23,26% e de 5,97% para 5,52%, respectivamente. Não houve redução significativa do percentual de P.

Tabela V.13 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Norte moída.

AMOSTRA - Norte Moída	%Fe	%SiO₂	%Al₂O₃	%P	%PPC	%MnO
Alimentação	43,31	31,14	0,61	0,09	5,97	0,15
Rejeito	37,23	39,61	0,62	0,096	6,16	0,16
Médio	38,11	38,11	0,64	0,100	6,38	0,16
Concentrado	49,19	23,26	0,54	0,09	5,52	0,14

A tabela V.14 mostra os resultados da concentração magnética para a Amostra Sul deslamada onde visualizamos um aumento na percentagem de Fe de aproximadamente 17% da alimentação para o concentrado. Além disso, a percentagem de SiO₂ foi reduzida em praticamente 23% demonstrando um enriquecimento após a concentração magnética. Observou-se também redução da percentagem de PPC de 4,4% para 3,70% e de P de 0,082% para 0,061%.

Tabela V.14 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Sul deslamada.

AMOSTRA - Sul Deslamada	%Fe	%SiO₂	%Al₂O₃	%P	%PPC	%MnO
Alimentação	36,08	43,31	0,51	0,082	4,40	0,01
Rejeito	29,87	52,39	0,45	0,063	4,29	0,02
Médio	34,47	45,12	0,54	0,074	4,88	0,01
Concentrado	53,07	19,82	0,45	0,061	3,70	0,02

A tabela V.15 ilustra a análise química da concentração magnética para a Amostra Sul moída. Levando em consideração todas as amostras testadas, essa apresenta os melhores resultados tendo sido elevado o teor de Fe de 38,42% para 57,82% e reduzido o teor de SiO₂ de 39,10% para 12,98%. Percebe-se também a redução das impurezas presentes, sendo o PPC reduzido de 5,09% para 3,72%, percentagem de P reduzida de 0,07% para 0,063% e o Al₂O₃ reduzida de 0,71% para 0,48%.

Tabela V.15 – Análise química da concentração magnética para a Amostra Sul moída.

AMOSTRA - Sul Moída	%Fe	%SiO₂	%Al₂O₃	%P	%PPC	%MnO
Alimentação	38,42	39,10	0,71	0,07	5,09	0,01
Rejeito	30,88	49,72	0,79	0,076	5,16	0,01
Médio	36,00	41,71	0,78	0,083	5,78	0,07
Concentrado	57,82	12,98	0,48	0,063	3,72	0,01

Analisando os resultados globais das Amostras Norte e Sul após a concentração magnética, percebe-se a tendência de ambas serem concentráveis por separação magnética. Os resultados obtidos demonstram que a Amostra Sul apresentou melhor desempenho que a Amostra Norte e, além disso, a concentração magnética após a primeira moagem levou a melhores resultados que aquela praticada com as amostras deslamadas.

CAPÍTULO 6: CONCLUSÕES

Os resultados obtidos através da caracterização tecnológica, simulando em bancada os processos de beneficiamento da Samarco Mineração, demonstraram que as amostras estudadas requererem maior consumo energético na moagem primária, implicando em uma menor produtividade. Estas apresentam índices inferiores de recuperação na deslamagem e flotação convencional. Entretanto apresentaram boa cinética de flotação e o grau de liberação do quartzo maior que 90% para as frações granulométricas maiores que 100# e inferiores a 325# Tyler.

As amostras estudadas apresentaram baixa produtividade na moagem secundária ($12,73 \times 10^6$ t/ano para Amostra Sul e $11,75 \times 10^6$ t/ano para a Amostra Norte). Em relação ao Blaine, considerando 12Kwh/t, tem-se para Alegria Norte 80% passante em 325# e $2500 \text{cm}^2/\text{g}$. Para Alegria Sul tem-se 83% passante em 325# e $2600 \text{cm}^2/\text{g}$, resultados muito superiores aos praticados atualmente na Samarco. Isso implica em granulometria elevada para atendimento da meta de Blaine, ou Blaine elevado, para atendimento da meta de granulometria. Não foi possível a obtenção da especificação final de sílica no concentrado após a remoagem. Os testes de sedimentação não indicaram problemas nas etapas de espessamento de lama, rejeito e concentrado.

Com os ensaios em escala de bancada para separação magnética utilizando Minimag (*WHIMS*) no produto da moagem primária e no *underflow* da deslamagem, foi possível avaliar a possibilidade de melhorar a concentração dos materiais. As separações magnéticas provaram a susceptibilidade magnética inerente a este tipo de material. Pelos resultados obtidos, inserir uma concentração magnética após a moagem primária enriqueceria substancialmente a alimentação da flotação, além de desbastar grande parte da sílica presente.

