

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

Dissertação de Mestrado

Reavaliação de Circuito de Flotação Convencional de Minério de Ferro

Autor: Airton Antônio Silva  
Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Junho /2016

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

Airton Antônio Silva

REAVALIAÇÃO DE CIRCUITO DE FLOTAÇÃO CONVENCIONAL DE  
MINÉRIO DE FERRO

Dissertação de Mestrado 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

2016

## DEDICATÓRIA

A meus pais, José da Silva (saudades) e Maria Amarante Silva pelo exemplo e amor incondicional, à minha esposa Sheila Bárbara pelo amor, carinho e compreensão e aos meus filhos, Nathalia e Otávio.

## **AGRADECIMENTOS**

Inicialmente, agradeço a Deus por conceder-me força, perseverança e lucidez para execução e conclusão do presente trabalho.

À SAMARCO Mineração S.A. pelo apoio, subsídio e constante incentivo ao estudo e desenvolvimento pessoal e profissional de seus funcionários.

A Álvaro Resende, Sérgio Vasconcelos, Marcos Gomes, Alexandre Camilo, Herynson Nunes e Lamartine pelo incentivo ao longo desta jornada.

A toda equipe do laboratório químico e do laboratório de controle de processo, sobretudo ao Wanderson Eney, Pedro, Alan, Gamarano e Jonathan pela execução dos ensaios e análises.

A Paulo Sérgio de Oliveira e João Paulo Melo, pela co-orientação.

À Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG) pela oportunidade de engrandecimento científico.

Ao meu orientador, Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pelo apoio, amizade e brilhante orientação ao longo da pesquisa.

Aos professores do PPGEM pelos ensinamentos.

A CAPES/PROEX, CNPq e FAPEMIG pelo apoio financeiro ao PPGEM.

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

## SUMÁRIO

Capítulo 1. INTRODUÇÃO .....	1
Capítulo 2. OBJETIVOS .....	3
Capítulo 3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA .....	4
3.1. Minério de Ferro .....	4
3.1.1. Aspectos gerais.....	4
3.1.2. Características mineralógicas dos principais minerais de itabiritos.....	5
3.1.3. Principais minerais de ganga.....	6
3.2. Concentração de Minério de Ferro.....	7
3.2.1. Flotação .....	8
3.2.2. Importância da Flotação .....	9
3.2.3. Princípios da flotação .....	9
3.2.4. Etapas da flotação .....	11
3.2.4. Flotação de oxi-minerais .....	12
3.2.5. Influência da granulometria na flotação.....	13
3.2.6. Reagentes na flotação.....	16
3.2.7. Circuitos de flotação .....	22
3.2.8. Flotação de minério de ferro .....	27
3.2.8.1. Flotação catiônica reversa de quartzo .....	29
3.2.8.1.1. Influência de lama no processo de flotação .....	30
3.2.8.2. Flotação aniônica direta .....	35
3.2.8.9. Processo Produtivo da Samarco em Germano .....	38
Capítulo 4. METODOLOGIA .....	48
4.1. Considerações .....	48
4.2. Materiais e Métodos .....	48
4.2.1- Coleta de amostras .....	49
4.2.2 – Análise química.....	49
4.2.3 – Análise granulométrica .....	50
4.2.4 – Análise mineralógica.....	50
4.2.5 – Testes de flotação.....	51
4.2.5.1 – Descrição dos testes de flotação.....	52
Capítulo 5. RESULTADOS E DISCUSSÕES .....	53

Capítulo 6. CONCLUSÕES .....	75
Capítulo 7: RELEVÂNCIA DOS RESULTADOS .....	77
Capítulo 8: SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS .....	78
Capítulo 9: REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	79

## FISTA DE FIGURAS

Figura 3.1- Ilustração do mecanismo de flotação de partículas naturalmente hidrofóbicas e hidrofílicas (Veras, 2010). .....	11
Figura 3.2- Diagrama esquemático mostrando a relação entre as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento na flotação (Fuerstenau, 1980).....	14
Figura 3.3- Efeito do diâmetro da partícula na taxa específica de flotação.....	16
Figura 3.4- Estrutura do ácido oleico.....	19
Figura 3.5- Diagrama de equilíbrio/mobilidade eletroforética (Laskowski, 1987 <i>apud</i> Viana, 2005).....	20
Figura 3.6- Possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação (Klassen e Mokrousov, 1963, <i>apud</i> Araujo, 1982).....	34
Figura 3.7- Aumento da área superficial devido à redução do tamanho da partícula (Turrer, 2004).....	35
Figura 3.8- Potencial zeta do quartzo em função do pH na presença de $1 \times 10^{-4} \text{M}$ de $\text{FeCl}^2$ (Fuerstenau, 1976).....	37
Figura 3.9- Diagrama da concentração logarítmica para $10^{-4} \text{M}$ de $\text{Fe}^{2+}$ , (Fuerstenau, 1976).....	38
Figura 3.10- Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).....	39
Figura 3.11- Fluxograma da britagem da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco) ...	40
Figura 3.12- Fluxograma da usina de concentração da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).....	41
Figura 3.13- Fluxograma da flotação convencional da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).....	43
Figura 3.14- Circuito da flotação em células mecânicas - <i>tank cell</i> – (Fonte arquivo interno Samarco).....	45
Figura 3.15- Circuito da flotação em colunas (Fonte arquivo interno Samarco). .....	46
Figura 3.16- Fluxograma de caracterização das amostras (fonte: arquivo interno Samarco).....	49
Figura 5.1- Circuito da Flotação Convencional do Concentrador I de Germano (fonte arquivo interno Samarco Mineração S.A) .....	53

Figura 5.2- Gráfico de cinética de flotação para a amostra padrão. ....	57
Figura 5.3- Circuito original de flotação convencional do concentrador I.....	58
Figura 5.4- Circuito A proposto para a flotação convencional.....	60
Figura 5.5- Circuito B proposto para a flotação convencional. ....	62
Figura 5.6- Circuito C proposto para a flotação convencional.....	64
Figura 5.7- Curvas granulométricas para concentrado do circuito original e circuito C.68	
Figura 5.8- Curvas granulométricas para rejeito do circuito original e circuito C. ....	68
Figura 5.9- Curvas de teor de ferro por tamanho para os concentrados do circuito original e circuito C. ....	69
Figura 5.10- Curvas de teor de SiO <sub>2</sub> por tamanho para os concentrados do circuito original e circuito C. ....	70
Figura 5.11- Curvas de teor de ferro por tamanho para os rejeitos do circuito original e Circuito C.....	71
Figura 5.12- Redução na dosagem de amina (coletor) após a modificação do circuito. ....	74



## LISTA DE TABELAS

Tabela III. 1- Eficiência operacional para processamento mineral com especificações dos limites de granulometria em cada equipamento de concentração convencional. Fonte: Baltar (2008).....	10
Tabela III. 2- Estruturas químicas de coletores catiônicos. Fonte: Prasad (1992).....	18
Tabela III. 3- Coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e silicatos. Fonte: Fuerstenau (1976) .....	18
Tabela III. 4- Especificações dos produtos da usina de concentração Samarco (fonte: arquivo interno Samarco).....	47
Tabela V. 1- Resultados da amostragem industrial do circuito original de flotação convencional. ....	54
Tabela V. 2- Resultados de análise granuloquímica da amostra padrão.....	55
Tabela V. 3- Resultados de análise mineralógica e grau de liberação da amostra padrão. ....	56
Tabela V. 4- Resultados do teste cinético da amostra padrão. ....	56
Tabela V. 5- Resultados do teste de flotação da amostra padrão .....	57
Tabela V. 6- Resultados do teste de bancada para o circuito original .....	59
Tabela V. 7- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (A).....	61
Tabela V. 8- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (B) .....	63
Tabela V. 9- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (C). ....	65
Tabela V. 10- Tabela resumo dos testes de bancada .....	65
Tabela V. 11- Análise granulométrica e química por faixa do concentrado circuito original .....	66
Tabela V. 12- Análise granulométrica e química por faixa do concentrado circuito C .	66
Tabela V. 13- Análise granulométrica e química do rejeito circuito original .....	67
Tabela V. 14- Análise granulométrica e química do rejeito circuito C .....	67
Tabela V. 15- Resultados do teste industrial do circuito modificado da flotação convencional .....	73
Tabela V. 16- Comparativo entre o teste industrial antes e depois da modificação do circuito da flotação convencional.....	73

## RESUMO

A Samarco Mineração, desde o início de suas atividades em 1977 na mina de Germano, tem sido pioneira na lavra e beneficiamento de minério de ferro friável e de baixo teor (itabiritos). Atualmente, a queda no teor de ferro associada à maior participação de materiais compactos, semi-compactos e com maior presença de contaminantes tem impactado a recuperação do circuito de flotação convencional do concentrador I. A redução da recuperação nessa etapa de flotação motivou a reavaliação do circuito de flotação atual buscando alternativas para reestabelecer a recuperação sem afetar o teor de concentrado final e com menor investimento. Foram realizadas amostragens, caracterização física e química das amostras e, em seguida, executados ensaios de flotação em bancada e balanço de massas. Os resultados mostraram oportunidades de melhoria do desempenho do circuito. O circuito de flotação antes da modificação era composto pelas etapas: *rougher*, *cleaner*, *re-cleaner* e *scavenger*. Com a reavaliação do circuito, a *re-cleaner* foi transformada em *cleaner* da *scavenger*. O concentrado *scavenger* antes da modificação possuía teores de 24,26% de Fe e representava 38% da alimentação nova. Com a modificação do circuito, a carga circulante foi reduzida de 38% para 10% e o teor de ferro subiu para 48,8%, aumentando o tempo de residência. O teor de ferro no rejeito global foi reduzido de 10,92% para 6,36% gerando ganhos de recuperação em massa e metalúrgica.

**PALAVRAS-CHAVE:** Minério de ferro, Flotação, Circuitos de Concentração.

## **ABSTRACT**

Samarco Mineração, since the start up in 1977 at Germano's mine, has been a pioneer in mining and beneficiation of low grade friable iron ore (itabirite). Currently the decrease in iron content and increase in contaminants grade, associated with greater participation of compact and semi-compact materials, has impacted the recovery of concentrator I conventional flotation circuit. The recovery reduction in the flotation stage motivated the current flotation circuit reevaluation seeking alternatives to restore the recovery without affecting the final concentrate content with low investment. Sampling, physical, and chemical characterization of samples, bench scale flotation tests and mass balance were conducted. Analysis of the results showed opportunities to improve the circuit performance. The stages prior to the flotation circuit change were: rougher, cleaner, recleaner and scavenger. After the circuit reevaluation, the recleaner was transformed into cleaner scavenger. Prior to the modification the iron grade in the scavenger concentrate was 24.26%, representing 38% of the new feed. With the circuit modification, the circulating load was reduced from 38% to 10% and the iron content increased to 48.8%, resulting in increased residence time. The iron content in the global tailings was decreased from 10.92 % to 6.36% representing gains in both mass and metallurgical recoveries.

**KEYWORDS:** Iron Ore, Flotation, Concentration Circuits.

## Capítulo 1. Introdução

Atualmente as empresas de todos os segmentos trabalham seus produtos para que atendam não só as especificações de qualidade, mas que também sejam ambientalmente corretos e produzidos dentro de um ambiente saudável e seguro. Na Samarco os processos também são voltados ao atendimento dessas especificações de qualidade, segurança e meio ambiente, bem como buscam, por meio de inovação e aprimoramento, maximizar resultados.

Na Samarco, a rota de processos vai desde as operações de extração, fragmentação, classificação, concentração, separação sólido/líquido e transporte, objetivando o atendimento das especificações de qualidade acordadas com seus clientes.

Para manter-se no mercado e garantir a qualidade de seus produtos, investimentos em prospecção e pesquisa de novas reservas fazem-se necessários, visando aumentar a capacidade de produção. Na maioria das vezes o crescimento das reservas está associado ao aproveitamento de minérios de baixo teor, maior compacidade e com maior percentual de contaminantes, o que exige investimentos em novas tecnologias e/ou reavaliação de circuitos de beneficiamento.

Atualmente a queda no teor de ferro, associada a maior participação de materiais compactos, semi-compactos e com maior presença de contaminantes, tem impactado na recuperação mássica global do concentrador I de Germano. Em 2014, após uma campanha de amostragem no concentrador, foi possível observar que a redução da recuperação mássica global estava sendo fortemente afetada por um baixo desempenho da etapa de flotação convencional. Tal fato motivou a reavaliação dessa etapa de flotação buscando alternativas para reestabelecer a recuperação mássica sem afetar a qualidade de concentrado final e com menor investimento.

Sabe-se que a flotação é um dos mais importantes e mais utilizados processos de separação empregados no processamento mineral. A operação unitária de concentração por flotação vem sendo estudada cada vez mais com o objetivo de aprimorar o processo

no que se refere à maximização da recuperação mássica e metalúrgica, de maneira a se obter concentrados com melhor qualidade, rejeitos com menor teor de ferro e menor custo, associado principalmente ao consumo de reagentes. Na etapa de flotação, como em toda operação de concentração, para a obtenção de concentrado com teores desejados e recuperação ideal, faz-se necessário utilizar circuitos compostos por diversas etapas.

No concentrador I da Samarco, a etapa de flotação convencional é composta por quatro linhas paralelas. Cada linha contém 14 células *Wenco* com  $14,16\text{m}^3$  cada e um volume total de  $198\text{m}^3$  por linha. Estas células estão organizadas em quatro bancos: banco *rougher* (04 células), banco *cleaner* (03 células), banco *scavenger* (04 células) e banco *re-cleaner* (03 células).

Este trabalho se propõe a testar uma rota alternativa para o circuito de flotação convencional do concentrador I de Germano por meio de amostragens, testes em bancada e balanço de massas, buscando uma configuração de circuito que maximize a recuperação em massa, com a garantia de manter a qualidade do concentrado final.

## **Capítulo 2. Objetivos**

O trabalho tem por objetivo reavaliar o circuito de flotação convencional do concentrador I da Samarco em Germano e definir um novo arranjo que maximize as recuperações mássica e metalúrgica desta etapa reduzindo o teor de ferro no rejeito. As modificações propostas não deverão afetar as especificações de qualidade estabelecidas para o concentrado desta etapa, de forma a não impactar nos resultados das etapas posteriores.

## Capítulo 3. Revisão Bibliográfica

### 3.1. Minério de Ferro

#### 3.1.1. Aspectos gerais

O ferro é o quarto elemento mais abundante da crosta terrestre (4,2%), depois do oxigênio, silício e alumínio; e o segundo elemento metálico mais abundante, depois do alumínio. Segundo Roe (1957) a crosta terrestre contém 3,08% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (hematita), 3,80% de  $\text{FeO}$  (óxido de ferro) e 15,34% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (alumina).

Metal de transição, o ferro tem como símbolo de elemento químico Fe e massa atômica 56. À temperatura ambiente encontra-se no estado sólido e apresenta característica ferromagnética. O ferro tem sido utilizado extensivamente para a produção de aço, liga metálica fundamental na produção de ferramentas, máquinas, veículos de transporte (automóveis, navios etc.), como elemento estrutural (de pontes, edifícios, etc.), e uma infinidade de outras aplicações.

Na natureza o ferro raramente encontra-se isolado, é muito comum encontrá-lo combinado em diversos minerais, principalmente os óxidos. Os principais minerais de ferro são hematita  $\alpha(\text{Fe}_2\text{O}_3)$ , magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), goethita  $\alpha(\text{FeOOH})$ , siderita ( $\text{FeCO}_3$ ), pirita ( $\text{FeS}_2$ ) e ilmenita ( $\text{FeTiO}_3$ ). Assim, o mesmo é extraído da natureza sob a forma de minério de ferro. As principais impurezas encontradas nos minério de ferro são sílica, alumina, álcalis e compostos de enxofre e fósforo (Alecrim, 1982).

Em Minas Gerais, destaca-se o Quadrilátero Ferrífero, situado na parte central do estado, como uma região de grande concentração das reservas de minério de ferro. Nessa região, os depósitos de minério de ferro são do tipo Lago Superior, e apresentam rochas quartzosas contendo óxido de ferro com alguns carbonatos e silicatos sendo classificados como itabiritos (Alecrim, 1982).

### 3.1.2. Características mineralógicas dos principais minerais de itabiritos

- **Hematita**

Hematita é um óxido de ferro III ( $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ) com 69,9% de ferro em sua estrutura. Pode ser encontrado em rochas de várias idades, sendo muito abundante na natureza. Apresenta em sua estrutura o titânio e o magnésio. Sua cor varia do preto ao castanho avermelhado e, quando terrosa, apresenta-se avermelhada. Sua densidade varia de 4,9 a 5,3 e a cor de seu traço, entre vermelho claro e vermelho amarronzado (Alecrim, 1982).

Para Cornell e Schwertmann (1996), a hematita tem densidade teórica de 5,3  $\text{g/cm}^3$ . Pode ser encontrada na forma isolada (mineral), em agregados com partículas distintas, o caso mais clássico é com a partícula do quartzo, ou em associação com a goethita. É um mineral muito comum, tendo sua cor dependente da granulometria e do arranjo cristalino, pode ser preto, cinza, marrom, marrom avermelhado, ou vermelho. As principais variedades são: "Bloodstone", ferro rosa, martita (oxidação da magnetita) e especularita (hematita com brilho especular).

- **Magnetita**

A magnetita é uma espinela (óxido duplo) e é componente essencial de muitas formações ferríferas. Em termos químicos, é usualmente considerada como  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  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 em suas estruturas, quantidades menores de elementos como Mg, Mn, Zn, Al, Ti e outros. Quase que universalmente, a magnetita tende a apresentar granulação média, comumente muito mais grossa que quartzo, hematita e silicatos de ferro, com os quais coexiste. A magnetita normalmente ocorre como octaedros, em camadas que se alternam com camadas silicosas nas formações ferríferas. A oxidação a baixa temperatura, frequentemente relacionada à lixiviação ou movimento do lençol d'água, usualmente converte o cristal de magnetita a grãos de hematita, conservando a morfologia octaédrica da magnetita. Essa forma de hematita é denominada martita, que é, portanto,



pseudomorfa da magnetita. A martirização é um processo muito comum de formação de minério e é usualmente associada à disseminação das formações ferríferas bandadas, na produção dos minérios hematíticos.

- **Goethita**

A goethita é um hidróxido de ferro ( $\alpha$ -FeOOH) que contém 63% de ferro em sua estrutura. Sua estrutura cristalina é de empacotamento hexagonal compacto, semelhante à hematita no que diz respeito ao arranjo dos íons de oxigênio, onde os interstícios octaédricos existentes são preenchidos pelos íons Fe (Cornell e Schwertmann, 1996). Possui o hábito ortorrômbico, apresentando uma morfologia essencialmente acicular, mas podendo ser também bipiramidal, cúbicos, etc. Ocorre na natureza com granulometria variada. A goethita possui um poder de pigmentação bem menor que a hematita, apresentando uma coloração amarela.

### 3.1.3. Principais minerais de ganga

- **Quartzo**

O quartzo é um dos minerais mais abundantes que ocorre sobre a crosta terrestre; muito resistente ao intemperismo, ele sobrevive à erosão em grãos que formam a maior parte das areias de praia e de desertos, por exemplo. O quartzo ( $\text{SiO}_2$ ) é gerado por processos metamórficos, magmáticos, diagenéticos e hidrotermais; apresenta brilho, fratura conchoidal, forma dos cristais, transparência e cores variadas (Machado *et al*, 2003).

- **Caulinita**

A caulinita é um silicato de alumínio hidratado. Ocorre como um produto de intemperização química dos feldspatos, sendo que, nesses 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 (Dana, 1974).

- **Gibbsita**

A gibbsita é considerada como sendo  $\text{Al}(\text{OH})_3$ , com 62,8 a 65,3% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e 31,8 a 34,12% de perda ao fogo. É insolúvel. Assume a cor azul quando é umedecida com nitrato de cobalto e posteriormente aquecida (alumínio) (Dana 1974).

### **3.2. Concentração 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  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  no concentrado (Nascimento 2010).

Araujo *et al* (2003) realizaram estudos sobre a relevância da mineralogia do minério de ferro brasileiro para a seleção do método de concentração mais adequado, principalmente para os finos. Esses pesquisadores observaram que a presença de quartzo liberado como mineral de ganga indica que a flotação 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 apenas com 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 (densitário, magnético e flotação).

### 3.2.1. Flotação

Segundo Peres e Araujo (2009), “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.”

Flotação 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 (Rabockai,1979).

A flotação é um dos principais processos de concentração, sendo empregado para diversas classes de minerais (sulfetos, óxidos, silicatos, fosfatos etc.), como também para uma variedade de tamanhos de partículas. Estudos anteriores mostraram que a flotação pode ser empregada com sucesso para faixas granulométricas entre 10 e 300 $\mu$ m. A seletividade do processo de flotação torna-se muito baixa fora desses limites granulométricos porque as condições hidrodinâmicas do sistema são incapazes de manter o nível de flotabilidade ideal das partículas (Santana, 2012).

Apesar de sua complexidade, a flotação é uma técnica versátil e eficiente para recuperação de espécies minerais que não poderiam ser concentradas por outras técnicas. As variáveis operacionais da flotação são ajustadas com base nas características do minério. Parâmetros como: reagentes (coletores, depressores e modificadores), granulometria, pH, percentual de sólidos na polpa, tempo de

condicionamento, temperatura, entre outros, devem ser cuidadosamente ajustados visando uma maior eficiência do processo de flotação.

### **3.2.2. Importância da Flotação**

O crescimento das demandas e consumo dos recursos minerais não renováveis tem exaurido os jazimentos mais ricos e mais simples de ser concentrados, aumentando a complexidade para concentração dos minerais. Diante do empobrecimento das jazidas e a necessidade de produzir concentrados com características mais criteriosas, o processo de flotação apresenta sua importância na concentração de minerais sob o cenário mundial (Penna *et al*, 2003).

Os equipamentos de concentração física são limitados para concentrar partículas finas, além de incluírem uma zona de recuperação parcial e outra completa, ou seja, sua aplicabilidade é limitada. A produção de concentrados de cobre, chumbo, zinco, níquel, bem como os metais nobres, não seria possível em larga escala por meio de concentração por métodos físicos, mas passou a ser viabilizada após a implementação de processo de concentração por flotação (Peres *et al*, 1980 e Oliveira, 2007).

### **3.2.3. Princípios da flotação**

Cada mineral possui uma característica química e estrutura cristalina única. Quando a estrutura e as ligações químicas são rompidas durante o processo de cominuição, gera-se uma nova área com muita energia livre tornando as superfícies polares. Quando há ruptura de ligações fracas, a superfície do mineral apresenta pouca energia livre caracterizando a superfície do sólido como apolar (Baltar, 2008).

Tabela III.1 apresenta a eficiência operacional para o processamento mineral com especificações dos limites de granulometria em cada equipamento de concentração convencional incluindo a flotação (Baltar,2010).

Tabela III. 1- Eficiência operacional para processamento mineral com especificações dos limites de granulometria em cada equipamento de concentração convencional. Fonte: Baltar (2008)

MÉTODOS	SEPARADOR	TIPO	TAMANHO LIMITE ( $\mu\text{m}$ )	REFERÊNCIA
FÍSICOS	GRAVÍTICO	Mesas vibratórias	60	Peres <i>et al.</i> , 2007
		Espirais	50	Sampaio e Tavares, 2005
		Jigue	150	Peres <i>et al.</i> , 2007
		Cone Reichert	50	Lins, 2004
		Meio-denso	600	Campos <i>et al.</i> , 2004
	MAGNÉTICO	A Seco	70	Peres <i>et al.</i> , 2007
		A Úmido	20	Peres <i>et al.</i> , 2007
	ELÉTRICO	Eletrostático	100	Peres <i>et al.</i> , 2007
Eletrodinâmico		70	Peres <i>et al.</i> , 2007	
FÍSICO-QUÍMICO	FLOTAÇÃO		10	Warren, 1984

As partículas constituídas por moléculas apolares na superfície (ligações químicas fracas -*Van der Waals*) apresentam baixos níveis de energia na superfície. Sendo assim, não havendo a necessidade de compartilhar ligações com as moléculas de água, identificam-se melhor com o ar. As partículas, constituídas na sua estrutura por moléculas polares na superfície, compartilham ligações a fim de baixar os níveis de energia livre, fazendo com que tenham afinidade pela água. Pode-se dizer, então, que ambas procuram estabilizar as forças de tensão superficial nas interfaces sólido/líquido ou líquido/gás, com o objetivo de permanecerem na polpa (hidrofílicas) ou serem capturadas pelas bolhas de ar (hidrofóbicas) e serem flotadas (Peres *et al.*, 1980 e Baltar, 2008).