CAPÍTULO 7: RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS

O presente trabalho irá contribuir com informações que podem subsidiar a Samarco no aproveitamento futuro de materiais considerados estéreis pelo elevado teor de PPC e P (aproximadamente 90 milhões de toneladas) das minas de Alegria Sul e Norte.

O aproveitamento desse tipo de material impacta diretamente na sustentabilidade das operações de mina e concentração, haja vista a preocupação constante em manter e aumentar os volumes de produção. Para Samarco, a garantia da produção, tanto quantitativa como qualitativa, passa pelo desenvolvimento responsável de suas reservas minerais, alinhadas evidentemente à aplicação de melhorias no seu processo industrial de beneficiamento.

Destaca-se como ganho de primordial relevância do trabalho os resultados obtidos através da caracterização tecnológica, pois estes demonstram ser possível através do *mix* adequado de *ROM* na mina e pelo emprego de novas tecnologias no beneficiamento, como a separação magnética, adequar “minérios” com teores mais pobres e com maior presença de contaminantes, às características químicas e físicas exigidas pelo *pellet feed* Samarco.

CAPÍTULO 8: SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Para complementação desse estudo, recomenda-se para trabalhos futuros:

- Estudo para comparação entre rotas de concentração: circuito de flotação atual X concentração magnética após a moagem primária.
- Estudo para redução dos impactos da elevada superfície específica no processo de filtração.
- Melhor entendimento da influência do PPC na velocidade de sedimentação no espessamento de lama e concentrado.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ABREU, S. F. (1973) **Recursos Minerais do Brasil**. Instituto Nacional de Tecnologia. Editora Edgard Blucher Ltda, v. II, cap. 14, p.451-492.
- ARAUJO, A. C.; AMARANTE, S. C.; SOUZA, C. C. & SILVA, R. R. R. (2003) **Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods**. Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Volume 112. p.C54 – C64.
- ARAUJO, A. C. & PERES, A. E. C. (1995) **Froth flotation: relevant facts and the Brazilian case**. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, Tecnologia Mineral, nº 70.
- BERALDO, J. L. (1987) **Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares**. São Paulo: Editora Edgard Blucher Ltda.
- BRANDAO, P. R. G. (1985) **Flotação de Oxi-minerais**. In: Peres, A. E. C. (1999-II). Flotação
- CABRAL, A. S. (2010) **Rotas de processo para minérios goethíticos**. Dissertação de Mestrado. Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, Dissertação Mestrado em Tecnologia Mineral, 6p.
- COELHO, L. H. T.; KANEKO, K. M.; LIBANEO, C. A. F.; ALVES, S. A.; VIEIRA, C. B.; ARAUJO, F. G. S. (2000) **Classificação geosiderúrgica dos principais tipos de minérios de ferro brasileiros – sua gênese e seus produtos**. In: XXXI Seminário de Minérios de Ferro. ABM – Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Santos, p.215-229.
- DAHE, X. (1998) **New technology of SLon vertical ring and pulsating high gradient magnetic separators**, *International Journal of Mineral Processing*, 54, p.111-127.

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

DANA, J. D. (1976) **Manual de mineralogia**. Rev. Cornelius S. Hurlbut, Jr. Trad. Rui Ribeiro Franco. Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos, v.1, p.303-342.

Departamento Nacional de Produção Mineral (2011), Sumário Mineral. Brasília: DNPM/DIPLAN. 63p.

DORR, J. V. N. (1965) **Nature and origin of the high grade hematite ores of Minas Gerais, Brazil**. Econ. Geol, 60(1), p. 1-46, Prof Paper 614-A, Washington, DC, 110pp.

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

DORR II, J. V. N. (1969) **Physiographic, stratigraphic and structural development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil**. In: Geological survey professional paper, 641-A. Washington: United States Government Printing Office.

GALÉRY, R. (1985) **Influência do estado de dispersão na flutuabilidade do sistema willemita/dolomita**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. 92 p.

GAUSTEC (2008) Catálogo *Wet High Intensity Separator*.

GAUSTEC Separador magnético G - 3600. Disponível em: <http://gaustec.com.br/produtos/g-3600/>. Acessado em 28/06/2013.

GOMES, C. B. (1984) **Técnicas analíticas instrumentais aplicadas à geologia**. São Paulo: Editora Edgard Blücher Ltda., 251p.