A flotação de minerais se deve a interações de natureza físico-química que são exploradas nas diferentes características entre a interface partícula/bolha. Os minerais são naturalmente hidrofílicos ou hidrofóbicos por apresentarem um dipolo permanente (Gupta *et al.*, 2007). As características de hidrofiliicidade e hidrofobicidade estão associadas as características de polaridade (apolar e polar) das superfícies das partículas.

Quando o processo de flotação é empregado para flotar minerais com superfícies naturalmente hidrofóbicas, é necessária a adição de espumantes para auxiliar na coleta e facilitar o transporte em meio fluido. Um mineral com caráter hidrofílico, por apresentar boa molhabilidade, tende a ficar em suspensão na polpa. Para que essa partícula possa ser flotada, a superfície pode ser alterada em suas propriedades químicas passando a ser hidrofóbica, e assim, viabilizar a flotação (Wills, 1985).

A figura 3.1 ilustra o princípio da flotação seletiva em um sistema trifásico, em que partículas hidrofílicas e hidrofóbicas atravessam um sistema bifásico (ar disperso em água). As bolhas capturam as partículas hidrofóbicas e as transportam para zona de espuma e em sequência para fora do sistema, enquanto as partículas hidrofílicas atravessam o sistema.

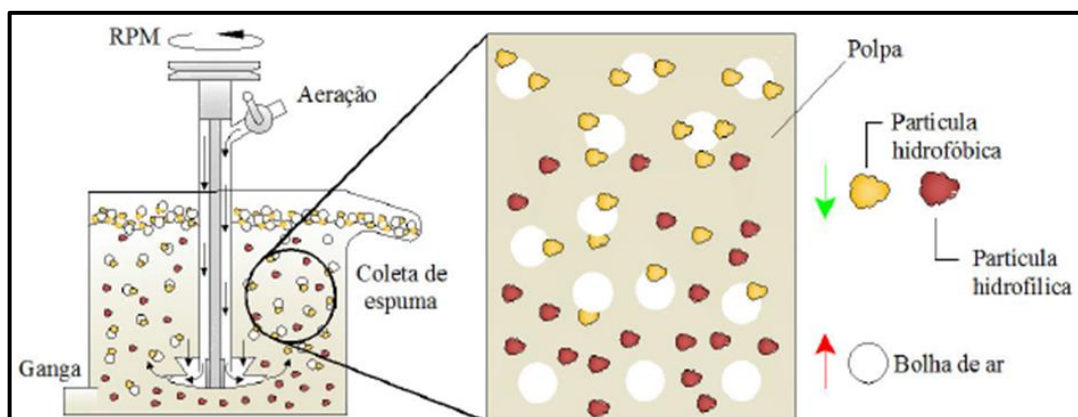


Figura 3.1- Ilustração do mecanismo de flotação de partículas naturalmente hidrofóbicas e hidrofílicas (Veras, 2010).

### 3.2.4. Etapas da flotação

Para que a separação dos minerais seja possível, vários são os fatores associados ao processo de flotação. Baltar (2008) relata que para ocorrer flotação são necessárias três etapas fundamentais denominadas colisão, adesão e transporte que estão diretamente relacionadas à otimização do processo. Essas etapas da flotação dependem diretamente de fenômenos hidrodinâmicos.

A colisão é beneficiada pela agitação, a adesão espontânea depende da interação bolha/partícula, que é favorecida pela hidrofobicidade da partícula, enquanto que o transporte depende da estabilidade do agregado e da espuma. Desta forma, o sucesso da flotação inclui sinergismo das três etapas do processo que devem ser bem sucedidas (Baltar, 2008).

#### **3.2.4. Flotação de oxi-minerais**

Segundo Brandão (1985), os oxi-minerais constituem um universo muito vasto e diversificado. As diferenças de composição química, estrutura cristaloquímica e solubilidade em água estão entre os aspectos com maior grau de diversidade entre os minerais oxidados. O elemento oxigênio é comum a todos esses compostos. Este elemento, ou os íons  $O^=$  ou  $OH^-$ , constituem a fração volumétrica absolutamente dominante na estrutura cristaloquímica desses minerais. A maioria das ligações entre o oxigênio e os outros elementos é iônica e/ou covalente, mais raramente ligações de hidrogênio também estão presentes.

A quase totalidade dos oxi-minerais apresenta superfícies de fratura predominantemente polares, devido ao rompimento, total ou parcial, de ligações covalentes. Estas superfícies têm, portanto, alta afinidade com a água, tendo então caráter hidrofílico. Em sistemas formados por oxi-minerais e coletores, o mecanismo de adsorção pode ser considerado como um somatório de processos químicos e físicos (Cruz, 2010).

Segundo Cruz (2010), a quimissorção é um mecanismo frequente em muitos sistemas minerais, principalmente envolvendo a adsorção de sabões alcalinos de ácidos carboxílicos (de cadeia longa). Altas densidades de adsorção e mesmo altas recuperações na flotação de minerais, com coletores aniônicos, em faixa de pH onde o potencial zeta é altamente negativo, sugerem adsorção química do coletor.

O que promove a quimissorção é a ligação da parte polar do coletor em relação a sítios catiônicos, usualmente metais alcalinos e de transição, ou complexos derivados desses minerais (Vieira, 2005).

### **3.2.5. Influência da granulometria na flotação**

Segundo Leja (1982), o tamanho máximo da alimentação para um sistema de flotação pode ser estabelecido em função do tamanho de liberação do mineral útil. Porém, em muitos casos, este tamanho é limitado pela força de adesão entre partícula e bolha, ou seja, o fluxo ascendente de bolhas não é capaz de levantar partículas muito grandes.

O limite inferior da faixa granulométrica é fixado em função do tamanho em que começam a ocorrer efeitos deletérios ao sistema, como o recobrimento de partículas maiores por lamas ou o consumo excessivo de reagentes devido à grande área superficial específica das partículas menores (Monte e Peres, 2004).

Segundo Cruz (2010), a distribuição de tamanho das partículas a serem separadas é fator determinante no desempenho do processo. O limite inferior da faixa granulométrica está relacionado com o conceito de lamas, que demonstram ser prejudiciais ao processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro.

A figura 3.2 mostra que, para partículas finas de massa pequena, é baixa a probabilidade de adesão, fato este questionável (Fuerstenau, 1980). Essas partículas possuem baixa probabilidade de colisão, porém não existem fatos que demonstram a baixa probabilidade de adesão.



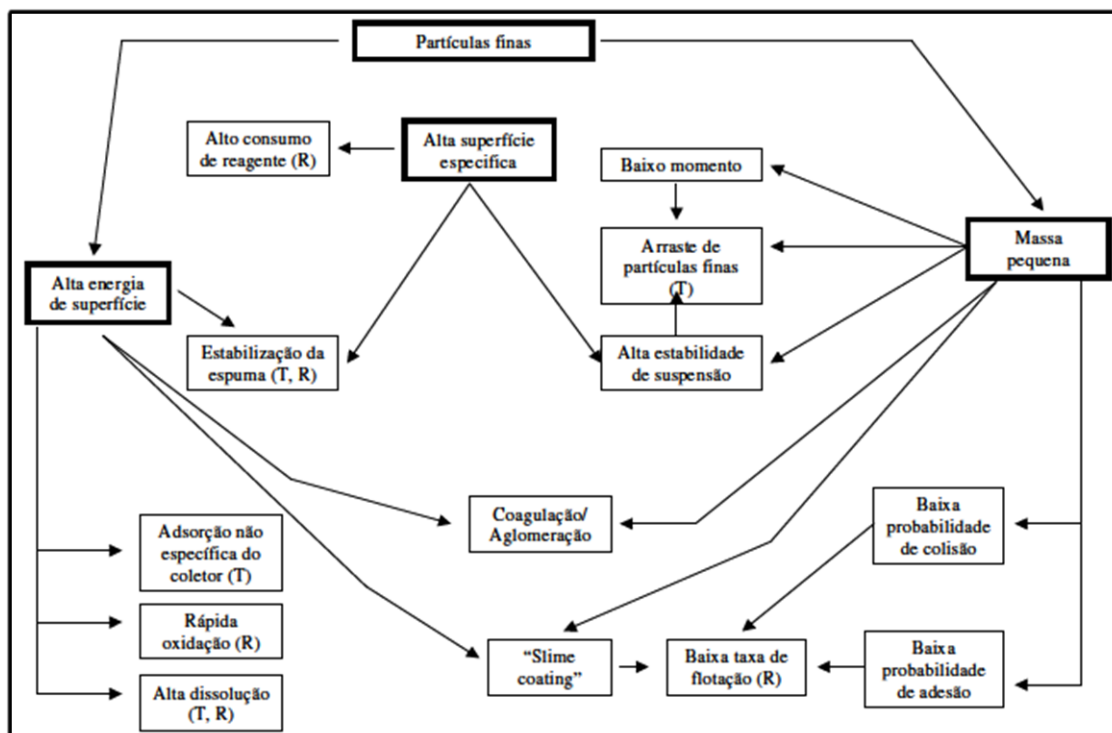


Figura 3.2- Diagrama esquemático mostrando a relação entre as propriedades físicas e químicas de partículas finas e seu comportamento na flotação (Fuerstenau, 1980).

Segundo Cruz (2010), o fenômeno denominado *slimes coating* pode ser entendido como sendo a adesão de partículas ultrafinas e coloides à superfície de partículas mais grossas, através de forças intermoleculares semelhantes às forças existentes nas interações entre partículas e bolhas de ar. Este fenômeno pode ser deletério para a flotação de diferentes maneiras. Se as partículas finas são o mineral de valor e as partículas grossas são o mineral de ganga, o teor do concentrado se torna mais pobre. Quando as partículas finas é que consistem de minerais de ganga e, então, se aderem às superfícies das partículas dos minerais de valor, impedindo o contato destas partículas com as bolhas de ar, a recuperação do mineral minério cai significativamente. A redução na recuperação de partículas finas é primariamente atribuída à baixa probabilidade de colisão (Fuerstenau, 1980).

Souza e Araujo (1999) sugerem que, em flotação de minerais de hematita e quartzo na presença de lama, existe um efeito negativo na interação partícula/bolha, refletindo em aumento do consumo de reagentes. Além disso, as partículas ultrafinas

podem acompanhar o fluxo de água, não respondendo seletivamente ao processo de flotação.

Na separação hematita/quartzo observa-se contaminação do concentrado final por partículas de quartzo com diâmetros superiores a 0,150 mm. O decréscimo na recuperação dessas partículas pode ser explicado pela baixa estabilidade do agregado partícula-bolha. É então necessário aumentar as forças atrativas ou diminuir as forças de ruptura para aumentar a estabilidade do agregado partícula-bolha através da utilização de coletores seletivos e de uma dosagem ótima do mesmo (Vieira, 2005).

Há um consenso geral de que a taxa de flotação diminui com a redução do tamanho de partícula nas frações finas, mas cálculos teóricos não conseguem explicar adequadamente os resultados experimentais e existem controvérsias sobre a partir de qual tamanho o efeito se acentua. A figura 3.3 ilustra o efeito do diâmetro da partícula na taxa específica de flotação. A figura mostra a comparação das taxas previstas teoricamente com os dados experimentais realizados por alguns pesquisadores. A maioria deles fizeram as previsões baseadas em certos modelos de colisão e adesão de partículas com as bolhas de ar. A validade desses modelos pode ser limitada, pois há outros fatores que podem também desempenhar papel significativo. Na ausência de uma teoria plenamente desenvolvida pode-se considerar que a redução da taxa de flotação com tamanho da partícula se deve principalmente à menor probabilidade de colisão (Fuerstenau, 1979).

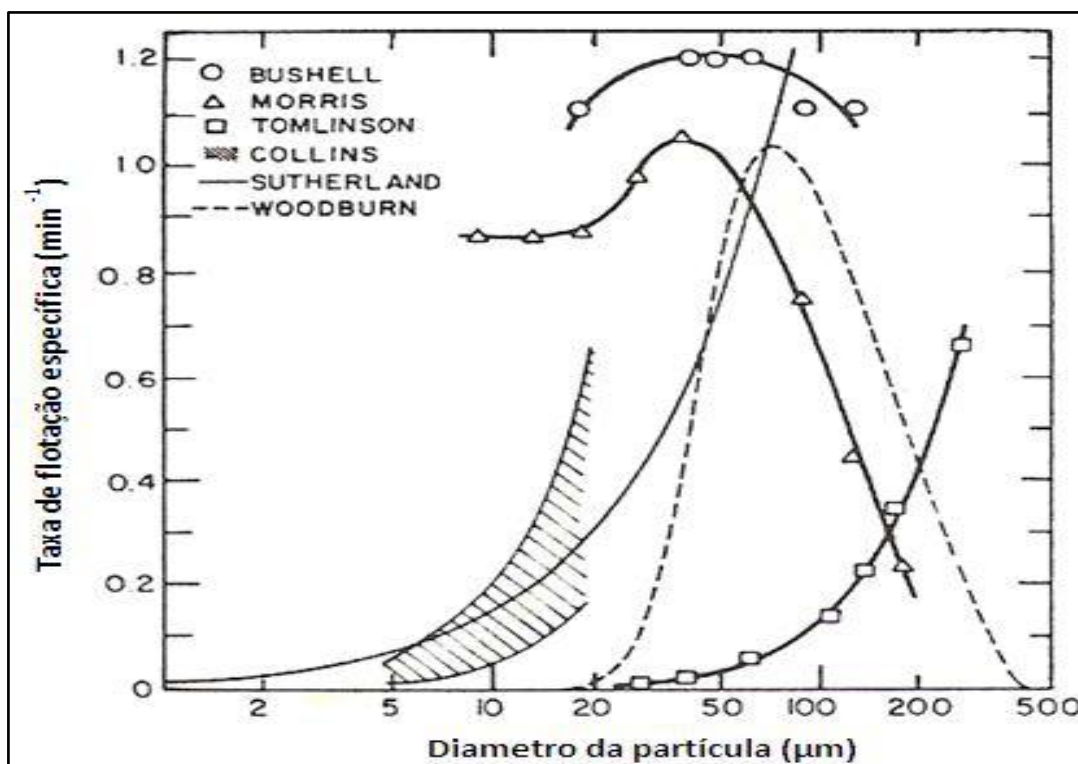


Figura 3. 3- Efeito do diâmetro da partícula na taxa específica de flotação.

### 3.2.6. Reagentes na flotação

Segundo Veras, (2010), a possibilidade do uso de reagentes para o enriquecimento de espécies minerais em variadas associações mineralógicas resulta em grande versatilidade da tecnologia da flotação.

Os reagentes químicos são adicionados à polpa permitindo reforçar ou inibir as propriedades hidrofóbicas/hidrofílicas das espécies minerais. As proporções e tipos dos reagentes que são adicionados à polpa dependem das características mineralógicas das espécies minerais de interesse comercial (Dudenkov *et al*, 1980).

De acordo com seu papel específico na flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, espumantes e modificadores ou reguladores (Peres *et al*, 1980).

- **Coletores**

Os coletores são surfatantes que se adsorvem seletivamente na interface sólido/líquido, tornando as partículas hidrofóbicas. Segundo Leja (1983), são moléculas anfipáticas ativas na superfície, do tipo R-Z (moléculas de caráter duplo) onde Z representa o grupo polar e R representa o grupo apolar. O grupo polar Z consiste em associações de dois ou mais átomos com ligações covalentes; este grupo possui um momento de dipolo permanente o que atribui a este grupo um caráter hidrofílico. O grupo apolar R é representado pelos hidrocarbonetos; não possuem dipolo permanente e representam a parte hidrofóbica da molécula anfipática.

Os coletores podem ser classificados em aniônicos, catiônicos e não-iônicos, conforme a carga elétrica associada ao grupo polar, além de serem classificados conforme a estrutura do hidrocarboneto e do tipo específico do grupo polar.

- **Coletores catiônicos**

Segundo Prasad (1992), os coletores catiônicos são usados para flotar minerais que têm a carga superficial negativa. O elemento comum a todos estes coletores é o grupo de nitrogênio com elétrons pareados. Os principais coletores catiônicos utilizados são as aminas e seus derivados. Exemplos destes coletores e suas respectivas estruturas químicas estão apresentados na tabela III.2.

Tabela III. 2- Estruturas químicas de coletores catiônicos. Fonte: Prasad (1992)

Coletor	Estrutura	Forma
Amina primária	R-NH <sub>2</sub>	Sólida
Diamina primária	$\begin{array}{c} \text{H} \\   \\ \text{R}-\text{N}-\text{C}-\text{C}-\text{CNH}_2 \end{array}$	Sólida
Éter amina	R-O-C-C-C-NH <sub>2</sub>	Líquida
Éter diamina	$\begin{array}{c} \text{H} \\   \\ \text{R}-\text{O}-\text{C}-\text{C}-\text{C}-\text{N}-\text{C}-\text{C}-\text{CNH}_2 \end{array}$	Líquida
Condensado	$\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{H} \quad \text{H} \\   \quad   \quad   \\ \text{R}-\text{C}-\text{N}-\text{C}-\text{C}-\text{N}-\text{C}-\text{C}-\text{N}-\text{C}-\text{R} \\    \quad \quad \quad    \\ \text{O} \quad \quad \quad \text{O} \end{array}$	Sólida

○ **Coletores aniônicos**

Os principais coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e quartzo são carboxilato, sulfonato, alquil-sulfato e hidroxamato. Esses coletores e suas respectivas fórmulas estruturais estão apresentadas na tabela III.3 (Fuerstenau, 1976).

Tabela III. 3- Coletores aniônicos utilizados na flotação de óxidos e silicatos. Fonte: Fuerstenau (1976)

Coletor	Fórmula estrutural
Carboxilato	$\begin{array}{c} \text{O}^- \dots \text{Na}^+ \\   \\ \text{R}-\text{C} \\    \\ \text{O} \end{array}$
Sulfonato	$\begin{array}{c} \text{O} \\    \\ \text{R}-\text{S}-\text{O}^- \dots \text{Na}^+ \\    \\ \text{O} \end{array}$
Alquil-sulfato	$\begin{array}{c} \text{O} \\    \\ \text{R}-\text{O}-\text{S}-\text{O}^- \dots \text{Na}^+ \\    \\ \text{O} \end{array}$
Hidroxamato	$\begin{array}{c} \text{H} \\   \\ \text{R}-\text{C}-\text{N} \\    \quad   \\ \text{O} \quad \text{O}^- \dots \text{Na}^+ \end{array}$

Segundo Nascimento (2010), dentre os coletores aniônicos do tipo carboxilato destaca-se o ácido oleico. Este é um ácido graxo insaturado de cadeia longa possuindo 18 carbonos na sua estrutura (figura 3.4), cuja fórmula molecular é  $C_{18}H_{34}O_2$ . O ácido oleico, quando saponificado com hidróxido de sódio, apresenta-se na forma líquida na temperatura ambiente, sendo um líquido incolor a levemente amarelado. Por possuir uma cadeia grande lipofílica, o ácido oleico é insolúvel em água e solúvel em solventes orgânicos e óleos vegetais.

Os coletores aniônicos do tipo sulfonato, sulfonato de petróleo natural e sulfonato sinteticamente modificado foram desenvolvidos para a flotação seletiva do minério de ferro que possui baixos teores de ferro. Estes coletores, mostrados na tabela III.2, parecem ser efetivos para os oxi-minerais como a goethita, hematita, limonita, magnetita e siderita (Prasad, 1992).

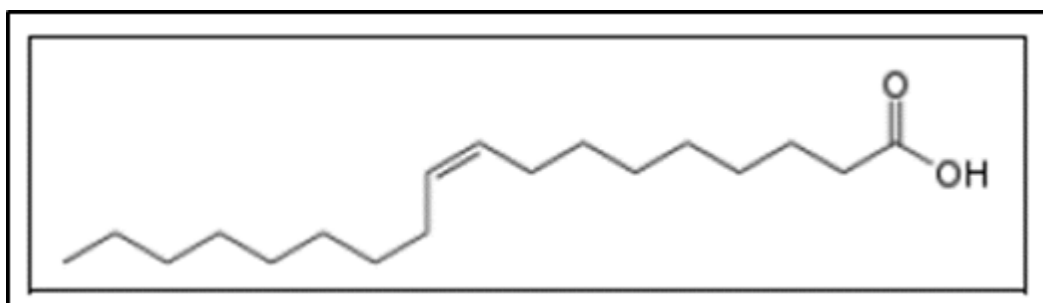


Figura 3. 4- Estrutura do ácido oleico.

A dissociação de sulfatos e sulfonatos estende-se a valores extremamente baixos de pH, enquanto o pH de dissociação dos ácidos carboxílicos está na faixa de 4 a 5 (Viana *et al*, 2005).

Segundo Nascimento (2010), a formação de um precipitado coloidal dos ácidos carboxílicos pode ocorrer em torno de pH 3 a 4 (figura 3.5), fato que, provavelmente, impede a adsorção em pH muito ácido, uma vez que o precipitado tem carga positiva nessa faixa de pH, onde vários silicatos e óxidos apresentam carga superficial positiva.

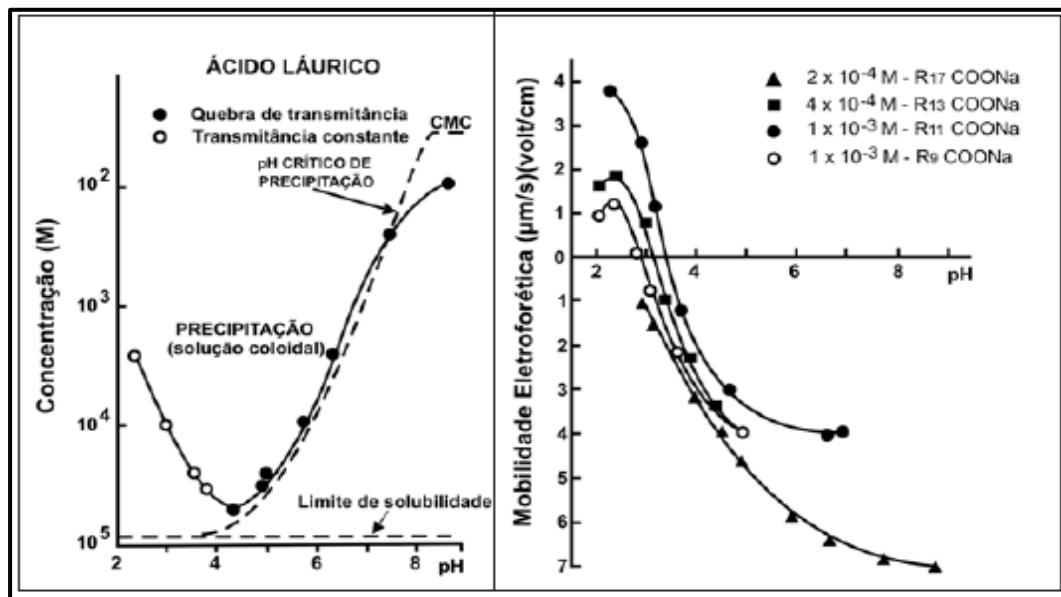


Figura 3. 5- Diagrama de equilíbrio/mobilidade eletroforética (Laskowski, 1987 apud Viana, 2005).

- **Depressores**

Os depressores são compostos que melhoram a interação entre a superfície do mineral e moléculas de água, além de evitar a adsorção do coletor sobre o mesmo (Nascimento, 2010).

Prasad (1992) relata que os depressores podem ser do tipo orgânico e inorgânico. Compostos orgânicos como os polissacarídeos (amidos, dextrinas e seus derivados) são comumente usados como depressores orgânicos no processo de flotação. Outros reagentes usados como depressores são os taninos e seus derivados, como o quebracho.

Os depressores inorgânicos são compostos químicos adicionados à flotação para manter a superfície, de um ou mais minerais, hidrofílica. Alguns exemplos de depressores inorgânicos são: óxido de cálcio (CaO – deprime pirita); hidrossulfeto de sódio (NaHS – deprime cobre e mineral de ferro sulfetado); sulfato de zinco (ZnSO<sub>4</sub> – deprime esfalerita); cianeto alcalino (NaCN – deprime os minerais de sulfetos); cianeto de cálcio (Ca(CN)<sub>2</sub> – deprime cobalto e níquel); ferro e ferricianeto (deprime cobre e sulfeto de ferro); ácido fluorídrico (deprime micas, quartzo, apatita e espodumênio);

dicromato (deprime galena); permanganato (deprime esfalerita, pirrotita e arsenopirita) e silicatos de sódio (deprimem cobre e ferro) (Prasad, 1992).

- **Espumantes**

Os espumantes são compostos heteropolares que contêm um grupo polar (OH, COOH, CO, OSO<sub>2</sub> e SO<sub>2</sub>OH) em uma das extremidades e um radical hidrocarbônico que se orienta no sentido da fase gasosa (Monte e Peres, 2004; Bulatovic, 2007).

Os espumantes utilizados na flotação são compostos orgânicos heteropolares, cuja estrutura é parecida com a dos coletores. A diferença reside no caráter funcional do grupo polar. O radical dos coletores é quimicamente ativo e capaz de interagir com a superfície do mineral a ser coletado, enquanto o radical liofílico do espumante tem grande afinidade com a água (Peres e Araujo, 2006).

Por serem reagentes surfatantes que reduzem a tensão interfacial, os espumantes agrupam suas moléculas na interface líquido/gás. A existência das moléculas nesta interface ajuda a manter a estabilidade da bolha, dificultando a coalescência. Quando a bolha é formada na presença de moléculas de espumante, pode transportar partículas de minérios em repouso ou em movimento na película da interface líquido/gás. O desempenho do espumante difere em função do comprimento do radical hidrocarbônico, que tende a acentuar a fixação das moléculas do espumante na interface líquido/gás (Taggart, 1945).

A densidade da espuma se altera quando mineralizada por partículas hidrofóbicas. Um bom espumante permite que os minerais de ganga escoem pela película de água da espuma até a polpa. Uma boa drenagem de partículas indesejáveis aumenta o poder de concentração na superfície da camada de espuma transportando o material flotado até o ponto da descarga do concentrado (Taggart, 1945).

Alguns reagentes utilizados como coletores têm também poder espumante. No caso das aminas, geralmente adicionadas em pH entre 10 e 11, região em que existe um



equilíbrio entre a forma iônica e a molecular, aceita-se que a primeira atue como coletor e a segunda como espumante (Peres e Araujo, 2006).

- **Modificadores**

Os modificadores são substâncias orgânicas ou inorgânicas com ações diversas, destacando-se (Peres e Araujo, 2006):

- **Ajuste do pH do sistema** - efetuado mediante a adição de ácidos e bases. Deve-se atentar para o fato de que o ânion do ácido e o cátion da base poderão, em alguns sistemas, adsorverem-se especificamente e alterar as características das interfaces envolvidas;
- **Controle do estado de agregação da polpa** – efetuado mediante a adição de dispersantes e agregantes (coagulantes e floculantes). Em geral, uma polpa dispersa favorece a flotação. Uma floculação seletiva dos minerais que se dirigem ao afundado poderá ter um efeito benéfico (ex.: flotação catiônica reversa de minérios de ferro itabiríticos). Os polímeros naturais e sintéticos têm poder floculante no caso de apresentar alto peso molecular e são dispersantes quando possuem baixo peso molecular;
- **Ativação** - efetuada através da adição de reagentes capazes de tornar mais eficaz e/ou seletiva a ação dos coletores.
- **Depressão** - efetuada mediante a adição de reagentes capazes de inibir a ação do coletor e hidrofilar a superfície dos minerais que se destinam ao afundado. Entre os depressores orgânicos destacam-se os polissacarídeos, em especial o amido de milho. Outros depressores orgânicos são os taninos e seus derivados, em especial o quebracho, os derivados de celulose (a carboximetilcelulose é o principal representante) e os lignossulfonatos.

### 3.2.7. Circuitos de flotação

O desempenho de um circuito de flotação de um determinado minério depende de inúmeros fatores, entre os quais se podem citar (Machado, 1990);

- as condições químicas da polpa (concentrações de reagentes, pH, taxa de aeração etc.);
- as condições físicas da célula (agitação, suprimento e distribuição de ar, nível da polpa etc.);
- o arranjo ou distribuição física das células dentro do circuito (tamanho de células em cada banco, como é feita a interconexão entre os bancos etc.).

As condições químicas são da maior importância e, não sendo bem atendidas e controladas, o desempenho metalúrgico do circuito nunca será satisfatório. Semelhantemente, as células devem ser adequadamente projetadas, mantidas e operadas, de maneira a propiciarem condições ótimas para a flotação (Machado, 1990).

A eficiência de separação na flotação, no entanto, nunca é completa em razão de vários fatores:

- os tempos de residência da flotação são finitos, não permitindo a retirada completa das partículas hidrofóbicas do seio da polpa do minério;
- os reagentes utilizados nunca são perfeitamente seletivos para uma determinada superfície mineral;
- devido à turbulência necessária para manter as partículas em suspensão, há um arraste de partículas hidrofílicas junto à espuma.

Desta maneira, sempre haverá partículas de ganga contaminando o concentrado e partículas de mineral útil no rejeito. Com objetivo de melhorar a eficiência do processo, costuma-se submeter tanto o concentrado quanto o rejeito a novos estágios de flotação. Cada minério, em função de suas características peculiares, obriga o desenvolvimento de um circuito de flotação particular, onde os teores e recuperações do mineral valioso sejam maximizados. Os circuitos se caracterizam por apresentarem fluxos de carga circulante, repassando rejeitos de operações de limpeza (*cleaner*) e concentrados de operações de recuperação (*scavenger*). Os estágios de recuperação visam recuperar o máximo possível os minerais úteis que ficaram junto ao rejeito. Já os estágios de limpeza objetivam reduzir o teor dos elementos/ minerais contaminantes.

Normalmente o processo de flotação requer mais de um estágio, assim como em outros processos de concentração/separação. O primeiro estágio é denominado *rougher* (desbaste) que objetiva a máxima recuperação dos minerais que se deseja concentrar. Estágios subsequentes de limpeza (*cleaner*) e recuperação adicional de partículas não concentradas no estágio *rougher* (*scavenger*) podem ser introduzidos para a máxima recuperação metalúrgica e teor compatível com as especificações desejadas (Araujo e Peres, 1995).

O estabelecimento do circuito ótimo para concentração de um determinado minério por flotação é um ponto de extrema importância na etapa do desenvolvimento do fluxograma de processo. Alguns passos são importantes para se conhecer o circuito ótimo:

- execução de ensaios de flotação em escala de bancada e ou ciclos encadeados (*locked cycles*);
- execução de ensaios contínuos em escala piloto em um determinado número de configurações de circuito;
- experiência prévia no tratamento de minérios semelhantes.

Para a seleção de circuitos de flotação de minérios de ferro existem alguns fatores importantes a serem considerados e esses podem ser divididos em fatores intrínsecos e extrínsecos ao minério que se deseja processar. Como fatores intrínsecos merecem consideração: as características físico-químicas do *ROM* (*run of mine*), a distribuição granulométrica, o grau de liberação das partículas minerais, os teores químicos e as associações mineralógicas do minério. Como fatores extrínsecos, pode-se considerar: as características físico-químicas desejadas para o seu transporte e destinação nas etapas metalúrgicas subsequentes como, por exemplo, aglomeração (briquetagem, sinterização e pelletização), redução em alto-forno ou processos de redução direta. Tais características ditarão os quesitos de qualidades físicas, químicas e metalúrgicas para esses produtos. Adicionalmente, os fatores econômicos envolvidos nas operações de adequação dessa matéria-prima serão avaliados na definição das rotas de processo (Santana, 2012).

Os minérios com elevado teor de ferro (minérios ricos), que atendem naturalmente às especificações químicas do mercado consumidor, são tipicamente processados em circuitos de fragmentação, classificação por tamanho (processo a úmido) e desaguamento. As operações de classificação a úmido e desaguamento favorecem a remoção das lamas argilosas, onde se concentram as impurezas indesejáveis, principalmente fósforo e alumina. Para a concentração de minérios de baixos teores de ferro (minérios pobres) são utilizados, em geral, os métodos densitários, de concentração magnética e flotação (Coelho, 1984; Silva e Valadares, 1988).

Segundo Viana (2004), são inúmeras as possibilidades de combinação de processos unitários e tipos de equipamentos para o beneficiamento de minérios em diferentes sistemas minerais, o que pode levar à suposição de que para um tipo específico de minério existirá uma solução única. Embora a natureza de sistemas muito diferenciados, como por exemplo, minérios de ferro itabiríticos e minérios sulfetados de cobre, requereria a adoção de algumas práticas e tipos de circuitos característicos para cada um desses dois sistemas, a experiência industrial tem demonstrado que muitos minérios, eventualmente considerados como de um tipo único, mostram variações significativas nas suas características físicas, químicas e mineralógicas que levam a divisões do mesmo em dezenas de subtipos.

Outro aspecto a ser considerado, ao se tratar de circuitos, é a interdependência dos diversos processos unitários existentes no circuito industrial. A modificação nas variáveis de processo ou de projeto de um determinado processo pode gerar consequências importantes nos processos subsequentes localizados em outra parte do circuito, limitando ou melhorando o desempenho desse segundo processo. Assim, a condição ótima de operação de um processo específico dentro de um fluxograma deve ser vista de uma maneira integrada em todo o fluxograma. Minérios itabiríticos, que requerem moagem fina para a liberação dos minerais de ganga, são concentrados, na maioria dos casos, por separação magnética de alta intensidade, a úmido e flotação catiônica reversa, sendo comuns as combinações desses processos. Exemplos clássicos

de aplicação de separação magnética de alta intensidade são as usinas de Cauê e Conceição (VALE) (Santiago *et al*, 1993).

Segundo Viana (2004), apesar da combinação de diferentes métodos ser cada vez mais empregada, a flotação vem ampliando aceleradamente sua participação como método de concentração, devido principalmente à sua comprovada seletividade para minérios de ferro e à ampla faixa de tamanho e teores de ROM em que ela se aplica.

O desenvolvimento de modelos para simular o processo de flotação não é uma atividade recente. Segundo Machado (1990), tais modelos vão desde o tipo empírico até aquele que usa equações fundamentais de Ciência e da Engenharia. Em razão da complexidade da operação unitária da flotação, onde intervêm e interagem diversos fenômenos relativos a três fases (sólido, líquido e gás) com as diversas combinações de interfaces, a aplicação de fundamentos básicos da Ciência tem-se mostrado extremamente difícil, mesmo quando não se consideram todos os parâmetros e variáveis. É importante, no entanto, salientar que, em razão da grande complexidade com que se apresenta o processo de flotação, um modelo nunca representará com absoluta fidelidade a realidade, sendo necessário reconhecer os seus pontos de fraqueza. Sempre haverá, portanto, um desafio para construir modelos cada vez melhores.

Santos (2014) estudou o Modelo dos Compartimentos, aplicado à flotação de minério de cobre, que envolve o balanço e a aplicação de equações de transferência de massas e de cinética nas regiões de espuma e de polpa. Os resultados mostraram que o modelo permite ter boa leitura do impacto de cada fenômeno na flotação permitindo avaliar matematicamente o efeito desses fenômenos e garantindo a integração entre eles. Outra conclusão foi que o modelo gerou condições de integrar modelos e fenômenos distintos de flotação, permitindo assim uma melhor visão das vantagens e limitações de cada modelo em relação ao fenômeno que representam e aos parâmetros relativos a aspectos específicos.

### 3.2.8. Flotação de minério de ferro

A primeira implantação industrial do processo de flotação no Brasil foi feita na Samarco Mineração S.A em 1978. Em 1991, também na Samarco, entraram em operação as primeiras colunas de flotação de grande porte com 3,66 m e 2,44 m de diâmetro para a flotação de quartzo em minério de ferro.

No Brasil, todas as grandes unidades produtoras de *pellet feed* utilizam a flotação reversa, sendo o rejeito constituído predominantemente de quartzo e o concentrado de óxidos e hidróxidos de ferro (Turrer, 2007).

Iwasaki (1983) afirmou que para o sucesso da flotação de minérios de ferro, três observações são imprescindíveis:

- apresenta melhor desempenho na concentração de minérios oxidados de baixos teores;
- possibilita a redução dos teores em sílica de concentrados magnéticos obtidos por separação magnética;
- é o processo mais indicado para a produção de concentrados destinados aos processos metalúrgicos de redução direta.

A flotação direta dos óxidos de ferro apresenta potencialidade de aplicação em minérios de baixo teor, minérios marginais que devem ser flotados para diminuir a relação estéril/minério, e na recuperação de material sedimentado em barragens. A flotação aniônica reversa do quartzo ativado foi objeto de muitos estudos e praticada industrialmente no passado (Araujo *et al*, 2005).

O quartzo é o principal mineral de ganga presente em minérios de ferro. Na faixa granulométrica de *pellet feed* a flotação é o método mais empregado. As rotas que podem ser utilizadas são (Araujo *et al*, 2006):

- flotação catiônica reversa de quartzo;

- flotação aniônica direta de óxidos de ferro;
- flotação aniônica reversa de quartzo ativado.

Segundo Araujo *et al* (2006), a flotação aniônica direta de óxidos de ferro é uma rota atraente para minérios de baixo teor e para os rejeitos depositados nas barragens.

A flotação aniônica reversa de quartzo ativado foi utilizada na época em que as aminas não estavam disponíveis para o beneficiamento de minérios (Araujo *et al*, 2006).

Mapa (2006) relata que grande parte dos depósitos brasileiros de minérios de ferro contêm porções altamente intemperizadas, o que gera quantidades significativas de partículas minerais finas. Além dos finos naturais, presentes em grandes quantidades nos itabiritos friáveis, há a geração de partículas finas durante as operações de lavra, bem como nos processos de cominuição.

Geralmente a deslamagem antecede a flotação reversa e, em certos tipos de minérios itabiríticos, o uso da atrição aumenta a recuperação de massa e reduz os teores tanto de ferro quanto de contaminantes, com ganho da seletividade. A atrição melhora o desempenho e reduz o consumo do coletor (Krishnan e Iwasaki, 1984 e Araujo *et al*, 2006).

As partículas finas retiradas no processo de deslamagem normalmente são ricas em sílica e alumina, além de outros elementos indesejáveis como fósforo, pois a concentração de minerais friáveis como goethita e caulinita é maior na fração mais fina. (Queiroz, 2003, Donksoi *et al*, 2008 e Totou, 2010).

Rabelo (1994) ressalta que a flotação tem impacto positivo nas questões ambientais ao possibilitar a recuperação de grandes massas de frações finas de minérios de baixos teores em ferro, rejeitadas por processos destinados somente à produção de granulados e *sinter feed*, ao longo de vários anos.

### 3.2.8.1. Flotação catiônica reversa de quartzo

Segundo Houot (1983), a flotação reversa de minérios de ferro de baixos teores (itabiritos), usando amina como coletor de ganga silicatada, começou a ser utilizada nos anos 60, sendo hoje uma técnica mundialmente consolidada para partículas minerais na faixa de 10 $\mu$ m a 250 $\mu$ m. Anteriormente, nos anos 50, a concentração desses mesmos minérios era feita com a utilização da flotação direta dos minerais de ferro, usando sulfonato de petróleo em conjunto com óleo combustível, ácidos graxos e hidroxamatos como coletores.

A flotação catiônica reversa de quartzo em minérios de ferro, ou simplesmente flotação reversa, é a rota de flotação consagrada para os minérios de ferro, onde os minerais minério são deprimidos e a ganga silicatada é flotada. Esta rota não somente é utilizada devido à alta seletividade alcançada, mas também pelo fato de os minerais minério estarem em maior proporção que a ganga, minimizando o consumo de coletor (Costa, 2009).

Outro fato relevante na flotação reversa é a alta densidade dos minerais de interesse em comparação com a ganga. É importante comentar que para melhor flutuação com a espuma, os minerais minério deveriam ser moídos finamente (Chaves e Leal Filho, 2004).

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 depressores mais utilizados neste sistema são os amidos (Mapa, 2006).

Segundo Monte e Peres (2004), uma maneira de produzir concentrados de flotação, *pellet feed fines*, mais puros é utilizar, como coletor, uma mistura de etermonoamina e eterdiamina, combinando recuperação e seletividade.



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 e Peres, 2004).

Reis (1987) estudou as propriedades e a aplicação do *gritz* de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos. Estudo da reologia de suspensões de amidos não modificados mostrou, experimentalmente, que as soluções têm inicialmente um caráter pseudoplástico, o qual, após modificação física (agitação), passa a newtoniano. Pesquisando a vantagem relativa de vários métodos de gelatinização do *gritz*, obteve índices que permitiram concluir que, tanto o amido gelatinizado por efeito térmico quanto aquele solubilizado por adição de soda cáustica (NaOH), levaram a resultados semelhantes e superiores aos de outros métodos, tanto no que se refere à seletividade quanto à recuperação. Considerou-se, entretanto, o método de gelatinização por adição de soda cáustica o mais apropriado a uma aplicação prática, visto que o processo de flotação de minério de ferro requerer um circuito muito alcalino. Devido a esse fato e ao inconveniente do uso de caldeiras para a produção de água quente em um concentrador, a maioria das empresas optou pela utilização da rota da soda cáustica. Para tanto, sugeriu-se, na época, que a condição ótima para gelatinização seria uma relação de massa amido/soda de 4:1, associada a um tempo de gelatinização de 20 minutos. Com a evolução da prática industrial esta relação atinge hoje até 6:1.

#### **3.2.8.1.1. Influência de lama no processo de flotação**

Oliveira (2006) relatou que o maior problema enfrentado no processo de flotação catiônica reversa do quartzo é a recuperação do minério de ferro na presença de lamas. As propriedades superficiais das lamas influenciam na criação de recobrimentos de lamas sobre as partículas (*slimes coating*), alteram a rigidez da espuma, interferem no contato bolha-mineral e tornam pouco efetiva a atuação dos reagentes, por suas

interações com as lamas que possuem áreas superficiais enormes quando comparadas com as das partículas do minério.

As partículas finas e ultrafinas interferem negativamente nos processos de concentração, bem como nos processos que atuam nas diferenças existentes entre as propriedades físico-químicas de superfície dos minerais (Braga Júnior, 2010 e Lima *et al*, 2011).

É geralmente aceito que as partículas podem ser classificadas do ponto de vista da escala industrial nas operações de processo e beneficiamento no seguinte:

- partículas finas: 0,150mm a 0,010mm;
- partículas ultrafinas: 0,010mm a 0,001mm;
- partículas coloidais: abaixo de 0,001mm.

Sabe-se que a taxa de flotação decresce com a diminuição do tamanho das partículas quando atingem a granulometria na qual são classificadas como lamas (Fuerstenau, 1980 e Rocha *et al*, 2010).

Segundo Rabelo (1994), pequenas proporções de lamas na alimentação causam uma perda elevada de ferro no rejeito, enquanto o efeito da sílica no concentrado só começa a ser significativo para maiores quantidades de lama.

Na flotação catiônica reversa de minério de ferro, os efeitos provocados pela presença de partículas finas e ultrafinas podem ser (Castro, 2002 e Santos, 2010):

- mudança no comportamento cinético das partículas, ocasionando recobrimentos preferenciais sobre a superfície de partículas maiores (*slimes coating*);
- mudança no comportamento hidrodinâmico das partículas, podendo quase atingir o tempo de residência da fase líquida dentro das células de flotação, podendo ser direcionada tanto para o flotado quanto para o afundado;

- a elevada reatividade das partículas pode levá-las a reagir quimicamente com as espécies coletoras e depressoras do sistema, proporcionando redução da coleta dos minerais de interesse, além de proporcionar o aumento do consumo desses reagentes envolvidos no processo;
- aumento da solubilização, principalmente de determinados minerais, em especial, da classe dos argilo minerais contidos nos minérios de ferro.

Lima (2001) estudou a influência do percentual de lama na flotação de minérios de ferro. Para algumas amostras esse valor afetou significativamente a seletividade, sendo irrelevante para o desempenho da flotação de outras. Nessas últimas ele afetou somente o teor de fósforo no concentrado. Com isso, concluiu que o comportamento na flotação está associado ao grau de dispersão das amostras, das características químicas, granulométricas e mineralógicas das respectivas lamas.

Santos e Brandão (2003) afirmaram que a goethita terrosa e a hematita martítica produzem uma grande quantidade de finos, prejudicando a reologia e outras propriedades das polpas, durante as etapas de concentração. Nas amostras estudadas, a goethita terrosa apresentou variações quanto a sua forma de ocorrência (intergranular e intragranular) e mostrou teores de  $Al_2O_3$  e  $SiO_2$  variáveis, enquanto a hematita martítica apresentou porosidade variada, podendo conter goethita terrosa em seus poros.

Iwasaki *et al* (1962) estudaram os efeitos de lamas na flotação de minério de ferro. Dentre as conclusões obtidas nesse estudo, as seguintes devem ser ressaltadas com relação à flotação catiônica:

- as lamas interferem na separação tanto por *slimes coating* como através do consumo de coletor;
- caulinita parece ter apenas um pequeno efeito na flotação catiônica do quartzo em pH igual a 6. O PIE (Ponto Isoelétrico) da caulinita ocorre em pH igual a 3,3;
- a flotabilidade e a intensidade de *slimes coating* do quartzo na presença de lamas de óxidos de ferro são extremamente dependentes do tamanho e da quantidade de lamas presentes;

- o efeito do tamanho de partícula da lama é de extrema importância no sistema quartzo-lamas de goethita, sendo mais nítido na flotação catiônica.

Castro (2002) considera a distribuição de tamanho das partículas fator determinante no desempenho do processo de flotação. Segundo ele, na prática industrial, as partículas entre 40 $\mu\text{m}$  e 10 $\mu\text{m}$  comportam-se como partículas ultrafinas. Já as partículas menores que 10 $\mu\text{m}$  têm alguns aspectos semelhantes aos colóides, como seu comportamento em meio hidráulico, alteração e influência na dispersão da polpa, interações extensas entre essas partículas e as fases aquosa e gasosa presentes no processo.

A figura 3.6 (Klassen e Mokrousov, 1963, *apud* Araujo, 1982) apresenta de forma esquemática os possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação. A análise dessa figura facilita a compreensão de alguns fenômenos que ocorrem rotineiramente.