GROSS, G. A. (1980) **A classification of iron formations based on depositional environments**. Can. Mineral 18, p. 215-222.

HEARN, S. B. & DOBBINS, M. N. (2007) **SLon magnetic separator: A new approach for recovering and concentrating iron ore fines**. Montreal Energy & Mines, Montreal.

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

INBRAS-ERIEZ Separador magnético *Ferrous Wheel*. Disponível em: <http://www.inbras.com.br/produtosDetalhes.asp?codigo=1>. Acessado em 27/06/2013.

IWASAKI, I., COOKE, S. R. B., HARRAWAY, D. H. e SHOY, H. S. (1962) **Iron wash ore slimes – some mineralogical and flotation characteristics**. Transactions AIME 223. p. 97-108.

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

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

JAMES, H. L. (1966) **Chemistry of the iron-rich sedimentary rocks**. In: United States Geological Survey Professional Paper 440-W. Washington: United States Government Printing Office, p61.

JESUS, C. A. G. (2004) **Ferro**. In: **Sumário Mineral 2004**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, p.64-65.

KELLY, E. G. & SPOTTISWOOD, D. J. (1982) **Introduction to mineral processing**. New York: Jhon Wiley & Sons.

LOZANO KEMIX equipamentos industriais. Disponível em: http://www.lozano.com.br/p_kemix.html. Acessado em 21/06/2013.

LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A. & ALMEIDA, S. L. M. (2004) **Tratamento de minérios**. 4ª edição revisada. Rio Janeiro: CETEM/MCT, 867p.

LEJA, J. (1982) **Surface Chemistry of Froth Flotation**. New York: Plenum Press, 758p.

LIBANEO, C. A. F.; KANEKO, K. M.; COELHO, L. H. T. & PURIFICAÇÃO, E. X. (2001) **Classificação mineralógica, textural e granulométrica de detalhes de minério de ferro (pellet feed) e suas implicações geosiderúrgicas**. In: III Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro. ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Ouro Preto, p70-78.

MAPA, P. S. (2006) **Rota de processo para o underflow da deslamagem de minério de ferro do concentrador da Samarco Mineração S.A.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 172 p.

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

MONTE, M. B. M. & PERES, A. E. C. (2004) **Química de Superfície na Flotação**. In: LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A., ALMEIDA, S. L. M. Tratamento de Minérios. 4. ed. Rio de Janeiro, cap. 9 p. 339-407.

NEUMANN, R. (1999) **Caracterização tecnológica dos potenciais minérios de terras raras de Catalão I**, Tese de doutoramento, Igc/USP, Goiás, 204 p.

NUMELA, W. & IWASAKI, I. (1986) **Iron Ore Flotation**. In: *Advances in Mineral Processing*. Colorado: Ed. Littleton, SME, Chapter 18.

OLIVEIRA, P. S. (2006) **Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 113 p.

PAN, Z. (2004) **Interactions of cationic dendrimers with hematite mineral**, Colloids and Surfaces A: Physicochem. Eng. Aspects, 238, p. 123-126.

PARKS, G. A. (1967) **Aqueous surface chemistry of oxides and complex oxides minerals; isoelectronic point and zero point of charge**. In: GOULD, R. F. (Ed.). **Equilibrium Concepts in Natural Water Systems**. Washington: American Chemical Society, v. 67, p.121-160. (Advances in Chemistry Series).

PERES, A. E. C., COELHO, E.M., ARAUJO, A. C. (1980) **Flotação, espessamento, deslamagem e floculação seletiva**. In: COELHO, E. M. **Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia**; In Memoriam Prof. Paulo Abib Andery. Recife: ITEP-CNPq, p. 205-286.

PERES, A. E. C. (1999) **Flotação**. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 298p.

PERES, A. E. C., ARAUJO, A. C. (2006) **A flotação como operação unitária no tratamento de minérios**. In: CHAVES, A. P. **Flotação o estado da arte no Brasil**. Vol. 4. São Paulo, cap. 1, p.1-29.

QUARESMA, L. F. (2001) **Ferro**. In: **Sumário Mineral 2001**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, p.63-64.

QUEIROZ, L. A. (2003) **Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos**. Dissertação (Mestrado). Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte.

RABOCKAI, T. (1979) **Físico-Química de Superfícies**. Instituto de Química da Universidade de São Paulo. São Paulo. 128 p.