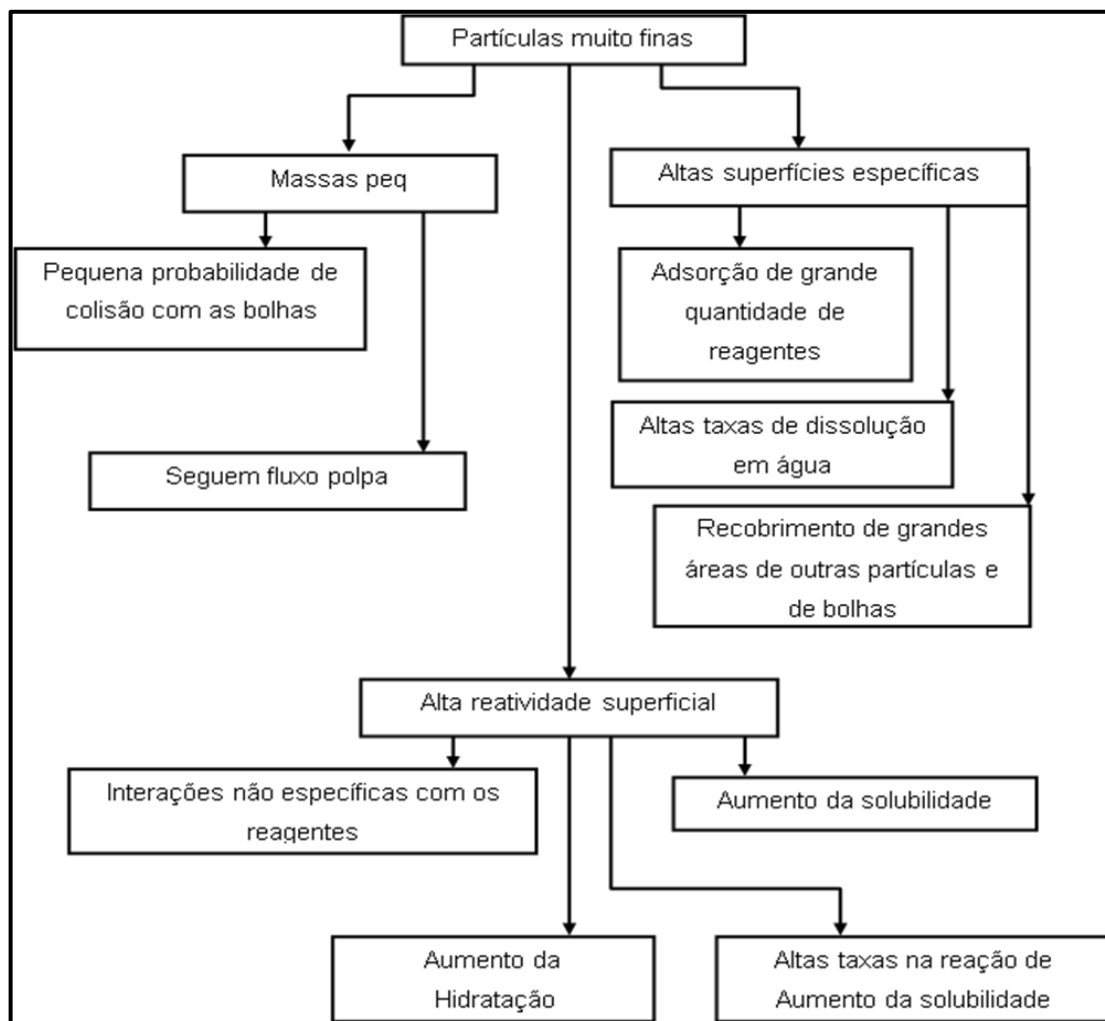


Figura 3. 6- Possíveis efeitos de partículas muito finas no processo de flotação (Klassen e Mokrousov, 1963, *apud* Araujo, 1982).

Segundo Fuerstenau (1980), o aumento do consumo de reagentes deve-se à elevada área superficial das lamas, o que confere a essas partículas um alto poder de adsorção. Outra causa da influência das partículas finas no consumo de reagentes pode ser a alta energia de superfície, devido ao maior número de extremidades, cantos e imperfeições cristalográficas, ocasionando um aumento na tendência de ocorrência de adsorção não específica do coletor, que acontece de forma a desconsiderar a natureza eletroquímica ou elétrica da dupla camada (Fuerstenau, 1980). Turrer (2004) ilustra esse aumento da área superficial na figura 3.7.

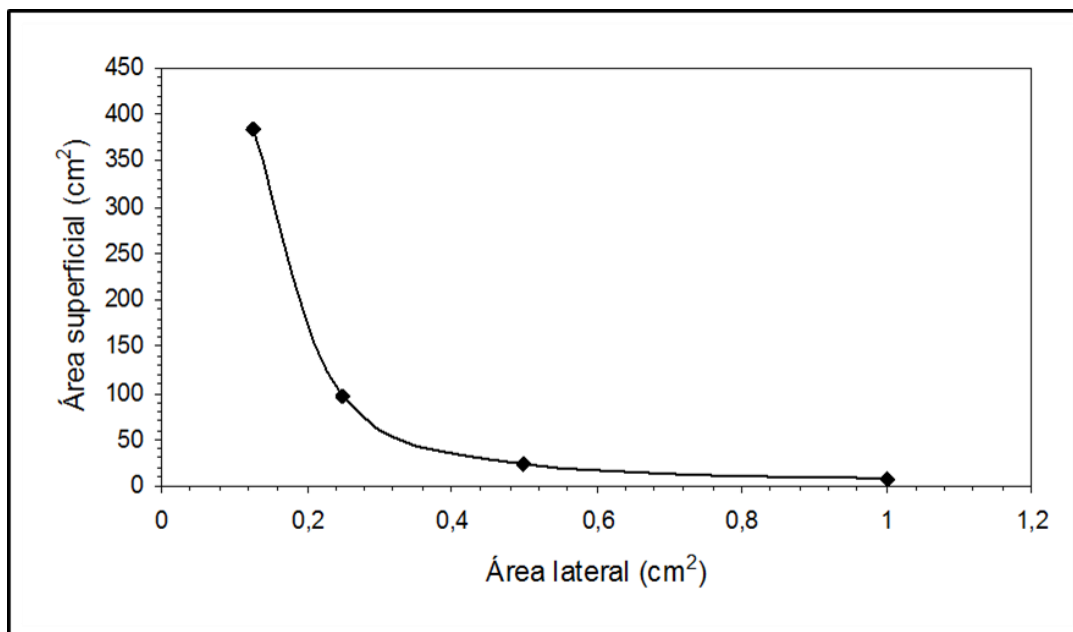


Figura 3. 7- Aumento da área superficial devido à redução do tamanho da partícula (Turrer, 2004).

### 3.2.8.2. Flotação aniônica direta

A flotação aniônica direta é, geralmente, utilizada para minérios que possuem baixo teor de ferro ou para rejeitos, que foram descartados para barragens. Os coletores usados são os ácidos graxos e os depressores ainda estão sendo estudados (Araujo *et al*, 2005).

Santana (2012) estudou vários reagentes para flotação direta de minério de ferro itabirítico contendo baixo teor de ferro e concluiu que, nos ensaios de flotação em bancada utilizando os coletores: ácido oleico, OGVI óleo graxo vegetal industrial, flotin FS - 1 e flotin FS - 2, o ácido oleico mostrou o melhor resultado. Santana também sugeriu que o reagente OGVI óleo graxo vegetal industrial e o reagente flotin FS - 2 sejam melhor estudados, pois os mesmos apresentaram possibilidade de serem utilizados no processo de flotação direta da hematita.

Segundo Houot (1983), a flotação aniônica direta de óxidos de ferro deve respeitar algumas premissas como: a deslamagem em ciclone com corte na faixa de 15 $\mu$ m; condicionamento da polpa de 5 a 8 minutos com concentração de sólidos na faixa de 65 a 70% (em peso) para obter-se alta recuperação sem a necessidade de adicionar grande volume de coletor e a utilização de ácido graxo seletivo.

Luz (1996) estudou a flotação aniônica direta de minério de ferro, através de ensaios realizados em células de Fuerstenau e ensaios de flotação em escala de bancada. Utilizou como coletores o sulfonato de petróleo, o óleo de arroz e o óleo de rícino, saponificados em meio aquoso e alcoólico. Como depressores foram utilizados o silicato e hexametáfosfato de sódio e o ácido tânico (tanino). O sulfonato de petróleo apresentou resultados promissores para a faixa de pH entre 6 e 8. O óleo de arroz, saponificado em meio alcoólico, apresentou melhores resultados em relação ao reagente saponificado em meio aquoso. O óleo de arroz teve melhor desempenho em comparação ao óleo de rícino saponificado em meio aquoso. No entanto, o óleo de rícino saponificado em meio alcoólico apresentou alta flotabilidade para a hematita e baixa para sílica, a uma concentração de 400 g/t deste reagente, indicando uma boa seletividade entre os minerais. O silicato de sódio mostrou ser pouco eficaz na depressão do quartzo. O hexametáfosfato de sódio demonstrou ser um depressor "enérgico" tanto para o quartzo quanto para a hematita. O ácido tânico (tanino) mostrou ser mais seletivo, apresentando concentrados mais puros apesar de deprimir um pouco a hematita, reduzindo sua recuperação no concentrado.

Lopes (2009) realizou ensaios de flotação direta da hematita em escala de bancada com a amostra de minério Serra da Serpentina efetuados no valor de pH 7,0 e obteve recuperação metalúrgica de Fe de 90,0 % e teores de Fe e SiO<sub>2</sub> no concentrado de 58,2 e 14,2% respectivamente, utilizando como reagente coletor da hematita oleato de sódio e como depressor do quartzo o silicato de sódio. Esses valores foram muito piores que aqueles obtidos com o mesmo minério na flotação reversa utilizando amina e amido em pH 10,5 (recuperação metalúrgica do Fe de 75,8% e teores de Fe e SiO<sub>2</sub> no concentrado de 66,4 e 3,8%, respectivamente).

Fuerstenau (1976), ao dissertar sobre a flotação aniônica dos óxidos e silicatos, relatou que os íons metálicos polivalentes também são adsorvidos especificamente em óxidos e silicatos; este fenômeno ocorre quando o cátion envolvido se hidrolisa gerando hidroxicomplexo. Para ilustrar esse fenômeno, compara-se a amplitude de pH onde o potencial zeta do quartzo na presença de um íon metálico é positivo com o diagrama de distribuição do cátion em questão. Como exemplo, tem-se que o potencial zeta do quartzo é positivo entre os valores de pH 8,4 e 11,9 na presença de  $1 \times 10^{-4}$  mol/litro de cloreto ferroso (figura 3.8). Esses dados podem ser demonstrados conforme o digrama de distribuição do  $\text{FeOH}^+$ , apresentado na figura 3.9.

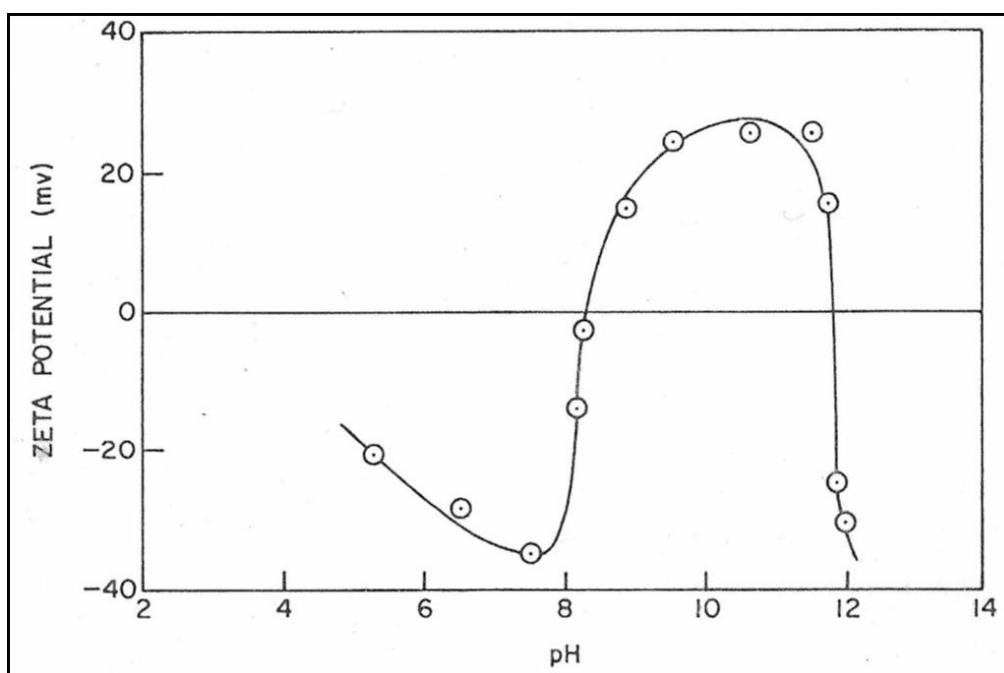


Figura 3.8- Potencial zeta do quartzo em função do pH na presença de  $1 \times 10^{-4}$  M de  $\text{FeCl}_2$  (Fuerstenau, 1976).



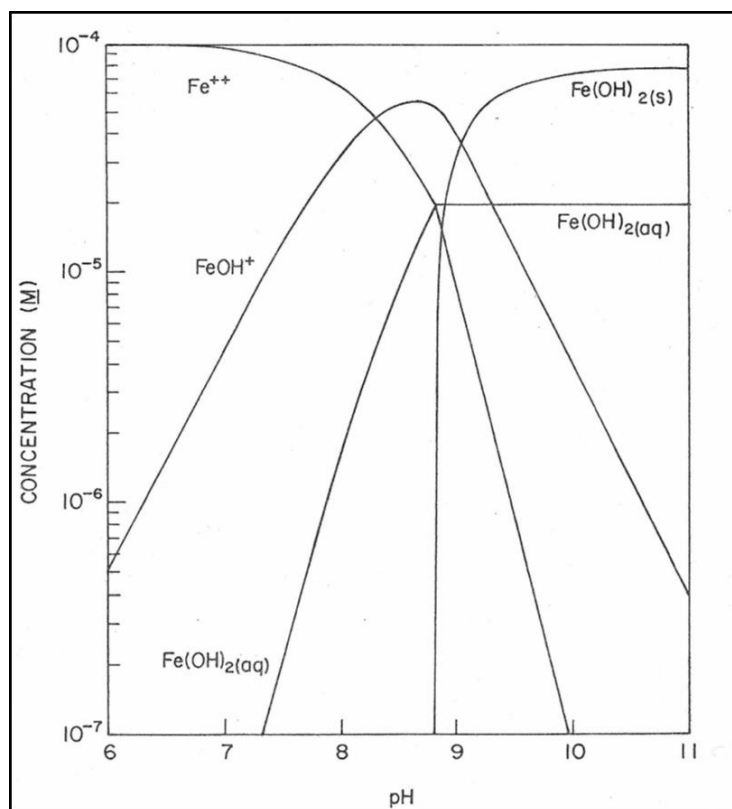


Figura 3.9- Diagrama da concentração logarítmica para  $10^{-4}$  M de  $Fe^{2+}$ , (Fuerstenau, 1976).

### 3.2.8.9. Processo Produtivo da Samarco em Germano

A Samarco Mineração S.A. mantém 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. Nessa unidade, o itabirito é concentrado por flotação catiônica reversa.

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

O concentrado de minério de ferro é transportado, em forma de polpa, por três minerodutos com 396km, 398km e 400km de extensão, que interligam as duas unidades industriais.

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

Um fluxograma simplificado da sequência de operações, da extração em Germano ao embarque em Ubu, é mostrado na figura 3.10.

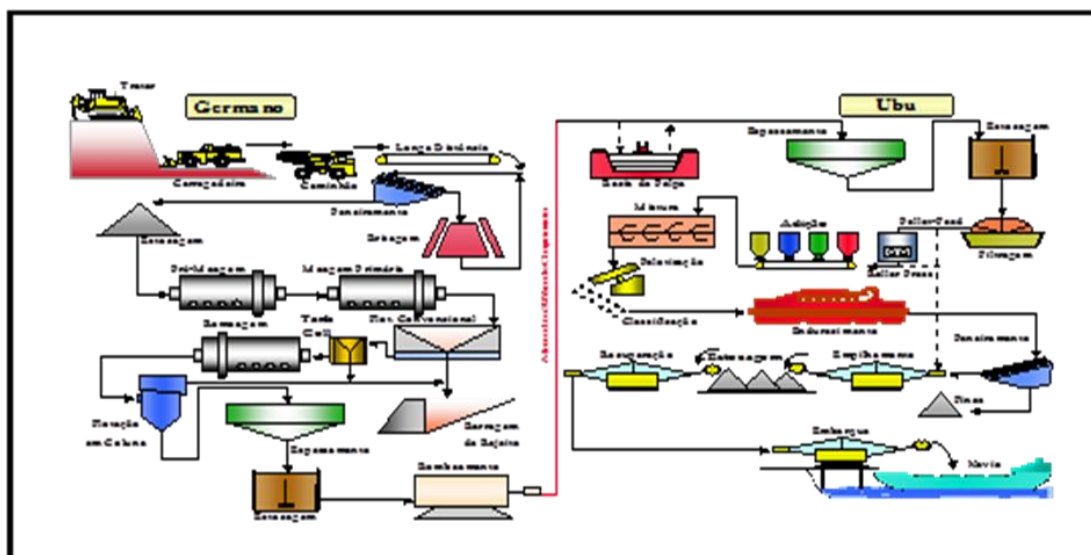


Figura 3. 10- Fluxograma geral do processo produtivo da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).

O minério, proveniente das minas de Alegria Norte, Sul e Centro, é conduzido através de sistemas de correias transportadoras até as instalações de britagem.

Nas usinas de britagem, constituídas por peneiramento primário, britagem primária e secundária, conforme mostra o fluxograma da figura 3.11, o minério proveniente das minas passa pela primeira etapa de beneficiamento, com a adequação do tamanho das partículas minerais para a alimentação da usina de concentração. A alimentação da usina de britagem é constituída de material 100% passante em 150mm.

Esse material alimenta o peneiramento primário, onde o *undersize*, com granulometria inferior a 12,5mm, alimenta a pilha de estocagem da concentração (produto final da britagem)

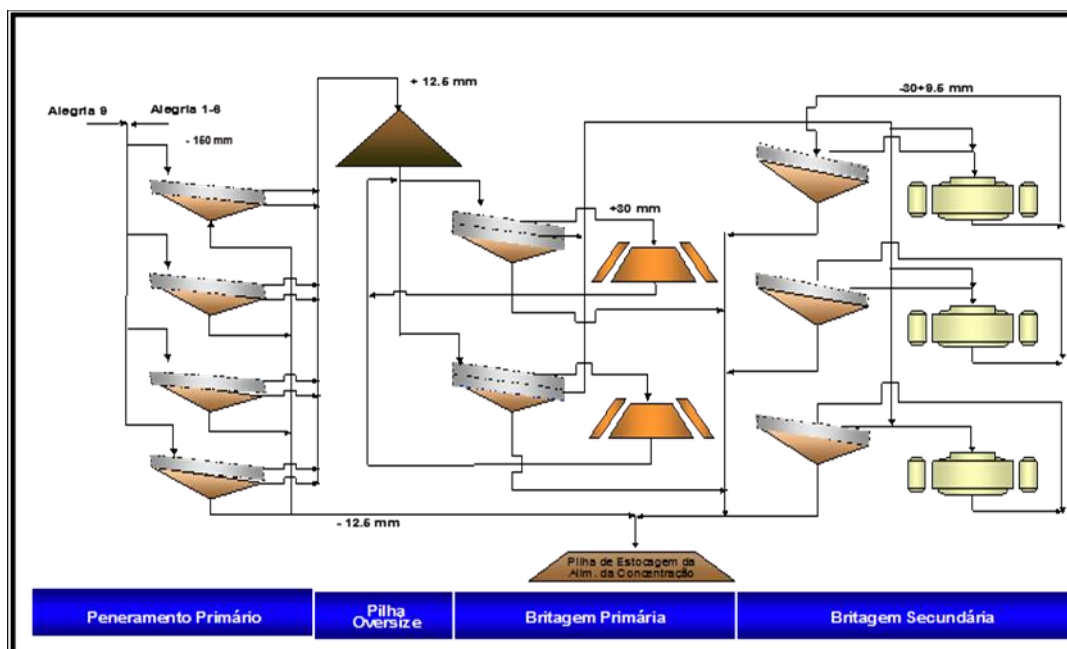


Figura 3.11- Fluxograma da britagem da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco)

Neste trabalho abordaremos apenas o processo produtivo do concentrador I de Germano por ser o local onde foi desenvolvido todo estudo. Portanto, considerando o Concentrador I, o produto final da britagem é estocado em uma pilha com capacidade para até 20.000t, de onde é retomado por quatro alimentadores rotativos constituindo a alimentação do circuito da moagem pré-primária, primeira etapa da usina de concentração, conforme figura 3.12. O minério proveniente dos pré-moinhos alimenta a moagem primária visando adequar a granulometria do minério à etapa de flotação convencional.

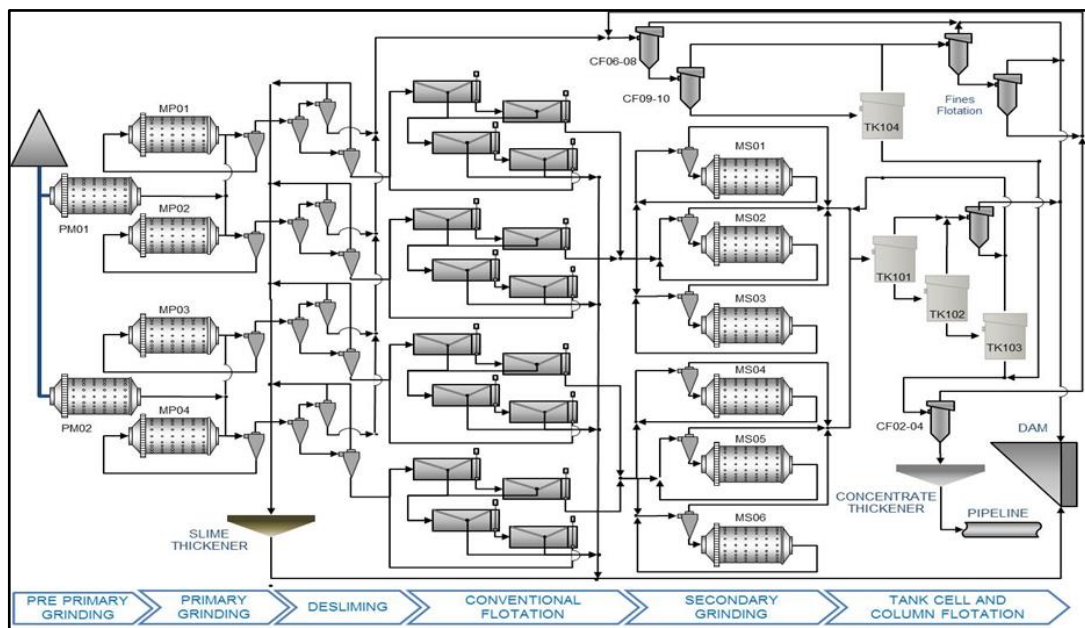


Figura 3. 11- Fluxograma da usina de concentração da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).

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 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 3730kW.

O circuito de moagem primária é composto por quatro moinhos de bolas que operam em circuito fechado reverso com quatro baterias com seis ciclones de 26. 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.

O *overflow* dos ciclones primários constitui o produto da etapa de moagem primária e possui aproximadamente 12 a 16% de material com granulometria superior a 147 $\mu$ m. Dessa forma, as espécies minerais encontram-se bem liberadas e no tamanho adequado para o processo de flotação. O produto das moagens passa então à etapa de deslamagem, efetuada em três estágios de ciclonagem, objetivando retirar o material ultrafino, ou seja, menor que 10 $\mu$ m, prejudicial ao processo de flotação. Anteriormente

ao primeiro estágio de deslamagem de cada linha, adiciona-se hidróxido de sódio de forma a atingir-se uma boa dispersão de suas espécies constituintes.

No primeiro estágio da deslamagem, utiliza-se uma bateria, por linha, de oito ciclones de 381mm (15”) de diâmetro. O *underflow* desses ciclones alimenta o segundo estágio e o *overflow* alimenta o terceiro estágio.

No segundo estágio da deslamagem, utiliza-se uma bateria, por linha, de treze ciclones de 254mm (10”) de diâmetro. O *underflow* desses ciclones vai para os tanques condicionadores de alimentação da flotação convencional. O *overflow*, nesse caso, é lama e vai para os espessadores de lama.

No terceiro estágio da deslamagem, utilizam-se quatro baterias, por linha, de dezoito ciclones de 101,6mm (4”) de diâmetro. O *underflow* desses ciclones vai para os tanques condicionadores de alimentação da flotação de finos (1/4 desse material vai para flotação convencional). O *overflow* desses ciclones é lama e vai para os espessadores de lama.

Antes da alimentação dos espessadores de lama, adiciona-se cal hidratada para efetuar-se a coagulação dessa lama, que se encontra dispersa. Após a adição da cal, 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 mostrada na figura 3.13, 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* primário, com quatro células e um banco *cleaner da scavenger*, com três células. As células são do modelo 1+1 *Mechanism*, do tipo auto aerada, e cada uma possui um volume de  $14,16\text{m}^3$  ( $500\text{ft}^3$ ).

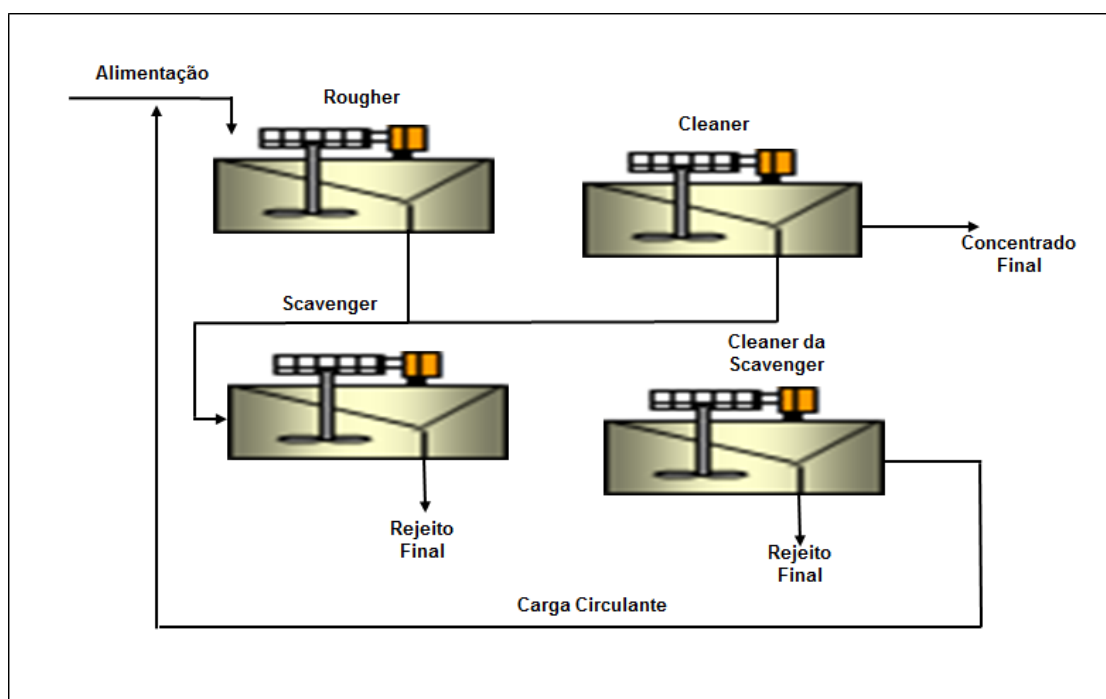


Figura 3.12- Fluxograma da flotação convencional da Samarco (Fonte arquivo interno Samarco).

Essa etapa do processo inicia-se com o condicionamento, nos condicionadores primário e secundário, do minério proveniente do *underflow* do segundo e terceiro estágios da deslamagem com adição de amido, de milho ou de 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* é o concentrado final da flotação convencional. Os *overflows* das etapas anteriores se juntam para alimentar a etapa *scavenger* primária. O concentrado dessa

etapa alimenta a etapa *cleaner* da *scavenger*. O concentrado da etapa *cleaner* da *scavenger* retorna na alimentação da etapa *rougher* (carga circulante) e o *overflow* juntamente com o *overflow* da *scavenger*, formam o rejeito final da flotação convencional, sendo direcionado à barragem de rejeitos. O rejeito final da flotação convencional possui teor de aproximadamente 10 %, enquanto o concentrado dessa etapa possui teor de ferro de sílica entre 3,0% e 5,0%. As recuperações em peso e de metalúrgica dessa etapa são de aproximadamente 65,0% e 95,0%, respectivamente.

Os concentrados da flotação convencional são enviados para seis moinhos em circuito fechado. Os *overflows* dos moinhos alimentam a etapa de flotação mecânica denominada *Tank Cell*, conforme figura 3.14, que possui três células, denominadas *rougher*, *cleaner* e *re-cleaner*. Essas células são fabricadas pela *OUTOTEC* e cada uma possui capacidade nominal de 160m<sup>3</sup>, sendo do tipo aeração forçada.

O *underflow* da *re-cleaner* é o concentrado final da flotação *Tank Cell*. O rejeito, das duas primeiras células, alimenta a etapa *scavenger* realizada em uma 01 coluna de flotação de 13,6m de altura e 3,6m de diâmetro, o rejeito desta etapa é final e é direcionado à barragem de rejeitos. O concentrado retorna, como carga circulante, para alimentação da *rougher* em *tank cell*.

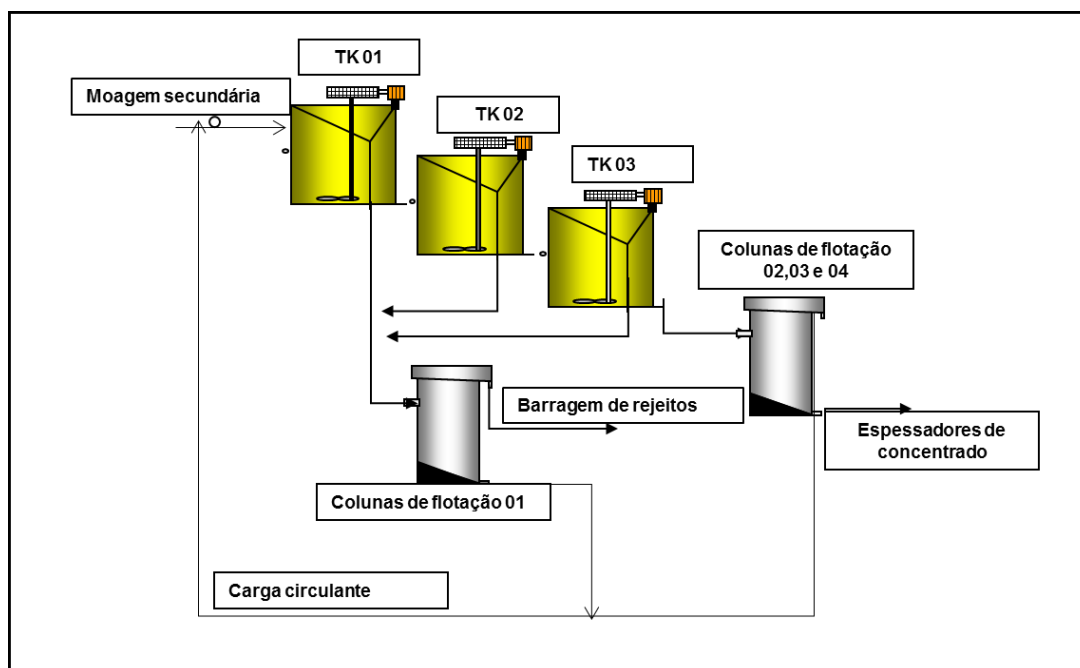


Figura 3. 13- Circuito da flotação em células mecânicas - *tank cell* – (Fonte arquivo interno Samarco).

O concentrado da flotação *Tank Cell* alimenta o circuito de flotação em colunas, composto por três colunas de flotação de 3,6m de diâmetro e 13,6 m de altura e cada uma possui um volume nominal de  $140\text{m}^3$ , figura 3.15. Adiciona-se amido na caixa que alimenta a etapa *rougher*, objetivando ganhos na recuperação, numa malha de controle em função do pH. A amina utilizada é somente a residual dosada na flotação convencional. O *underflow* da etapa *rougher* alimenta a etapa *cleaner*, e o *underflow* dessa segunda etapa é o concentrado final da flotação em colunas. Os *overflows* das etapas *rougher* e *cleaner* alimentam a etapa *scavenger*. O *overflow* da etapa *scavenger* é o rejeito final do circuito de flotação em colunas e o *underflow* dessa etapa é enviado para as colunas da planta de finos.



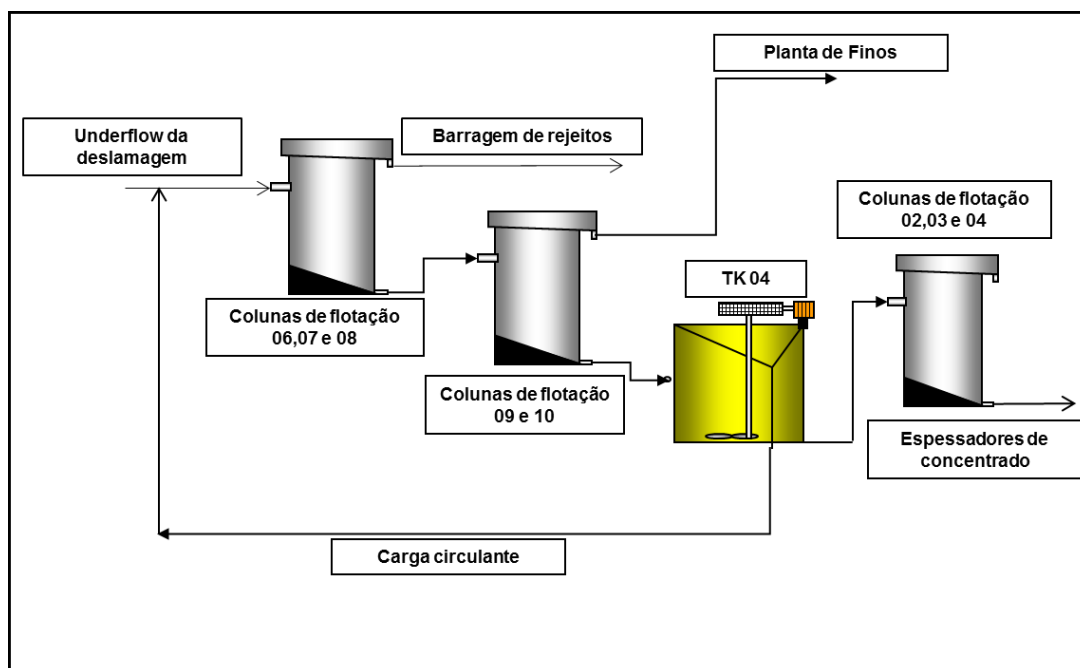


Figura 3. 14- Circuito da flotação em colunas (Fonte arquivo interno Samarco).

O concentrado final é espessado em dois espessadores de 41m de diâmetro. Nesses espessadores são adicionados cal hidratada e floculante sintético na alimentação para aumentar a taxa de sedimentação das partículas. A polpa que alimenta os espessadores de concentrado está com uma concentração em peso de aproximadamente 45%, que é elevada para aproximadamente 72% 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 na usina de concentração, cujas especificações físicas e químicas são visualizadas na tabela III.4, segue até a unidade de Ponta Ubu, onde são efetuados sua pelotização e embarque.

Tabela III. 4- Especificações dos produtos da usina de concentração Samarco (fonte: arquivo interno Samarco)

Produto	%SiO <sub>2</sub> (máximo)	%P (máximo)	%>74µm (máximo)	%<44µm (mínimo)	Área específica cm <sup>2</sup> /g (máximo)
Alto Forno (CNS)	1,60	0,050	3,5	87,2	1.950
Redução Direta (CLS)	1,33	0,043	3,5	87,2	1.950

Sendo:

CLS - *Concentrate Low Silica*

CNS - *Concentrate Normal Silica*

Dentre os muitos desenvolvimentos iniciados na Samarco destacam-se: utilização de flotação para concentração de minérios itabiríticos em 1977, substituição do amido convencional, denominado comercialmente de Collamil, por *gritz* de milho (Viana e Souza, 1985), utilização de colunas de flotação (1991) e células de grande volume (2005) para etapa *releaner* de flotação, instalação de circuito de flotação para tratamento do material fino que era descartado como rejeito (1996) e utilização de misturas de amina e diamina como coletor do quartzo (Turrer e Rabelo, 1998), de amido de mandioca como depressor da hematita (Mapa *et al*, 2007).

## **Capítulo 4. Metodologia**

### **4.1. Considerações**

Todos os testes e ensaios necessários para a realização desta dissertação foram executados nos laboratórios da Samarco Mineração S/A.

### **4.2. Material e Métodos**

A metodologia utilizada neste trabalho incluiu as seguintes etapas:

- coleta e preparação das amostras;
- caracterização física e química das amostras;
- testes de flotação com a amostra padrão e industrial;
- teste cinético de flotação.

As amostras da alimentação do circuito de flotação convencional e amostras pontuais do circuito de flotação convencional seguiram o fluxograma de caracterização conforme mostrado na figura 3.16. Com os resultados foram realizados balanço de massas e simulações do circuito de flotação convencional atual e os circuitos de flotação alternativos/propostos.

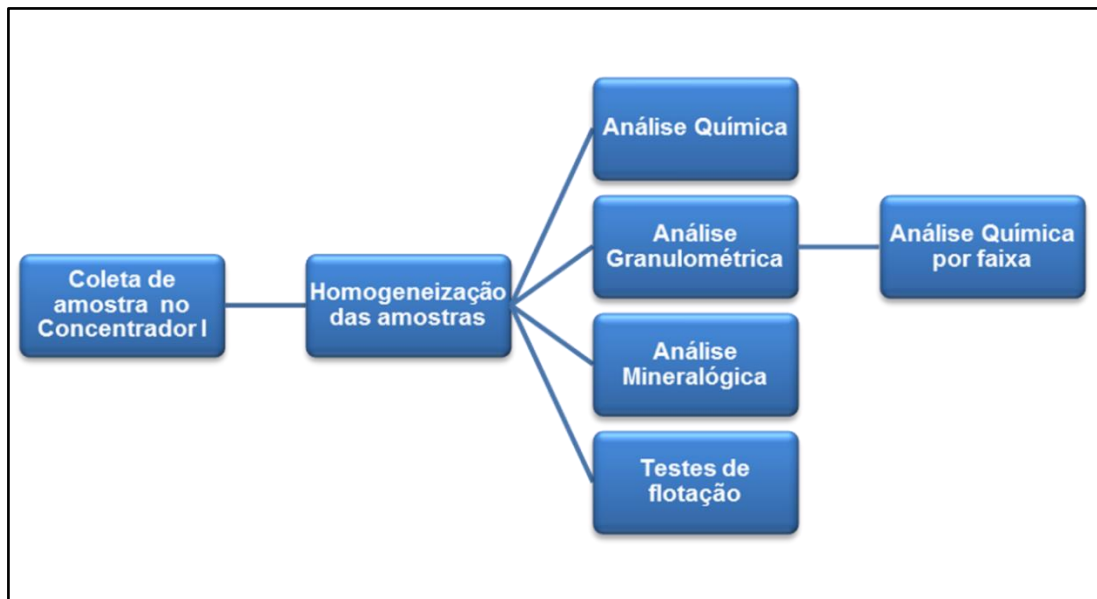


Figura 3.16- Fluxograma de caracterização das amostras (fonte: arquivo interno Samarco).

#### 4.2.1- Coleta e Preparação de amostras

A amostra padrão foi composta retirando-se diariamente um incremento do composto diário formado por amostras horárias retiradas da alimentação da flotação convencional do concentrador I. Para o teste industrial foram feitas amostras em todo circuito da flotação convencional do concentrador I, sendo coletadas amostras da alimentação, concentrado e rejeito de cada etapa de flotação (*rougher, cleaner, scavenger e cleaner da scavenger*) durante duas horas e com incrementos a cada 15 minutos. Com a amostra padrão foram realizados testes de flotação em bancada seguindo a mesma descrição apresentada acima. A homogeneização da amostra foi realizada em pilha cônica e alongada.

#### 4.2.2 – Análise química

As análises químicas foram realizadas no Laboratório Químico da Samarco, conforme procedimentos internos. Os teores de sílica, alumina e fósforo foram determinados por um espectrômetro de absorção atômica com plasma acoplado

indutivamente, da marca SPECTRO, modelo Ciros. O procedimento consiste na digestão da amostra em ácido clorídrico e levá-la ao equipamento para determinações.

Os teores de ferro e perda por calcinação (PPC) foram determinados por via úmida, sendo o Fe determinado por dicromatometria (titulação), após digestão ácida da amostra, usando o método do cloreto de titânio. O teor de PPC foi determinado por calcinação de 1g de amostra, em forno mufla, a 1000°C.

#### **4.2.3 – Análise granulométrica**

A análise granulométrica da amostra foi realizada no Laboratório de Controle de Processo da Samarco, conforme procedimento interno. Nesse procedimento, foram utilizadas peneiras da série Tyler, com as seguintes aberturas: 297 $\mu$ m, 210 $\mu$ m, 149 $\mu$ m, 105 $\mu$ m, 74 $\mu$ m, 53 $\mu$ m, 44 $\mu$ m e 37 $\mu$ m. 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 37 $\mu$ m. O *oversize* foi secado em estufa e submetido a um peneiramento a seco utilizando um peneirador, tipo Rotap, da marca Haver, durante 20min.

#### **4.2.4 – Análise mineralógica**

As análises mineralógicas e do grau de liberação foram realizadas em um microscópio óptico marca Leica, modelo DMLP, com dispositivo de fotomicrografia acoplado e aumento de até 500 vezes, de propriedade da Samarco Mineração S.A. As seções polidas foram confeccionadas com embutimento dos minerais em resina de cura rápida, a frio. Após a cura as seções foram lixadas e polidas com pasta de alumina. Na contagem dos grãos foi utilizado o método de contagem de grãos (mínimo de 500 partículas) para determinação da porcentagem em peso das fases mineralógicas presentes. O grau de liberação do quartzo foi determinado pelo método de Gaudin.

#### 4.2.5 – Testes de flotação

Foram testadas, além da configuração original do circuito da flotação convencional, três configurações alternativas as quais nomeamos configurações (A, B e C). A configuração original contém etapas *rougher*, *cleaner*, *recleaner* e *scavenger* onde o concentrado *recleaner* é concentrado final, a carga circulante é formada pelo *overflow* da *recleaner* juntamente com o *underflow* da *scavenger* e o *overflow* da *scavenger* é rejeito final. A configuração (A) contém etapas *rougher*, *cleaner* e duas etapas *scavenger* onde o concentrado *cleaner* é concentrado final, a carga circulante é formada pelo *underflow* das duas *scavengers* e o *overflow* da *scavenger* secundária é rejeito final. A configuração (B) contém etapas *rougher*, *cleaner* e duas etapas *scavenger* sendo uma *scavenger* da *rougher* e outra da *cleaner*, o concentrado *cleaner* é concentrado final, a carga circulante é formada pelo *underflow* das *scavengers* e o rejeito final é formado pelo composto do *overflow* das duas *scavengers*. A configuração (C) contém etapas *rougher*, *cleaner*, *scavenger* e *cleaner* da *scavenger*, o concentrado *cleaner* é concentrado final, a carga circulante é formada pelo *underflow* da *cleaner* da *scavenger* e o rejeito final é formado pelo composto do *overflow* da *scavengers* e da *cleaner* da *scavenger*

Neste estudo foram realizados testes de flotação convencional nos quais são geradas uma amostra de concentrado e uma amostra de rejeito para cada teste executado. Também foram realizados testes de cinética de flotação nos quais foram geradas uma amostra de concentrado e sete amostras de rejeito para cada teste executado. As sete amostras de rejeito geradas se referem a sete tempos de flotação diferentes.

Os testes foram realizados em uma célula de flotação *WEMCO* de 2.400mL, com rotação de 1.300 rpm. O depressor dos minerais de ferro utilizado nos testes foi o amido de mandioca gelatinizado com hidróxido de sódio, na proporção mássica 5:1. O coletor empregado nos testes foi uma eteramina. As soluções de depressor, hidróxido de sódio e coletor foram preparadas nas seguintes concentrações: 1%p/v, 3%p/v e 1%p/v, respectivamente. A massa de sólidos utilizada nos ensaios de flotação foi de 1,5kg e o

percentual de sólido (p/p) 42,0%. O depressor foi condicionado durante cinco minutos e o coletor condicionado durante um minuto.

#### **4.2.5.1 – Descrição dos testes de flotação**

Os testes de flotação em bancada foram realizados utilizando amostra da alimentação do circuito de flotação convencional. Em todos os casos os testes simulavam o circuito de flotação na configuração existente e em três configurações propostas. Após vários testes chegou-se a uma configuração que promovia maior recuperação e menor custo de implantação e este foi testado industrialmente.

## Capítulo 5. Resultados e Discussões

O circuito de flotação convencional do concentrador I de Germano possui quatro linhas paralelas de flotação e o circuito original de cada linha, mostrado na figura 5.1, era composto pelas etapas *rougher*, *cleaner*, *recleaner* e *scavenger*. O concentrado *recleaner* era produto final desta etapa de flotação e seguia para as outras etapas do processo (remoagem, flotação em *Tank Cell* e flotação em coluna), o rejeito *recleaner* juntamente com o concentrado *scavenger* compunham a carga circulante e o rejeito *scavenger* era rejeito final e seguia para barragem de rejeitos.

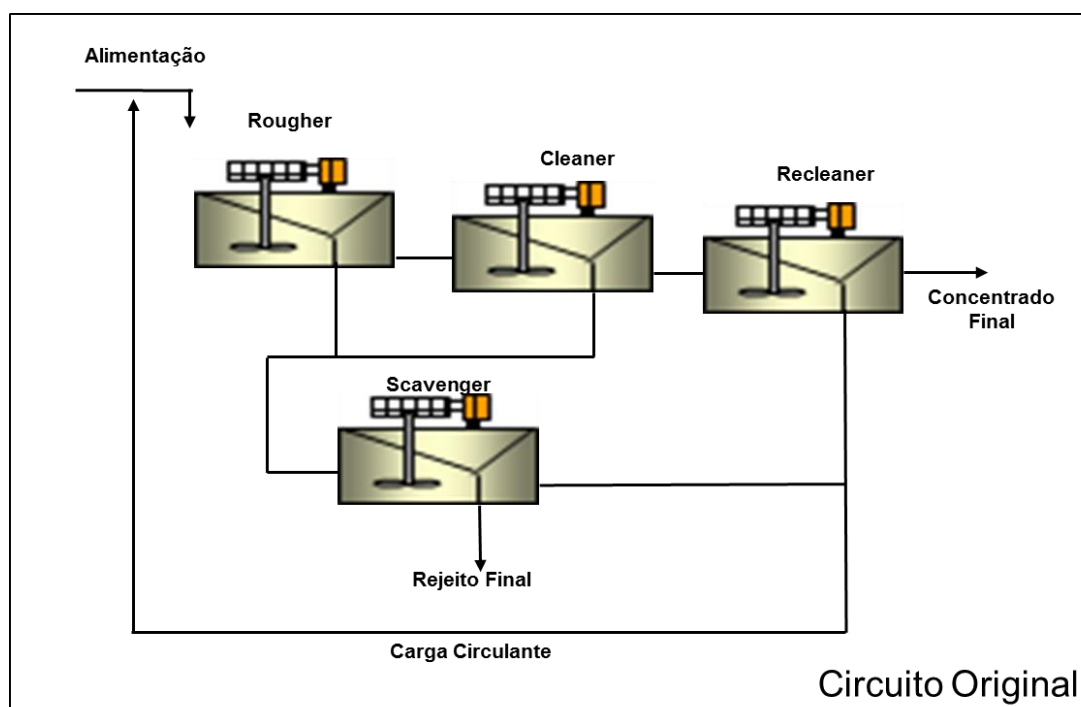


Figura 5. 1- Circuito da Flotação Convencional do Concentrador I de Germano (fonte arquivo interno Samarco Mineração S.A)

Em 2014 após uma amostragem geral do concentrador I de Germano e cálculo do balanço de massas, notaram-se oportunidades de reavaliar o circuito da flotação convencional, pois o desempenho, do estágio *recleaner*, estava comprometendo o desempenho da etapa de flotação convencional. Os resultados desse balanço de massa são apresentados na tabela V.1



A tabela V.1 apresenta os resultados da amostragem industrial antes da modificação do circuito. Nota-se que a recuperação em peso da etapa *recleaner* foi de 94,16% o que demonstrou um desempenho ruim da etapa em obtenção de sílica considerando o valor da sílica alimentada. O teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado final *recleaner* foi de 2,21% o que mostrou uma oportunidade de ganho, pois tendo outras etapas de flotação subsequentes (*Tank Cell* e colunas) este valor poderia ser maior ( $\leq 5\%$ ). Com isso, poderiam ser feitos ajustes nos parâmetros de processo e adição de reagentes permitindo ganhos de recuperação e redução no consumo de reagentes. Outro ponto importante a ser observado é o teor de ferro do concentrado *scavenger* que é a carga circulante (26,37%), sabendo que este material se junta a alimentação nova que tem teor de Fe de aproximadamente 43,7%, este material estava causando o empobrecimento da alimentação e assim comprometendo todo o circuito. A recuperação global em peso foi de 58,47% e a recuperação metálica global foi de 89,57%.