REIS, E. L. (2005) **Caracterização de resíduos provenientes da planta de beneficiamento do minério de manganês sílico-carbonatado da RDM – Unidade Morro da Mina**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação de Engenharia Mineral). Departamento de Engenharia Mineral da UFOP, Ouro Preto, 124p.

REIS, O. B. (2004) **Estudos preliminares sobre reciclagem das aminas utilizadas em flotação de minério de ferro**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação de Engenharia Ambiental). Departamento de Engenharia Ambiental da UFOP, Ouro Preto, 63p.

RESENDE, A. J. C (2009) **Influência da perda por calcinação na sedimentação de concentrados de minério da Samarco Mineração S.A.** Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte, 57 p.

ROSIERE, C. A., CHEMALE JR, F. (2001) **Itabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero – Uma visão geral e discussão**, Geonomos 8(2), p. 27-43.

SANT' AGOSTINHO, L. M.; KAHN, H. (1997) **Metodologia para Caracterização Tecnológica de Matérias Primas Mineraias** – Boletim Técnico da Escola Politécnica da USP, BT/PMI/069 Departamento de Engenharia de Minas, São Paulo, 29p.

SANTIAGO, T. C. & ARAUJO, A. C. (1993) **Minério de ferro. In: Aspectos tecnológicos relativos á preparação de carga e operação de alto-forno**. ABM – Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Belo Horizonte, 1993.

SANTOS, I. J. (2003) **Estudo da produção de concentrados de minério de ferro a partir de rejeitos da Barragem de Germano**. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Mineral). Escola de Minas da UFOP, Ouro Preto. 106 p.

SCHNEIDER, C. L. (1995) ***Measurement and calculation of liberation in continuous milling circuits***. Tese de Doutorado (PhD), Departamento de Engenharia Metalúrgica, Universidade de Utah, 356 p.

SOMASUNDARAN, P. (1980) ***Principles of flocculation, dispersion and selective flocculation***. In: SOMASUNDARAN, P. Fine particles processing. Vol. II, c. 48, p. 947-976.

SPIER, C. A., OLIVEIRA, S. M. B., SIAL, A. N., RIOS, F. J. (2006) ***Geochemistry and genesis of the banded iron formations of the Cauê Formation, Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil***, Elsevier: Precambrian Research 152, p. 170- 206.

UNDERLBACH, K. W. (1990) ***Magnetic separators mode of operation and applicability for the separation of materials***, KHD Humboldt Wedag.

VALADÃO, G. E. S. & ARAUJO, A. C. (2007) ***Introdução ao Tratamento de Minérios I***. Belo Horizonte: Editora UFMG.

VIANA, P. R. M.; PAPINI, R. M.; MONTENEGRO, L. C. M. & ROCHA, S. D. F. (2010) ***Apostila de Laboratório de Tratamento de Minérios I***. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG).

VIANA, P.R.M. & SOUZA, H.S. (1985) ***The use of corn grits as a depressant for the flotation of quartz in hematite ore***. In: Castro, S.H.F., ALVAREZ, J.M. (Eds.). Proceedings of the 2nd Latin-American Congress on Froth Flotation, Developments in Mineral Processing, 9, Elsevier, Amsterdam. p. 233-244.

VIEIRA, A. M. (1995) ***Flotação – Alguns Tópicos***. Curso Interno SAMARCO.

VIEIRA, M. G.; QUEIROZ, D. S. B. (2004) ***Testes com concentrador magnético piloto Ferrous Wheel***. SAMARCO (Relatório Interno).

VIEIRA, M. G.; QUEIROZ, D. S. B. (2006) **Concentração magnética de rejeitos utilizando WHC**. SAMARCO (Relatório Interno).

VIEIRA, M. G. (2008) **Produção de um *pellet feed* a partir da concentração do rejeito da flotação mecânica da SAMARCO**. Dissertação (Mestrado). Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte. 15 p.

WALDE, D. H. G. (1986) Geologia do ferro. In: SCHOBENHAUS, C., COELHO, C. E. S. **Principais depósitos minerais do Brasil**. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, V. II, c.1, p3-6.

YIANATOS, J. (2001) ***Column Flotation Developments and New Trends***. VI Southern Hemisphere Meeting on Minerals Technology, 35pp.

YOON, R. H. (1992) ***Advances in the science and technology of flotation***. In: SALUM, M. J. G. e CIMINELLI, V. S. T. Flotation: fundamentals, practice and environment. Belo Horizonte, p. 3-18.

ZENG, W. & DAHE, X. (2003) ***The latest application of SLoN vertical ring and pulsating high-gradient magnetic separator***, *Minerals Engineering*, n.16, p.563-565.