Tabela V. 1- Resultados da amostragem industrial do circuito original de flotação convencional.

Tabela de resultados da amostragem industrial circuito original					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso (%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher</i>	43,72	37,43	64,29	88,65
Concentrado	<i>Rougher</i>	60,28	10,21		
Rejeito	<i>Rougher</i>	13,90	79,67		
Alimentação	<i>Cleaner</i>	60,28	10,21	88,45	96,14
Concentrado	<i>Cleaner</i>	65,52	3,97		
Rejeito	<i>Cleaner</i>	20,15	70,44		
Alimentação	<i>Recleaner</i>	65,52	3,97	94,16	96,24
Concentrado	<i>Recleaner</i>	66,37	2,21		
Rejeito	<i>Recleaner</i>	42,16	37,55		
Alimentação	<i>Scavenger</i>	16,21	79,21	33,98	55,28
Concentrado	<i>Scavenger</i>	26,37	64,99		
Rejeito	<i>Scavenger</i>	10,98	86,80		
Carga Circulante		26,37			
Rejeito e recuperações global		10,98		58,47	89,57

Diante dos resultados da amostragem industrial e vendo de forma clara uma oportunidade de ganho em recuperação e consumo de reagentes, partiu-se para uma batelada de testes de bancada com propostas de circuitos alternativos que promovessem tais ganhos de forma máxima e com menor investimento. Foram então testadas as configurações de circuito A, B e C e seus resultados comparados aos resultados do circuito original.

Os testes de laboratório foram feitos com amostra padrão que são compostas diariamente retirando-se uma alíquota do composto diário formado pelas amostras coletadas na alimentação da flotação convencional do concentrador I. Com esta amostra também foram realizadas análises granulométrica, análise química por faixa, análise mineralógica, grau de liberação e testes de flotação.

Os resultados dos testes de granulometria e química por faixa da amostra da alimentação da flotação mostraram um material com teor de ferro calculado em 43,80% sendo o material mais rico na fração abaixo de  $37\mu\text{m}$  (400# Tyler) e com 84,64% passante em  $150\mu\text{m}$  (100# Tyler). Os resultados são mostrados na tabela V.2.

Tabela V. 2- Resultados de análise granulométrica e química por faixa da amostra padrão.

Análise granulométrica e química da amostra padrão												
Análise granulométrica						Análise química - Teores (%)						
Malha (Tyler)	Abertura (micrometros)	Massa(g)	% Retida simples	% Retida acumulada	% Passante	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P	PPC	MnO <sub>2</sub>	CaO
16	1.000		0,00	0,00	100,00							
20	840	0,000	0,00	0,00	100,00							
28	595	0,000	0,00	0,00	100,00							
35	420	0,000	0,00	0,00	100,00							
48	297	2,336	2,17	2,17	97,83	35,56	44,71	0,40	0,045	3,85	0,08	0,02
65	210	4,048	3,76	5,93	94,07	34,88	46,37	0,29	0,038	3,30	0,06	0,02
100	149	10,162	9,44	15,36	84,64	33,42	49,24	0,22	0,029	2,63	0,05	0,01
150	105	15,520	14,41	29,77	70,23	32,97	50,45	0,21	0,029	2,09	0,04	0,01
200	74	18,028	16,74	46,51	53,49	34,80	48,15	0,22	0,026	1,77	0,04	0,01
270	53	18,120	16,82	63,34	36,66	39,89	40,96	0,23	0,027	1,67	0,04	0,01
325	44	7,366	6,84	70,18	29,82	47,46	30,13	0,23	0,027	1,67	0,04	0,01
400	37	5,641	5,24	75,41	24,59	52,54	22,62	0,24	0,027	1,91	0,04	0,01
<400	<37	26,48	24,59	100,00	0,00	62,15	8,18	0,27	0,027	2,58	0,04	0,01
				Cabeça Calculada		43,80	34,84	0,24	0,03	2,18	0,04	0,01
Massa Total		107,70	0,00	Cabeça Analisada		43,61	34,86	0,59	0,052	1,98	0,08	0,02

Os resultados dos testes de mineralogia da amostra da alimentação da flotação mostraram um material com predominância de hematita especular, porosa e quartzo e com 96,5% liberado abaixo de 150 $\mu$ m (100# Tyler). Os resultados são mostrados na tabela V.3.

Tabela V. 3- Resultados de análise mineralógica e grau de liberação da amostra padrão

Mineralogia e Grau de Liberação									
Hematita Especular		Hematita Porosa		Goethita		Magnetita		Quartzo Inteiro	
Volume	Peso	Volume	Peso	Volume	Peso	Volume	Peso	Volume	Peso
28,0	35,1	23,5	29,5	10,0	10,4	1,2	1,4	36,4	23,0
Quartzo Misto		Outros		Total		Grau de Liberação			
Volume	Peso	Volume	Peso	Volume	Peso	>100#	91,4		
0,6	0,4	0,3	0,3	100,0	100,0	<100#	96,5		

Os resultados dos testes de cinética de flotação para a amostra da alimentação da flotação mostraram um material com boa flotabilidade tendo um valor já estável para sílica (2,74%) com 2 minutos de flotação. Neste teste foram utilizados 400g/t de amido como depressor e 50 g/t de amina como coletor. Os resultados seguem na tabela V. 4 e na figura 5.2.

Tabela V. 4- Resultados do teste cinético da amostra padrão.

Teste cinético de Flotação						
Produto	Tempo de flotação	Massa (g) flotado	% Fe	% SiO <sub>2</sub>	Teor SiO <sub>2</sub>	Teor Acum.
					Concentrado	Fe rejeito
Alimentação	0	1492,30	43,94	34,79	34,79	---
Rejeito 1	0,5	511,90	13,33	80,14	11,12	13,33
Rejeito 2	1	86,20	13,03	80,65	4,41	13,29
Rejeito 3	1,5	16,30	12,72	81,00	2,99	13,27
Rejeito 4	2	3,20	18,29	72,75	2,74	13,30
Rejeito 5	4	3,30	47,95	28,05	2,64	13,48
Rejeito 6	6	2,60	63,43	5,93	2,63	13,69
Rejeito 7	10	4,20	64,89	2,93	2,63	14,03
Concentrado		864,60	65,65	2,63	---	

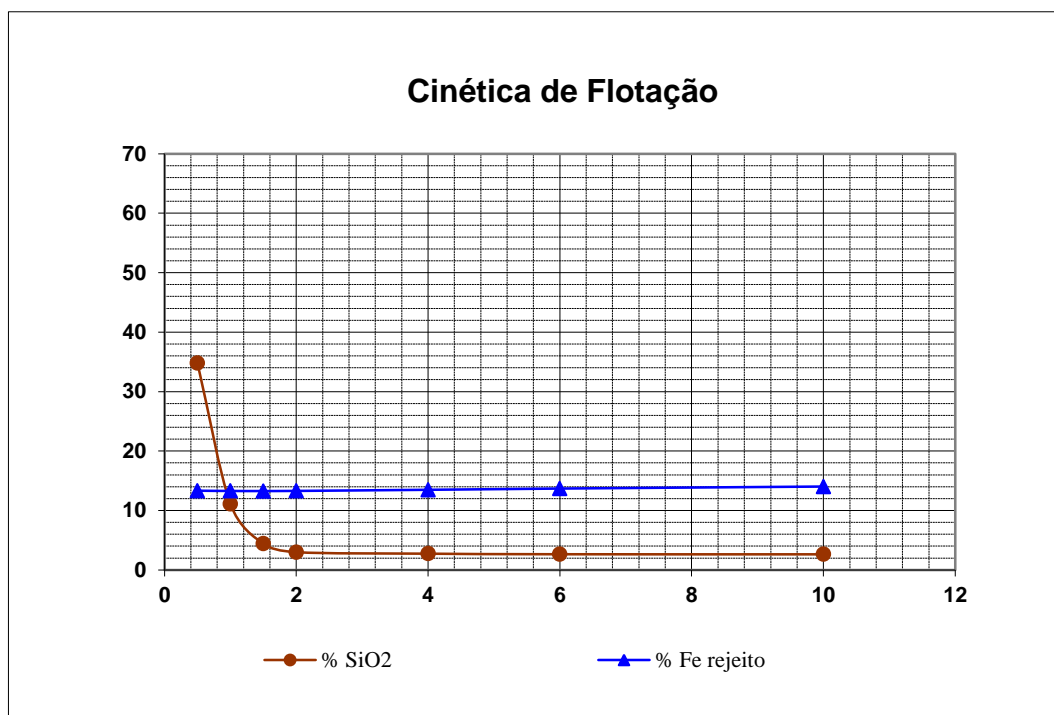


Figura 5. 2- Gráfico de cinética de flotação para a amostra padrão.

Foram realizados também testes de flotação em triplicata com a amostra padrão para conhecimento dos teores e recuperações do material. Os testes foram feitos utilizando como depressor amido de mandioca na dosagem de 400 gramas por tonelada, como coletor amina na dosagem de 50 gramas por tonelada e o pH foi ajustado para 10.5. Os resultados são mostrados na tabela V.5.

Tabela V. 5- Resultados do teste de flotação da amostra padrão

Teste de Flotação com amostra padrão								
Massa Teste (g)			SiO2 (%)	Fe (%)		Recuperação (%)		Alim (%) Fe calculada
Concentrado	Rejeito	Total	Concentrado	Concentrado	Rejeito	Peso	Metálica	
866,2	624,9	1491,1	2,48	65,79	14,81	58,09	86,03	44,42
870,0	626,2	1496,2	2,26	66,01	14,58	58,15	86,28	44,49
868,1	630,1	1498,2	2,34	65,93	14,15	57,94	86,52	44,15

Em seguida foram realizados testes de flotação em bancada com a amostra padrão considerando as configurações de circuito original e as configurações propostas

(A, B e C). Os resultados são mostrados nas tabelas V.6 a V.9 e as configurações são apresentadas nas figuras 5.3; a 5.6.

A figura 5.3 mostra o circuito de flotação convencional original onde o concentrado *re cleaner* é produto final, o rejeito *scavenger* é rejeito final e o rejeito *re cleaner* juntamente com o concentrado *scavenger* formam a carga circulante.

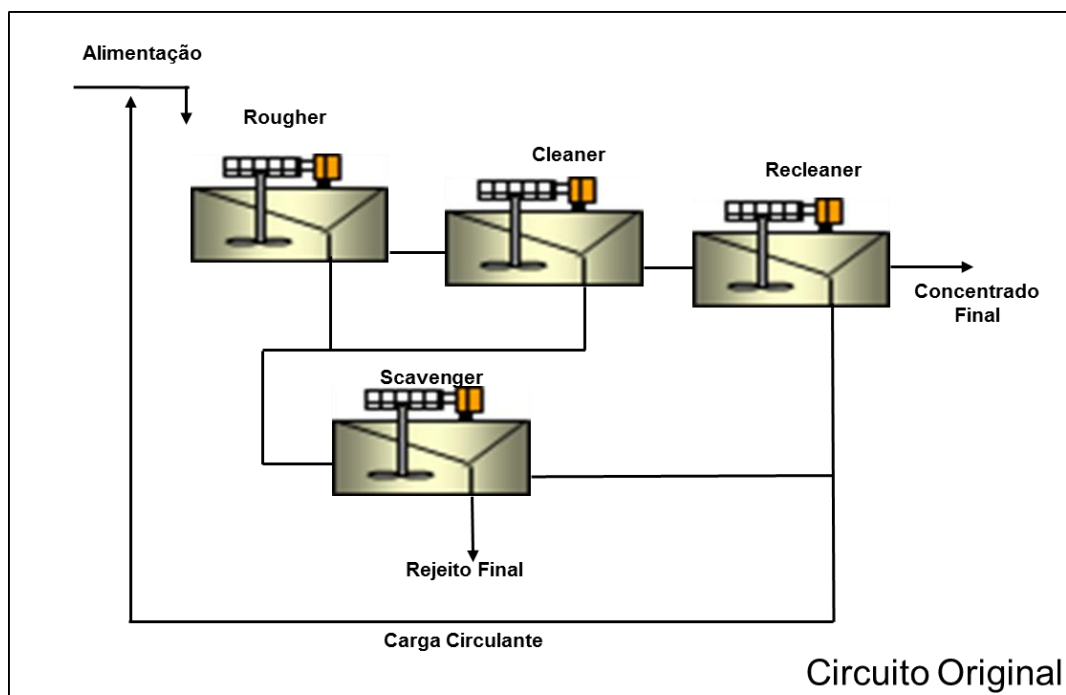


Figura 5. 3- Circuito original de flotação convencional do concentrador I.

A tabela V.6 mostra os resultados dos testes de bancada para a configuração do circuito original de flotação convencional. Nota-se uma recuperação em peso elevada na etapa *re cleaner*, 96,8%, demonstrando ineficiência de redução de sílica. O teor de ferro do concentrado *scavenger* que, é a carga circulante, estava em 24,26% empobrecendo a alimentação nova do circuito. A recuperação mássica global estava em 62,1% e a recuperação metálica global em 92% valores considerados baixos.

Tabela V. 6- Resultados do teste de bancada para o circuito original

Tabela de resultados de bancada para o circuito original					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso(%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher</i>	44,33	33,64	61,45	87,91
Concentrado	<i>Rougher</i>	63,42	6,35		
Rejeito	<i>Rougher</i>	13,9	70,36		
Alimentação	<i>Cleaner</i>	63,42	6,35	98,68	99,58
Concentrado	<i>Cleaner</i>	64,00	5,38		
Rejeito	<i>Cleaner</i>	20,15	62,25		
Alimentação	<i>Recleaner</i>	64,00	5,38	96,81	97,90
Concentrado	<i>Recleaner</i>	64,72	4,48		
Rejeito	<i>Recleaner</i>	42,16	33,71		
Alimentação	<i>Scavenger</i>	14,03	70,19	23,31	40,31
Concentrado	<i>Scavenger</i>	24,26	56,92		
Rejeito	<i>Scavenger</i>	10,92	74,23		
Carga Circulante		24,26			
Rejeito e recuperações global		10,92		62,10	90,66

A figura 5.4 mostra o circuito proposto (A) para a flotação convencional onde o concentrado *cleaner* é produto final, e têm-se duas etapas *scavenger* (primária e secundária). O rejeito da *scavenger* primária alimenta a *scavenger* secundária, o concentrado da *scavenger* primária juntamente com o concentrado da *scavenger* secundária formam a carga circulante e o rejeito da *scavenger* secundária é rejeito final e vai para a barragem.

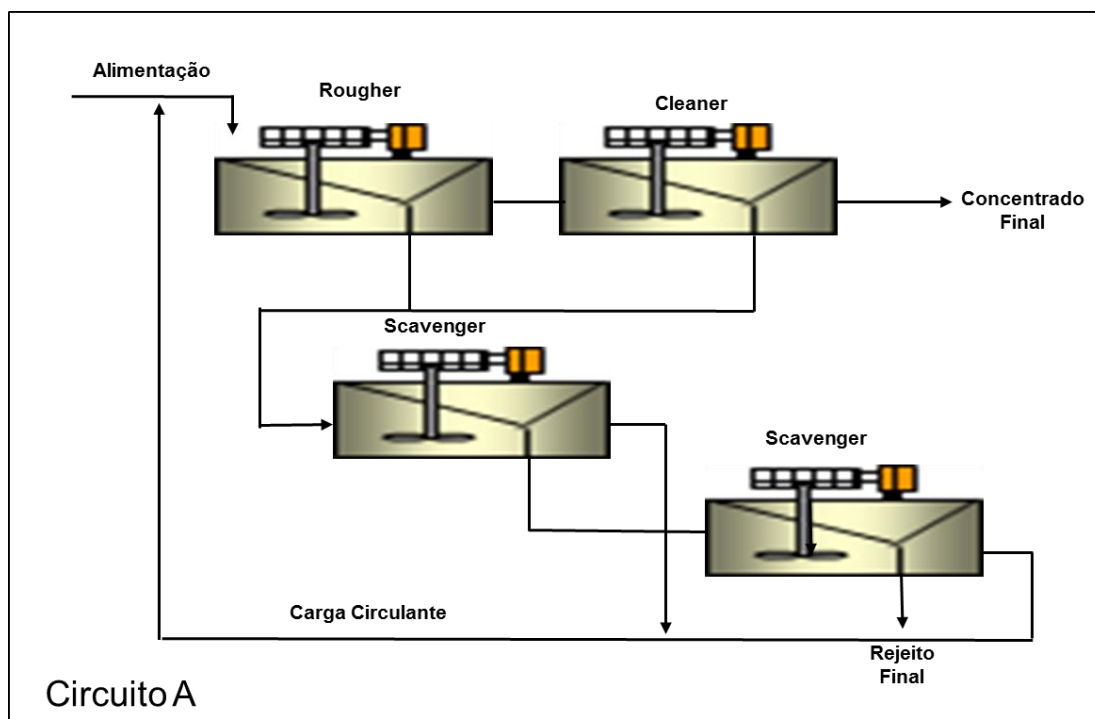


Figura 5. 4- Circuito A proposto para a flotação convencional

A tabela V.7 mostra os resultados dos testes de bancada para a configuração do circuito proposto (A). Apesar de apresentar bons resultados de recuperação global mássica 68,7 % e metálica 97,5%, o circuito apresenta um alto teor de sílica no concentrado, 6,27%. Mesmo considerando as etapas subsequentes de flotação, este valor não se tornaria um valor final dentro das especificações de campanha, principalmente em campanha CLS (descrito na página 47), onde o concentrado final deve ter  $\text{SiO}_2$  máxima de 1,33%. Outro ponto é o teor de ferro da carga circulante, 32,05%, que não é compatível com o teor da alimentação nova, 44,69%, causando empobrecimento da mesma.

Tabela V. 7- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (A).

Tabela de resultados do balanço de massas do circuito A					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso (%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher/Cleaner</i>	44,69	30,43	63,83	90,51
Concentrado	<i>Rougher/Cleaner</i>	63,37	6,27		
Rejeito	<i>Rougher/Cleaner</i>	11,73	82,75		
Alimentação	<i>Scavenger primário</i>	11,73	82,75	16,14	56,17
Concentrado	<i>Scavenger primário</i>	40,83	39,94		
Rejeito	<i>Scavenger primário</i>	6,13	90,91		
Alimentação	<i>Scavenger secundário</i>	6,13	90,91	14,77	49,67
Concentrado	<i>Scavenger secundário</i>	20,61	69,01		
Rejeito	<i>Scavenger secundário</i>	3,62	94,61		
Carga circulante		32,05			
Rejeito e recuperações global		3,62		68,74	97,47

A figura 5.5 mostra o circuito proposto (B) para a flotação convencional onde o concentrado *cleaner* é produto final, e têm-se duas etapas *scavenger* sendo uma *scavenger* da *rougher* e outra *scavenger* da *cleaner*. Os rejeitos *rougher* e *cleaner* alimentam as *scavengers*, os concentrados das *scavengers* formam a carga circulante e os rejeitos formam o rejeito final que vai para a barragem.



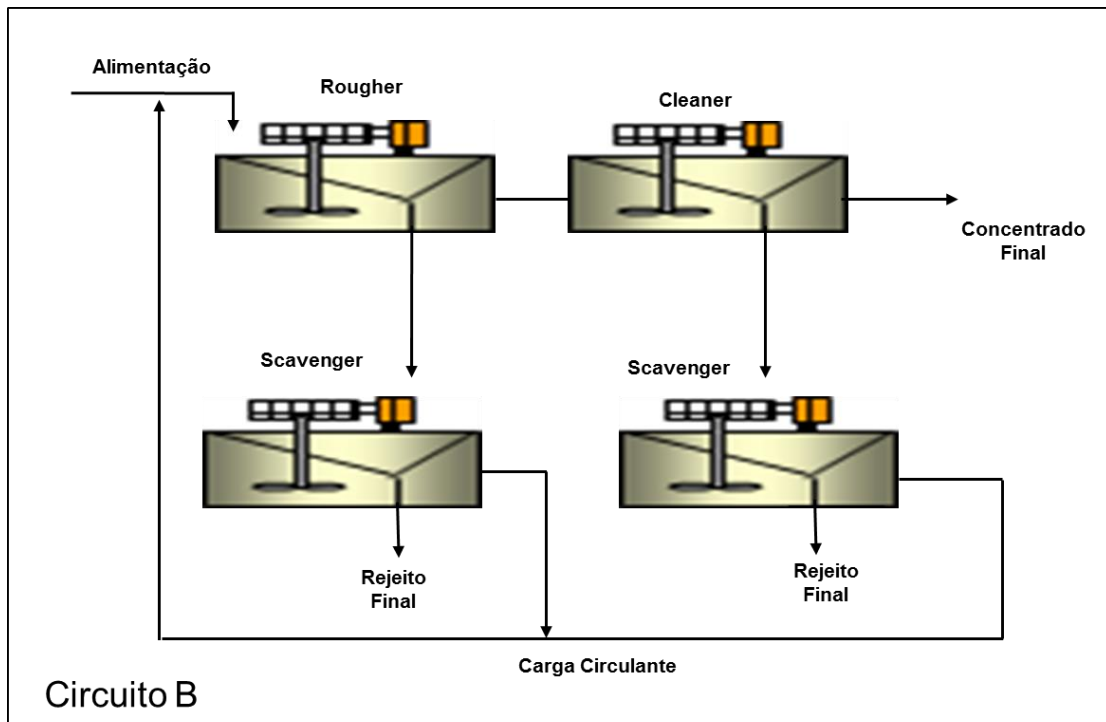


Figura 5. 5- Circuito B proposto para a flotação convencional.

A tabela V.8 mostra os resultados dos testes de bancada para a configuração do circuito proposto (B) que mostra um teor de  $\text{SiO}_2$  final em 1,83%, valor bem abaixo do valor apresentado no circuito A e que, considerando as etapas de flotação posteriores, poderia ser maior ( $\leq 5\%$ ). O teor de Fe na carga circulante é de 40,65% sendo mais compatível com o teor da alimentação nova, 44,17%. Os valores globais de recuperação mássica e metálica foram 62,9% e 94,68%, respectivamente.

Tabela V. 8- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (B)

Tabela de resultados do balanço de massas do circuito B					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso (%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher</i>	44,17	31,10	60,74	89,31
Concentrado	<i>Rougher</i>	64,94	3,81		
Rejeito	<i>Rougher</i>	12,03	82,27		
Alimentação	<i>Cleaner</i>	64,94	3,81	94,79	96,98
Concentrado	<i>Cleaner</i>	66,44	1,83		
Rejeito	<i>Cleaner</i>	37,67	44,39		
Alimentação	<i>Scavenger rougher</i>	12,03	82,27	20,62	63,64
Concentrado	<i>Scavenger rougher</i>	37,13	45,25		
Rejeito	<i>Scavenger rougher</i>	5,51	91,88		
Alimentação	<i>Scavenger cleaner</i>	37,67	44,39	37,99	65,13
Concentrado	<i>Scavenger cleaner</i>	64,59	4,8		
Rejeito	<i>Scavenger cleaner</i>	21,18	68,55		
Carga circulante		40,65			
Rejeito e recuperações global		6,34		62,95	94,68

A figura 5.6 mostra o circuito proposto (C) para a flotação convencional onde o concentrado *cleaner* é produto final, tem-se uma etapa *scavenger* que é alimentada pelo composto formado pelos rejeitos *rougher* e *cleaner* e cujo concentrado alimenta uma etapa *cleaner* da *scavenger* e o concentrado desta etapa é a carga circulante. Os rejeitos das duas *scavengers* compõem o rejeito final que vai para barragem

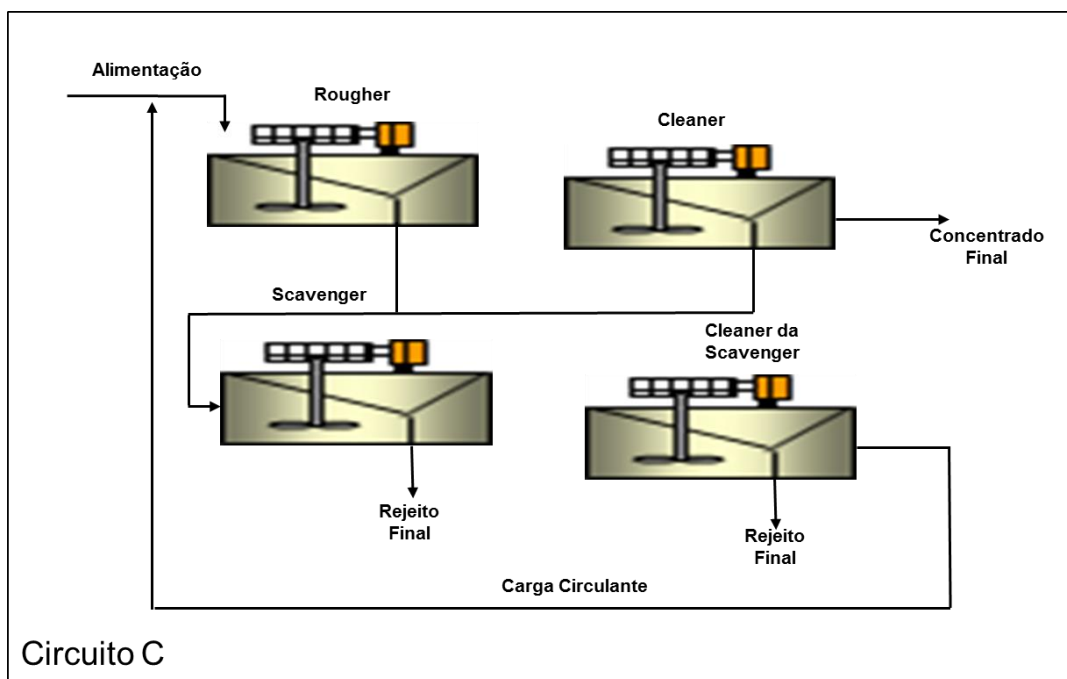


Figura 5. 6- Circuito C proposto para a flotação convencional

A tabela V.9 mostra os resultados dos testes de bancada para a configuração do circuito proposto (C) que mostra um teor de  $\text{SiO}_2$  final em 3,40%, valor abaixo do valor apresentado no circuito A (6,27%) e acima do valor mostrado no circuito B (1,83%). Considerando as etapas de flotação posteriores o valor do circuito C atenderá as especificações de qualidade para as duas campanhas CLS e CNS (descrito na página 47). O teor de ferro na carga circulante foi de 48,88% sendo um valor acima do valor da alimentação nova (44,39%), o que enriqueceria a mesma. Os valores globais de recuperação mássica e metálica foram 64,8% e 95,0%, respectivamente, sendo valores bastante expressivos.

Tabela V. 9- Resultados do teste de bancada para o circuito proposto (C).

Tabela de resultados do balanço de massas do circuito C					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso(%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher</i>	44,39	34,86	59,77	81,44
Concentrado	<i>Rougher</i>	60,48	10,37		
Rejeito	<i>Rougher</i>	13,69	79,75		
Alimentação	<i>Cleaner</i>	60,48	10,37	90,98	97,85
Concentrado	<i>Cleaner</i>	65,05	3,40		
Rejeito	<i>Cleaner</i>	14,41	78,60		
Alimentação	<i>Scavenger</i>	14,26	78,88	22,17	65,83
Concentrado	<i>Scavenger</i>	42,34	24,89		
Rejeito	<i>Scavenger</i>	6,26	90,62		
Alimentação	<i>Cleaner da Scavenger</i>	42,34	37,47	82,52	95,27
Concentrado	<i>Cleaner da Scavenger</i>	48,88	26,13		
Rejeito	<i>Cleaner da Scavenger</i>	11,45	83,00		
Carga circulante		48,88			
Rejeito e recuperações global		6,36		64,80	94,96

Comparando as três configurações propostas (A, B e C) e analisando os resultados de cada configuração sobre o ponto de vista de teor de SiO<sub>2</sub> no concentrado final, teor de ferro no rejeito final, concentrado final e carga circulante bem como os valores de recuperação global mássica e metálica, chegou-se conclusão que a configuração C é a que melhor atende, conforme mostrado na tabela V.10.

Tabela V. 10- Tabela resumo dos testes de bancada

Tabela resumo para os testes de bancada				
	Circuito original	Circuito A	Circuito B	Circuito C
	(%)	(%)	(%)	(%)
Teor de Fe concentrado	64,72	63,37	66,4	65,05
Teor de SiO <sub>2</sub> no concentrado	4,48	6,27	1,83	3,40
Teor de Fe rejeito	10,92	3,62	6,34	6,36
Teor de Fe carga circulante	24,26	32,05	40,65	48,88
Recuperação Mássica	62,1	68,7	62,9	64,8
Recuperação Metálica	92,0	97,5	94,7	95,0

Após a escolha do circuito foi feita uma análise granulométrica e química com os concentrados e rejeitos do circuito (C) e do circuito original. Os resultados são mostrados nas tabelas V.11 a V.14 e nas figuras 5.7 a 5.11.

Tabela V. 11- Análise granulométrica e química por faixa do concentrado circuito original

Granulometria e química por faixa do concentrado- circuito original											
Peneiramento		Alimentação				Teores (%)					
Malha	Abertura	Massa	% Ret.	% Ret.	% Passante-	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2
Tyler	Micrometros	(g)	Simple	Acumulada.							
150	105	11,39	13,16	13,16	86,84	63,95	3,86	0,37	0,061	4,09	0,11
200	74	13,73	15,85	29,00	71,00	65,74	2,29	0,32	0,053	3,35	0,08
270	53	15,92	18,39	47,39	52,61	66,51	1,44	0,26	0,043	2,75	0,06
325	44	7,60	8,78	56,17	43,83	67,10	1,06	0,25	0,036	2,22	0,05
400	37	6,41	7,40	63,57	36,43	67,40	0,96	0,23	0,033	2,01	0,04
<400	<37	31,55	36,43	100,00	0,00	67,41	1,23	0,23	0,028	1,64	0,04
				Cabeça Calculada		66,50	1,75	0,27	0,04	2,52	0,06
Massa Total		86,6	0,00	Cabeça Analisada		65,92	2,23	0,32	0,044	2,94	0,07

Tabela V. 12- Análise granulométrica e química por faixa do concentrado circuito C

Granulometria e química por faixa do concentrado- circuito C											
Peneiramento		Alimentação				Teores (%)					
Malha	Abertura	Massa	% Retido	% Retido	% Passante	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2
Tyler	Micrometros	(g)	Simple	Acumulado							
150	105	11,71	13,41	13,41	86,59	63,44	4,63	0,39	0,061	4,04	0,10
200	74	14,01	16,04	29,45	70,55	64,67	3,52	0,33	0,052	3,29	0,07
270	53	16,16	18,51	47,95	52,05	65,84	2,55	0,29	0,042	2,70	0,06
325	44	7,65	8,77	56,72	43,28	66,71	1,83	0,27	0,038	2,29	0,05
400	37	6,55	7,50	64,22	35,78	67,04	1,50	0,24	0,035	2,05	0,04
<400	<37	31,24	35,78	100,00	0,00	67,41	1,41	0,23	0,029	1,66	0,03
				Cabeça Calculada		66,06	2,43	0,28	0,04	2,52	0,05
Massa Total		87,31	0,00	Cabeça Analisada		65,22	3,14	0,31	0,042	2,90	0,07

Tabela V. 13- Análise granulométrica e química por faixa do rejeito circuito original

Granulometria e química por faixa do rejeito - circuito original											
Peneiramento		Alimentação				Teores (%)					
Malha	Abertura	Massa	% Retida	% Retida	% Passante	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2
Tyler	Micrometros	(g)	Simples	Acumulada							
16	1.000	0,00	0,00	0,00	100,00						
20	840	0,00	0,00	0,00	100,00						
28	595	0,00	0,00	0,00	100,00						
35	420	0,05	0,06	0,06	99,94						
48	297	0,47	0,57	0,63	99,37						
65	210	2,74	3,33	3,96	96,04	2,39	95,66	0,59	0,008	0,31	0,00
100	149	10,54	12,82	16,78	83,22	3,59	94,62	0,06	0,011	0,15	0,01
150	105	19,52	23,74	40,52	59,48	3,90	94,12	0,05	0,006	0,24	0,00
200	74	22,37	27,21	67,72	32,28	4,26	93,56	0,08	0,009	0,25	0,00
270	53	18,26	22,21	89,93	10,07	5,03	92,44	0,08	0,007	0,27	0,00
325	44	5,04	6,12	96,05	3,95	7,26	89,10	0,15	0,008	0,34	0,01
400	37	3,25	3,95	100,00	0,00	10,70	84,02	0,19	0,011	0,46	0,01
<400	<37										
				Cabeça Calculada		4,62	93,02	0,10	0,01	0,26	0,00
Massa Total		82,2	0,00	Cabeça Analisada		7,18	89,35	0,11	0,004	0,26	0,01

Tabela V. 14- Análise granulométrica e química por faixa do rejeito circuito C

Granulometria e química por faixa do rejeito - circuito C											
Peneiramento		Alimentação				Teores (%)					
Malha	Abertura	Massa	% Retido	% Retido	% Passante	Fe	SiO2	Al2O3	P	PPC	MnO2
Tyler	Micrometros	(g)	Simples	Acumulado							
16	1.000	0,00	0,00	0,00	100,00						
20	840	0,00	0,00	0,00	100,00						
28	595	0,00	0,00	0,00	100,00						
35	420	0,06	0,09	0,09	99,91						
48	297	0,56	0,79	0,87	99,13						
65	210	2,66	3,73	4,60	95,40	2,32	95,79	0,61	0,010	0,26	0,00
100	149	9,69	13,57	18,18	81,82	3,04	95,03	0,34	0,013	0,25	0,00
150	105	16,77	23,50	41,67	58,33	3,80	94,29	0,05	0,009	0,21	0,00
200	74	18,94	26,54	68,21	31,79	4,00	94,03	0,05	0,003	0,19	0,00
270	53	15,61	21,87	90,08	9,92	4,23	93,63	0,05	0,011	0,25	0,00
325	44	4,39	6,15	96,24	3,76	5,56	91,60	0,15	0,007	0,28	0,00
400	37	2,68	3,76	99,99	0,01	8,22	87,50	0,29	0,010	0,42	0,01
<400	<37										
				Cabeça Calculada		4,05	93,82	0,13	0,01	0,23	0,00
Massa Total		71,4	0,00	Cabeça Analisada		6,19	90,86	0,10	0,006	0,17	0,01

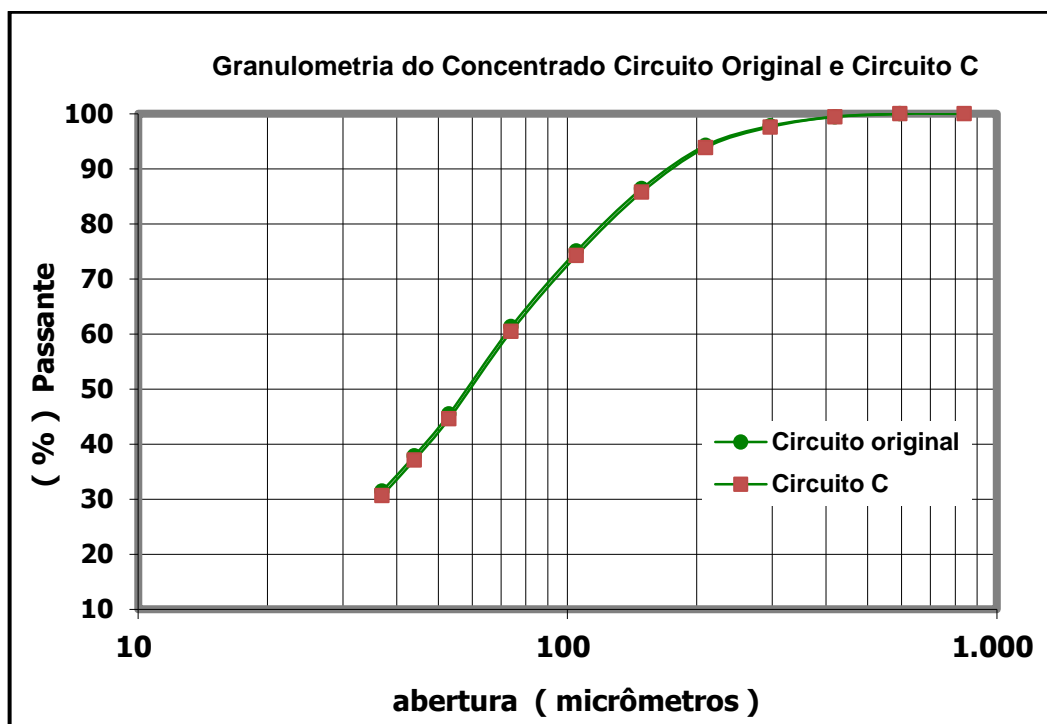


Figura 5. 7- Curvas granulométricas para concentrado do circuito original e do circuito C.

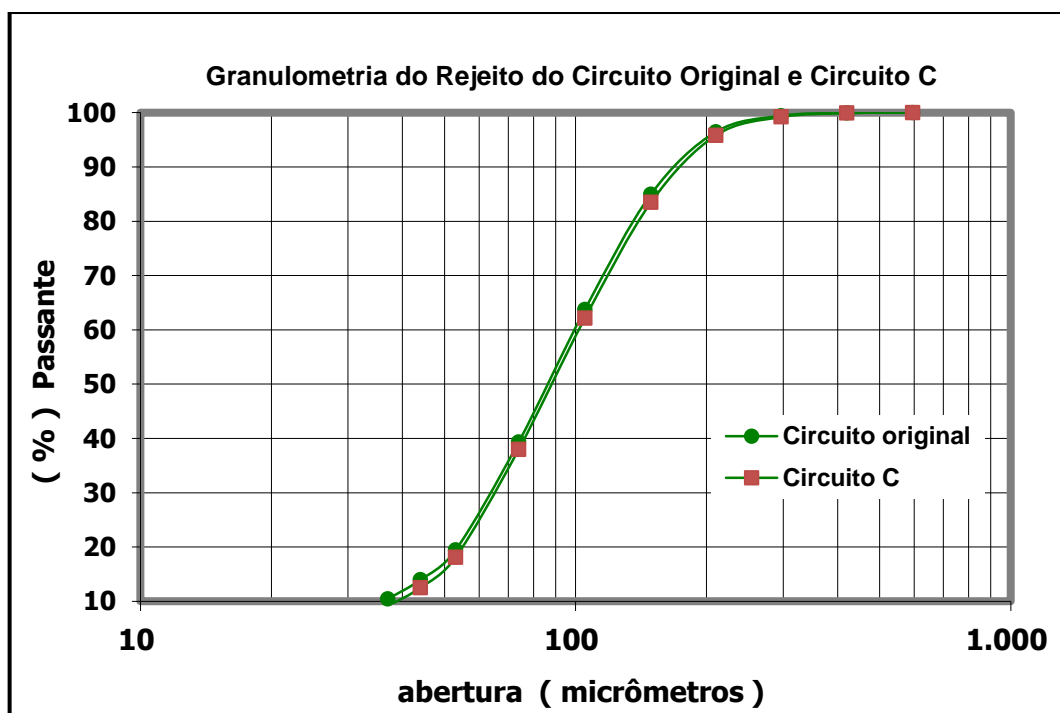


Figura 5. 8- Curvas granulométricas para rejeito do circuito original e circuito C.

Considerando os gráficos acima (figuras 5.7 e 5.8), vê-se que a distribuição granulométrica tanto para os concentrados quanto para os rejeito obtidos nos testes do circuito original são equivalentes à distribuição granulométrica obtida nos testes do circuito C.

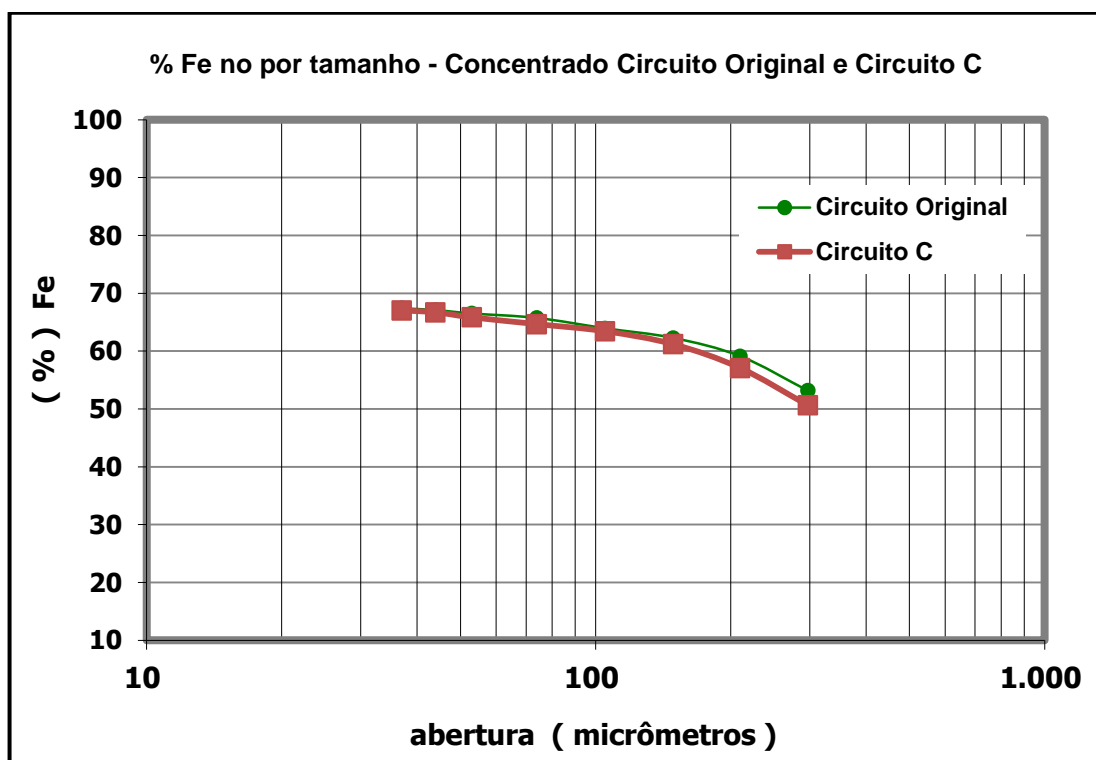


Figura 5. 9- Curvas de teor de ferro por tamanho para os concentrados do circuito original e circuito C.



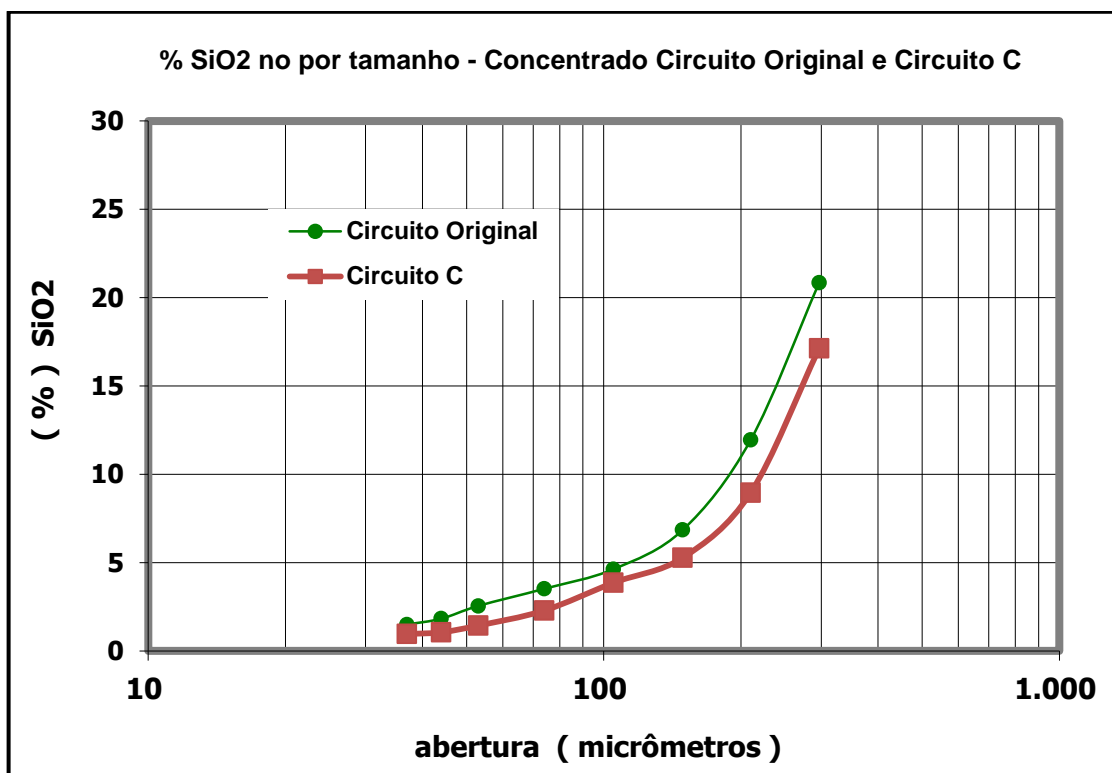


Figura 5. 10- Curvas de teor de SiO<sub>2</sub> por tamanho para os concentrados do circuito original e circuito C.

Observando os gráficos acima (figuras 5.9 e 5.10) para teores ferro Fe e SiO<sub>2</sub> por faixa de tamanho, percebe-se que a diferença entre os teores de ferro e SiO<sub>2</sub> obtidos, comparando os dois circuitos, é semelhante ao longo da curva.

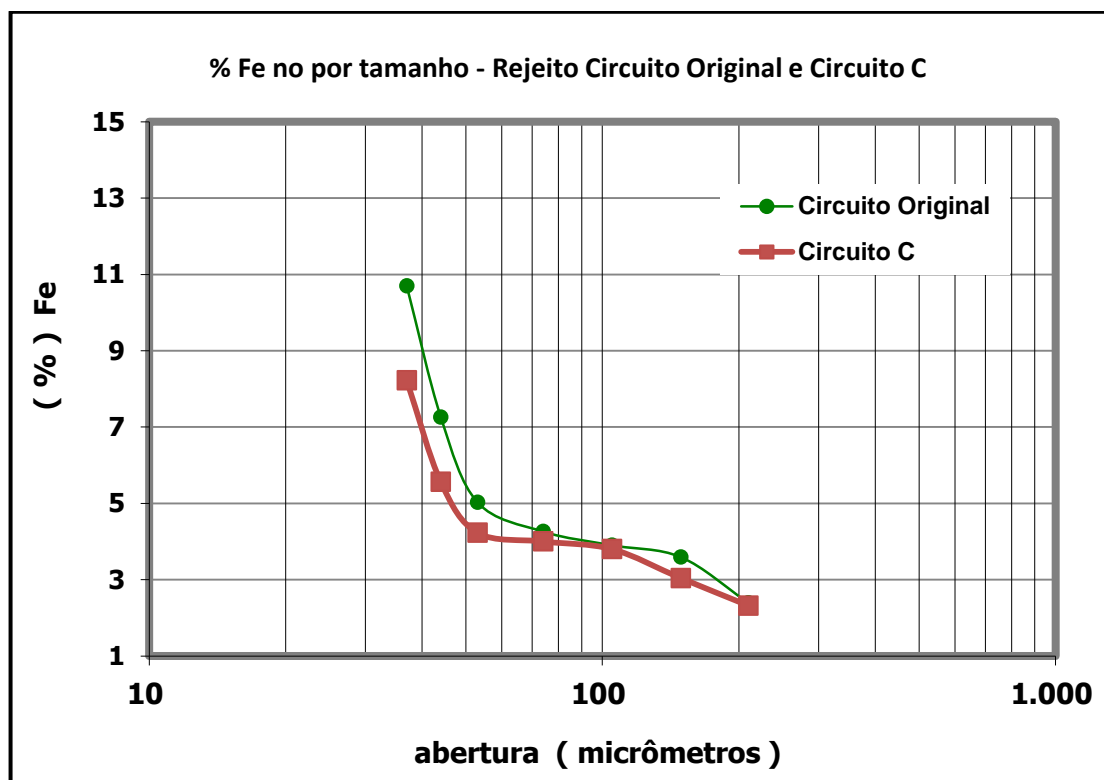


Figura 5. 11- Curvas de teor de ferro por tamanho para os rejeitos do circuito original e Circuito C.

Observando o gráfico acima (figura 5.11), para o teor de ferro por faixa de tamanho, vê-se que a diferença entre o teor de ferro obtido nos dois circuitos é maior nas faixas de tamanho onde as partículas são mais grosseiras (44 $\mu$ m, 53 $\mu$ m e 74 $\mu$ m). Dessa forma, os ganhos de recuperação com a alteração do circuito podem ser atribuídos ao aumento da recuperação dos minerais de ferro mais grosseiros associados ao aumento do tempo de residência/volume de flotação na etapa de recuperação (*scavenger*). Além disso, o aumento do volume de flotação *scavenger* permitiu reduzir o arraste das partículas mais finas.

Outro ponto claro é que no concentrado o quartzo concentra-se nas frações mais grossas >0,150mm influenciando na obtenção de especificações de concentrado e representa aproximadamente 14% em massa, o ferro fino concentra-se nas frações finas <0,037mm, representando aproximadamente 10% em massa. Muito provavelmente esse ferro fino presente no rejeito é devido a arraste hidrodinâmico. Atualmente com as

técnicas de moagem, remoagem e classificação consegue-se controlar essa variável de processo e obter concentrados mais puros com redução de 20% nos teores de quartzo.

Nos rejeitos, a presença de partículas de Fe na fração fina <0,037mm influencia diretamente na obtenção de teores de ferro no rejeito menores que 5%, e tem sido o grande desafio dos engenheiros de processo. Se a recuperação de ferro contido nas frações finas for aumentada, será viável a obtenção de teores de ferro no rejeito inferiores a 5%, o que representa 35% de redução no teor de ferro.

Após escolhida a configuração C para o circuito da flotação convencional, partiu-se para a modificação do circuito das quatro linhas de flotação. A modificação do circuito das linhas 01 e 02 da flotação convencional, ocorreu em fevereiro de 2015 e, das linhas 03 e 04 em junho. Assim que modificado, o circuito foi feito novamente uma amostragem industrial e o resultado segue apresentado na tabela V.15.

A tabela V.15 mostra os resultados do teste industrial para o circuito da flotação convencional modificado. O valor da sílica no concentrado ficou em 2,20% mostrando ainda oportunidade de redução de reagentes. O teor de Fe da carga circulante ficou em 41,71% estando compatível com o teor da alimentação nova de 45,78%. Os valores de recuperação global mássica e metálica ficaram em 63,5 e 92,2% respectivamente, valores esses que superaram os valores de recuperação mássica (58,47%) e metálica (89,57%) do teste industrial feito com o circuito original (Tabela V.1).

Tabela V. 15- Resultados do teste industrial do circuito modificado da flotação convencional

Tabela de resultados do circuito modificado- teste industrial					
Etapa de flotação		%Fe	%Sílica	Rec.Peso(%)	Rec. Metálica (%)
Alimentação	<i>Rougher</i>	45,78	29,71	82,79	94,69
Concentrado	<i>Rougher</i>	52,36	20,47		
Rejeito	<i>Rougher</i>	14,13	70,06		
Alimentação	<i>Cleaner</i>	52,36	20,47	66,24	84,07
Concentrado	<i>Cleaner</i>	66,45	2,20		
Rejeito	<i>Cleaner</i>	24,71	23,65		
Alimentação	<i>Scavenger</i>	20,43	61,89	66,20	85,94
Concentrado	<i>Scavenger</i>	26,52	53,99		
Rejeito	<i>Scavenger</i>	8,50	76,98		
Alimentação	<i>Cleaner da Scavenger</i>	26,52	53,99	43,64	68,63
Concentrado	<i>Cleaner da Scavenger</i>	41,71	34,29		
Rejeito	<i>Cleaner da Scavenger</i>	14,76	69,25		
Carga circulante		41,71			
Rejeito e recuperações global		9,79		63,52	92,20

Comparando os testes industriais antes e depois da modificação do circuito da flotação convencional vê-se que as especificações finais de qualidade desta etapa não foram alteradas, atendendo a premissa inicial do trabalho e que, o ganhos do circuito modificado são notórios nos quesitos: redução do teor de Fe no rejeito (~1,2%), recuperação mássica (~5%) e recuperação metálica (~ 2,6%). Os resultados seguem mostrados na tabela V.16.

Tabela V.16 – Comparativo entre o teste industrial antes e depois da modificação do circuito da flotação convencional

Tabela resumo para os testes industriais		
	Circuito original	Circuito C
	(%)	(%)
Teor de Fe no concentrado	66,37	66,45
Teor de SiO <sub>2</sub> no concentrado	2,21	2,20
Teor de Fe rejeito	10,98	9,79
Teor de Fe carga circulante	26,37	41,71
Recuperação Mássica	58,47	63,52
Recuperação Metálica	89,57	92,20

Após modificação do circuito nas quatro linhas de flotação, notou-se um menor consumo de amina (coletor) nas quatro linhas em comparação com o consumo antes da modificação. Diante disso foi feito um levantamento e coletados 850 dados horários das linhas 01 e 02 e 874 dados horários das linhas 03 e 04. Assim que analisados, os resultados mostraram uma redução de aproximadamente 10% no consumo de coletor, redução essa que impacta diretamente os custos do concentrador com reagentes. Os resultados são mostrados na figura 5.12.

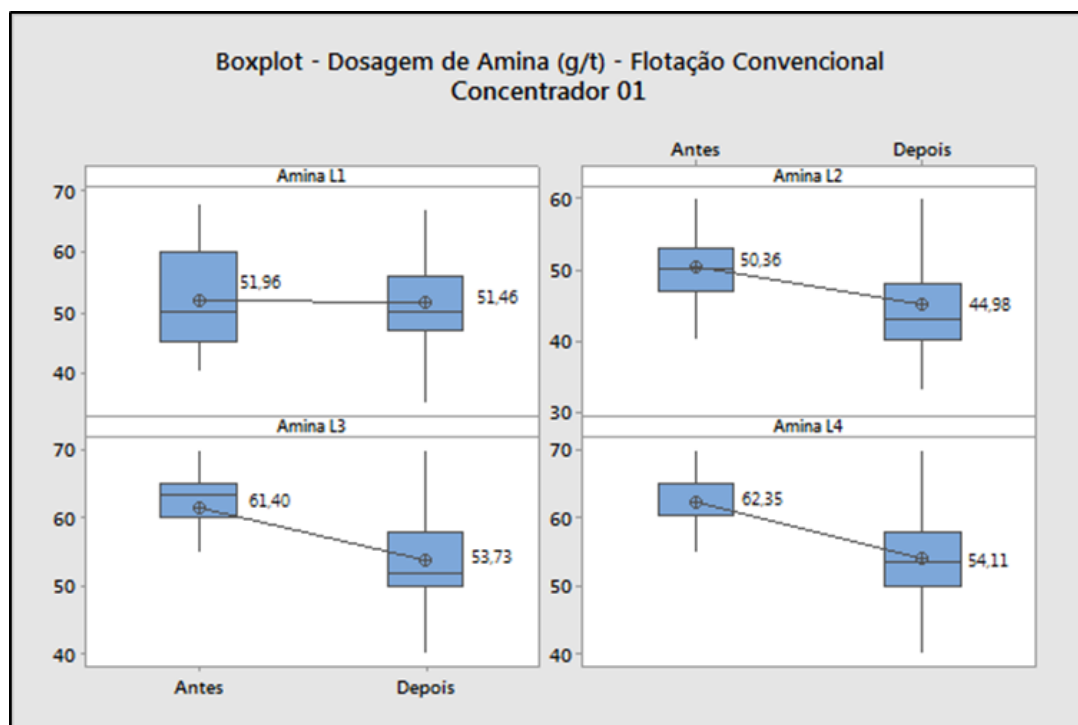


Figura 5. 12- Redução na dosagem de amina (coletor) após a modificação do circuito.

## Capítulo 6. Conclusões

Conclui-se que a configuração do circuito (C), mantendo a etapa *scavenger* e transformando a etapa *releaner* em *cleaner* da *scavenger*, foi a melhor opção das três analisadas neste trabalho.

A nova configuração permitiu o aumento das recuperações mássica e metálica devido à redução do teor de Fe no rejeito. A elevação no teor de Fe da carga circulante, somado a redução percentual da mesma, também foi fator importante no aumento das recuperações e tal fato se deu devido ao ganho no tempo de residência e de seletividade da etapa *scavenger*, o que tornou o processo mais eficiente. Esse aumento nas recuperações reflete em um ganho anual de produção de, aproximadamente, 600.000 toneladas de concentrado.

As especificações do concentrado produzido com a modificação do circuito foram preservadas, não comprometendo o resultado final do Concentrador.

O aumento das recuperações, reduzindo o teor de Fe no rejeito, possibilitou a redução do custo específico e em ganhos ambientais;

Houve redução de aproximadamente 10% no consumo de amina da etapa de flotação convencional. Frequentemente, o alto percentual de carga circulante com baixo teor de ferro dificultava a obtenção de sílica e forçava o aumento da dosagem de reagentes para obtenção da qualidade. Esse aumento na dosagem gerava perdas de recuperação e aumento dos custos operacionais. Tal redução de consumo é bastante expressiva uma vez que este insumo representa aproximadamente 22% do custo total de insumos utilizados no processo;

A disposição das células de flotação, após a modificação do circuito (concentrado final na etapa *cleaner*), permitiu que a alimentação dos moinhos secundários fosse feita por gravidade, o que motivou o fechamento do circuito dessa

etapa de moagem e proporcionou ganhos de produtividade e redução do consumo energético.

## **Capítulo 7: Relevância dos resultados**

Com as modificações, o circuito da flotação convencional se tornou mais eficiente promovendo o aumento da recuperação mássica bem como a redução no consumo de reagentes (amina). Transformando esse delta de recuperação mássica em toneladas de concentrado pode-se chegar a uma perda evitada de produção de 600.000 toneladas ano.

Destaca-se ainda o ganho de ordem ambiental de grande relevância, pois, com aumento da recuperação mássica, uma grande quantidade de massa deixou de ser enviada para a barragem de contenção de rejeitos.



## Capítulo 8: Sugestões para trabalhos futuros

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

- 1) otimizar o fluxo de ar para a etapa *scavenger* com vistas a melhorar o desempenho das células;
- 2) otimizar a rotação dos agitadores das *scavengers* no intuito de melhorar a classificação;
- 3) aplicar para a flotação o método de compartimentos desenvolvido por Orivaldo Savassi em 2005;
- 4) desenvolver projetos para recuperação de ferro fino na flotação.

## Capítulo 9: Referências bibliográficas

Alecrim, J. D. - *Recursos Minerais do Estado de Minas Gerais*. Belo Horizonte: Metamig, 297 p., 1982.

Araujo, A.C.- Influência de íons de alumínio e caolinita na flotação catiônica reversa de quartzo e hematita. Dissertação de Mestrado (Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte 1982.

Araujo, A. C., Peres, A. E. C. - *Froth Flotation: relevant facts and the Brazilian case*. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 43p., 1995.

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

Araujo, A. C., Viana, P. R. M., Peres, A. E. C. - *Reagents in iron ores flotation*. Minerals Engineering, vol. 18, p. 219-224, 2005.

Araujo, A. C., Viana, P. R. M., Peres, A. E. C. - *Reagents in iron ores flotation*. Minerals Engineering, v.18, p. 219-224, 2005.

Araujo, A. C., Peres, A. E. C., Viana, P. R. M., Oliveira, J. F. - Flotação de minérios de ferro. In: Chaves, Arthur Pinto (Organizador). *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios: Flotação – O Estado da Arte no Brasil*. São Paulo: Signus Editora, pp.01-29, 2006.

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

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

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

Brandão, P. R. G. - Flotação de Oxi-minerais, 1985. In: Peres, A. E. C.- Flotação, 1999.

Bulatovic, S. M. - *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*; Vol. 1; 1st Edition; Elsevier; Amsterdam. p. 81-86, 178-180 e 215-232, 2007.

Castro, E. B. - Influência de finos na flotação de minério de ferro: efeitos da granulometria e da mineralogia. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2002.

Chaves, A. P., Leal Filho, L. S.- Flotação In: Luz, A. B. et al (ed.). -Tratamento de minério. 4ª edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, pág. 411 a 453,2004.

Coelho, E. M. - Beneficiamento de minérios de ferro - Tese (Concurso para professor titular) - Escola de Engenharia da UFMG, Belo Horizonte. Cap.3, 1984.

Cornell, R. M. e Schwertmann, U. - *The iron oxides*. New York: VCH, 1996.

Costa, J. L.- Seletividade na flotação de minérios ferríferos dolomíticos. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP – Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas -136p., 2009.

Cruz, M. R - Flotação Fracionada: Aumento do Rendimento da Flotação Através da Divisão da Alimentação em Duas Frações Granulométricas - Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica, 2010.

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

Donskoi, E., Suthers, S. P., Campbell, J. J., Raynlyn, T.- Modelling and optimization of hydrocyclone for iron ore fines beneficiation-using optical image analysis and iron ore texture classification. Int. J. Miner. Process. 87, pp. 106–11, 2008.

Dudnikov, S. V., Shubov, L. Y. e Glazunov, L. A. - Fundamentos de la teoria y la practica de empleo de reactivos de flotacion. Trad. URSS: MIR, 1980.

Fuerstenau, M. C. e Palmer, B. R. - *Anionic flotation of oxides and silicates*. p. 148 – 196. In Fuerstenau, M. C. Flotation, v. 1, AIME. New York. 1976.

Fuerstenau, D. W. – The recovery of fine particle by physical separation methods, Beneficiation of Mineral Fines. Michigan, p. 3-59, 1979.

Fuerstenau, D. W. - Fine Particle Flotation. Proceedings of International Symposium on Fine Particles Processing Las Vegas, Nevada, February 24-28, p. 669-705, 1980.

Gupta, A. K., Banerjee, P. K., Mishra, A., Satish, P. e Pradip.- Effect of alcohol and polyglycol ether frothers on foam stability, bubble size and coal flotation. International Journal of Mineral Processing, v. 82, p. 126-137, 2007.

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

Iwasaki, I., Cooke, S. R. B., Harraway, D. H. e Shoy, H.S. - Iron wash ore slimes – some mineralogical and flotation characteristics. Transactions AIME 223. p. 97-108, 1962.

Iwasaki, I. - Iron ore flotation, theory and practice. Mining Engineering, p.622- 63, 1983, apud Mapa, P. S., 2006.

Iwasaki, I. - Iron ore flotation, theory and practice. *Minning Engineering*, Vol. 35, pp. 622-632, 1983.

Klassen, V. I. e Mokrousov, V.A. - *An Introduction to the Theory of Flotation*. London, Butterworth. 620 p. 1963.

Krishnan, S. V., Iwasaki, I. - Pulp dispersion in selective desliming of iron ores, *International Journal of Mineral Processing*, 12, pp. 1-13,1984.

Laskowski J. S., Vurdela R. M.- Positively charged colloidal especies in aqueous anionic surfactant solutions. *Colloids and Surfaces*. Amsterdam. v. 22, p77-80, 1987.

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

Leja, J. - *Flotation Surfactants*. In: Leja, J. *Surface Chemistry of Froth Flotation*. 2nd Printing. New York and London: Plenum Press, p. 205 – 339, 1983.

Lima, N. P. - Comportamento de minérios itabiríticos dos complexos Alegria e Fábrica Nova frente aos processos de deslamagem e flotação. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2001.

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

Lopes, G. M. - Flotação direta de minério de ferro. Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto - Dissertação de Mestrado, 175p., 2009.

Luz, J. A. M. - *Flotação aniônica de rejeito itabirítico: estudo de reagentes alternativos e modelamento polifásico do processo*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 1996.

Machado, A. F. – *Simulação de Circuitos de flotação por meio de modelos matemáticos* - Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 1990.

Machado, F. B.; Moreira, C. A.; Zanardo, A; Andre, A. C.; Godoy, A. M.; Ferreira, J. A.; Galembeck, T.; Nardy, A. J. R.; Artur, A. C.; Oliveira, M. A. F de Enciclopédia Multimídia de Minerais. [on-line].ISBN: 85-89082-113, 2003. Disponível na Internet via WWW. URL: <http://www.rc.unesp.br/museudpm>. Arquivo capturado em Outubro de 2015.

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

Mapa, P. S.; Resende, A. J. C.; Vieira, M. G. - *Utilização do amido de mandioca na flotação da Samarco Mineração S.A.* In: *Anais do VII Simpósio brasileiro de minério de ferro*, v.2, p.738-745, 2007.

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

Nascimento, D. R. - *Flotação aniônica de minério de ferro*. Ouro Preto - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, 2010.

Oliveira, P. S – *Rotas para recuperação de ferro fino contido no underflow do espessador de lama da usina de Conceição*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2006.

Oliveira, J. F. Flotação. - In: Fernandes, E. D. S. Matos, G. M. Castilho, Z. C e Luz, A. B. - *Tendências Tecnológicas Brasil 2015: geociências e tecnologia mineral*. Rio de Janeiro: SGB/CPRM/CETEM, 2007.

Penna, R., Oliveira, M. L., Valadão, G. E. e Peres, A. E. - Estudo comparativo entre dois sistemas de aeração de coluna de flotação. *Revista Escola de Minas*, v. 56, p. 195-200, 2003.

Peres, A. E. C., Coelho, E. M., Araujo, A. C. - 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, 1980.

Peres, A. E. C., Araujo, A. C. - 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, 2006.

Peres, A. E. C., Araujo, A. C. - A flotação como operação unitária no tratamento de minérios. In: CHAVES, A. P., *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios*, Volume 4, A flotação no Brasil, Signus Editora, p.1-29, 2009.

Prasad, M. S. - *Reagents in the mineral industry – recente trends and applications*. *Minerals Engineering*, vol. 5, p. 279 – 294, 1992.

Queiroz, L. A. - Emprego da atrição na deslamagem: efeitos na flotação reversa de minérios itabiríticos. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 176p., 2003.

Rabelo, P. J. B.- Estudos de caracterização e redução do teor de fósforo do minério de ferro da mina de Alegria, Mariana, MG. - Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 1994.

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

Reis, R. L. R. - *Propriedades e aplicação do griz de milho na flotação catiônica reversa de minérios itabiríticos*. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 1987.

Rocha, L., Cançado, R. Z. L., Peres A. E. C. - Iron ore slimes flotation. *Minerals Engineering* 23, pp.842–845, 2010.

Roe, L. A. - *Iron ore beneficiation*. U.S.A. Minerals Publishing Company. 1957.

Santana, P. P. – Flotação direta de minério de Ferro Itabirítico - Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2012.

Santiago, T. C., Araujo, A. C. et al - Minério de ferro. In: Aspectos Tecnológicos Relativos à Preparação de Carga e Operação de Alto-Forno. ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, Belo Horizonte, 1993.

Santos, E. P. - Alternativas para o tratamento de ultrafinos de minério de ferro da Mina do Pico/MG por Flotação em Coluna. Porto Alegre: Escola de Engenharia da UFRGS. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, 136p., 2010.

Santos, L. D. Brandão, P. R. G. - Variações mineralógicas, morfológicas e microestruturais em minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero, MG, e suas implicações no processamento mineral. In: IV Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro. p.674-682, 2003.

Santos, N. A - Avaliação do Modelo dos Compartimentos aplicado à flotação de minério de cobre. Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação



em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, 83p., 2014.

Silva, D. B., Valadares, M. C. -*Tratamento de minérios*. In: Geologia, beneficiamento, caracterização e análise micro-estrutural de minérios de ferro. Vitória: ABM - Associação Brasileira de Metalurgia e Materiais, 1988.

Souza, C. C., de Araujo, A. C. - A influência do tamanho da partícula de lama na flotação de minérios de ferro. In: II Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Aglomeração, Ouro Preto, ABM, p.73-88, 1999.

Taggart, A. F. - Handbook of mineral dressing: ores and industrial minerals. New York: Columbia University, 1945.

Totou, A. R. - Efeito da dispersão na deslamagem e flotação de polpas de minérios hematíticos itabiríticos. Ouro Preto: Escola de Engenharia de Minas da UFOP, Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas, 96p., 2010.

Turrer, A. D., Rabelo, P. J. B. - Aplicação de experimentos fatoriais e de misturas na otimização de coletores. In: XVII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, p. 445-454, 1998.

Turrer, H. D. G. - Utilização de poliacrilamidas de alto peso molecular na flotação catiônica reversa de minério de ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2004.

Turrer, H. D. G. - Polímeros depressores na flotação de minério de ferro. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2007.

Veras, M. M. - Influência do tipo de espumante nas características de espuma produzida na flotação - Dissertação de mestrado submetida ao Programa de Pós-

Graduação em Engenharia Mineral-PPGEM, Universidade Federal de Pernambuco, 2010.

Viana, P. R. M.; Souza, H. S. - O uso de *grit* de milho com o depressor no sistema de flotação hematita/quartzo; In II Congresso Latino americano de Flotación, Concepción, vol.II, p.Vi2.1-Vi2.20, 1985.

Viana, P. R. M. - Prática industrial na indústria de minério de ferro. In: Apostila de Tratamento de Minérios. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Dissertação de Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, p. 205-225, 2004.

Viana, P. R. M. Araujo, A. C., Peres, A. E. C. - *Adsorção de coletores aniônicos em silicatos*. Revista Escola de Minas. Vol. 58. Nº 3. Ouro Preto, julho/setembro de 2005.

Vieira, A. M. - Efeito da granulometria na flotação de quartzo. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, Tese de Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas, 2005.

Wills, B. A. - Minerals processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. Queensland: Pergamon Press, 1985.